

Міністерство освіти і науки,
молоді та спорту України

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Вісник
Криворізького національного
університету

Збірник наукових праць

Випуск 31

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.

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Вісник Криворізького національного університету

Збірник наукових праць

Засновано у 2003 р. Випуск 31,

2012

Кривий Ріг

Зміст

ТЕХНІЧНІ НАУКИ

Ступник Н.И., Письменный С.В. Физическое моделирование формы компенсационных камер при отработке блоков на больших глубинах	3
Близиюков В.Г. Баранов И.В., Савицкий А.В. Исключение субъективных факторов при определении конечных контуров желе- зородных карьеров в составе	7
Пережудов В.В., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г. Развитие сырьевой базы Ингулецкого горнообогатительного комбината ...	11
Пережудов В.В., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г. Интенсификация разработки Артемовского месторождения магнетитовых кварцитов ПАО «ЦГОК»	17
Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г., Сидор В.М. Новые технологии в разработке Васиновского месторождения магнетитовых кварцитов	20
Пишеничный В.Г. Определение рационального режима горных работ и внутреннего отвалообразования для карьеров, разрабаты- вающих крутопадающие месторождения	23
Шаталов А.Г. Мироненко А.И., Вегера З.Н., Шаповалова Г.М. Рациональные схемы и оптимальные способы откачивания воды с использованием центробежных насосов на примере карьера ПАО «ИНГОК»	27
Цариковский В.В., Сиротюк С.В. Взаимосвязь параметров горизонтальных рудных обнажений и процессов самообрушения рудного массива	30
Касьян Н.Н., Сахно И.Г. Мороз О.К. Управление кинетикой перемещений пород в пределах зоны разрушения вокруг горных выработок	34
Петренко Ю.А., Новиков А.О., Резник А.В., Шестопалов И.Н. Равнорадусная металлическая крепь направленной податливости	38
Григор'єв О.С., Терещук Р.М. Дослідження напружено-деформованого стану похилих виробок в умовах ПАТ «ДТЕК Добро- піллявугілля»	41
Андреев Б.Н., Бровко Д.В. Научный подход в оценке надежности эксплуатируемых объектов поверхности горнопромышленного комплекса	46
Бровко Д.В., Посмашина Н.И., Хворост В.В. Анализ оснований для динамического расчета зданий и сооружений в поверхност- ном комплексе шахт горнодобывающих предприятий	50
Мартовицкий А.В. Исследование параметров обрушения сложноструктурного породного массива при движении лавы от монтажной камеры на ПСП «шахта Стелная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»	54
Новикова Е.Н. Самсонников Д.В., Опалатенко Р.Н., Николаенко Е.Ю. Влияние параметров экспоненциальной в ариотрамной модели на точность построения цмр в точках исходных данных методом крайгинга	59
Паламар А.Ю. Аналіз сучасних спеціалізованих програмних комплексів автоматизації камеральної обробки інженерно- геодезичних даних на підприємствах Кривбасу	62
Андреев Б.М., Родько О.М. Технологія проходки устя вертикального ствола із застосуванням способу опускного кріплення	67
Бровко Д.В., Ярославский В.А. Выбор и обоснование методов производства работ по усилению конструкций с обеспечением устойчивости	71
Романенко А.А. Оценка методов наблюдений влияния горных выработок шахты «Центральная» на устойчивость Северного борта карьера ПАО «ИнГОК»	74
Серкін В.М. Дослідження залежностей величини об'єму від кута нахилу планового положення перерізів та величини відстані між ними	77
Шолох М.В., Топчий О.Л. Особливості формування якості рудної сировини гірничо-видобувних підприємств	81
Генчо Паничаров, Мовчан О.Г. Реновация производства электроэнергии тэс на основе строительства гибридных модулей	84
Пережудов В.В. Аблеу В.В. Проектирование наблюдения наиболее общих принципов	87
Мойся И.И., Лавриненко Е.В., Артемьева Н.Г., Роуцупкина З.П. Железобетонный безригельный каркас общественного здания по сетке колонн 9×9 м	92
Тімченко Р.О., Крішюк Д.А., Шевчук О.В., Петрова Л.В. Нові підходи в проектуванні енергоефективних будівель	95
Аблеу В.В., Самарин С.А. Аспекты оценки воздействий на окружающую среду транспортирования горной массы из карьеров	99
Блощук А.В. Ценовітча структура рослинних угруповань відвалів ГЗК ПАТ „Арселор Міттал Кривий Ріг”	102
Романенко А.В. Гордійчук Л.Ф., Николаева И.В. Экологическая оценка размещения и переработки шлаков металлургического предприятия ...	105
Антонік І.П., Антонік В.І. Бондаренко А.М. Чернявська А.П. Оцінка ефективності застосування різних видів гідромакрофітів для біологічного очищення води техногенних водойм від іонів та солей заліза	109
Медуля А.П. Локализация подземных пустот и повышение безопасности труда горнорабочих на шахтах Кривбасса	114
Ошмянський І.Б., Латишин А.Е., Латишин О.О., Немченко А.А. Методика визначення депресій вентиляційних дільниць шахтної мережі	118
Перкова Т. И., Рудаков Д. В. Разработка и идентификация модели подземной миграции минерализованных шахтных вод в зоне расположения водоотстойников Центрального Кривбасса	122
Гурін А.О., Шаповалов В.А., Давидов А.В. Дистанційний відбір проб повітря при проведенні виробок	126
Шваєр Н.Ю., Домничев М.В., Нестеренко О.В. Обучение будущих инженеров по охране труда эргономической экспертизе рабочих мест	129
Янова Л.О., Пищикова О.В., Сахно С.І. Актуальність питань охорони праці та безпеки у надзвичайних ситуаціях при виконанні відповідного розділу у дипломних роботах студентів інженерно-економічних спеціальностей	133
Журавлев Ф.М., Лялюк В.П., Бойковец В.Я., Шушменюк А.И. Разработка конструкции и отработка технологии термоупрочнения железородных окашшей на стальных перфорированных подинах взамен колосниковой решетки обжиговых тележек	138
Ляхова И.А., Соколова В.П., Кассим Д.А., Свист Н.Ю. Физико-химическая сущность связи степени дробления угольной шихты с качеством получаемого кокса	140
Присяжний А.Г., Коренко М.Г., Староста Н.В. Математичне моделювання залежності тертя від основних факторів	143
Вдовиченко И.Н. Использование систем поддержки принятия решений в управлении предприятием	147
Губін Г.В., Калініченко Ю.П., Ткач В.В., Губін Г.Г. Про переробку відпрацьованих автомобілів	150
Дац Н.А. Анализ способов подачи охлаждающей жидкости для термической обработки крупногабаритных деталей из стали 110Г13л методом душирования	157
Мироненко А.И., Шпак А.В., Бабец О.Н., Вегера З.Н., Шаповалова Г.М. Применение передовых технологий в литейном производств ...	161

Кислова М.А. Поняття компетентнісного підходу та ключової компетентності при навчанні вищій математиці	163
Чумаков В.П., Коренко М.Г., Староста Н.В. Пути повышения жесткости прокатных клетей	167
Громадский В.А. Исследования механизма подачи станка шарошечного бурения, обоснование параметров надштангового амортизатора бурового става	171
Горбачов Ю.Г., Шторфунуова Г.В., Слатвінський М.М. Аналіз раціональних параметрів роботи огрудувача чашевого	175
Громадский А.С., Кузьменко Д.И. Обоснование конструктивных параметров штыревых коронок для бурения ручными перфораторами шпуров увеличенного диаметра	177
Горбачов Ю.Г., Почужевський О.Д. Новий підхід до формування показника складності маршруту руху гірничо-транспортних машин	180
Александрова Т.В., Мелашенко В.А. Математическая модель устройства эксцентрикового типа для захвата ленты наклонного конвейера при ее поперечном обрыве	184
Бугай Л.А. Проблемы и пути возрождения горного машиностроения Кривбасса	187
Пустовой В.А., Мироненко А.И., Вегера З.Н. Применение модернизированной подъемной машины для скипового подъема шахты «Заря» ПАО «КЖРК»	189
Монастирський Ю.А., Веснін А.В., Сістук В.О. Обґрунтування управління обертанням ведучих коліс кар'єрних автосамоскидів для створення додаткового поворотного моменту	192
Бондар О.В., Новіков К.В. Дослідження впливу ослаблення різьбового з'єднання на працездатність стаціонарних роторних машин	196
Толмачев С.Т., Ільченко А.В., Власенко В.А. Электромагнитное поле в магнитопроводящем круговом цилиндре	198
Заміцький О.В., Єфіменко І. Аналіз існуючих режимів спалювання природного газу	201
Сінолиць А.П., Кольсун В.А., Дуб Є.С. Критерії взаємовпливу і електромагнітної сумісності в системах групового електроприводу	204
Воротеляк Э.А., Коломиц А.В. Некоторые аспекты влияния параметров схемы замещения на рабочие режимы глубокопазного короткозамкнутого асинхронного двигателя	207
Тытюк В.К., Харченко В.А. Разработка инструментальных средств для измерения мощности в математических моделях	210
Логінов О.А., Шокін В.П. Математична модель теплового балансу в приміщенні	214
Гриценко А.Н. Информационно-измерительная система оперативного использования данных каротажа	218
Попруха Д.В., Валовой О.І. Проблеми технології монолітного будівництва в Україні	221
Маринич І.А. Адаптивное согласованное управление дробильно-измельчительным комплексом на базе структуры с распределенными параметрами функции сокращения крупности руды	225
Бойко В.И., Дрон С.А., Нельга А.Т. Технологический процесс прокатки с учетом неравномерности темпа	228
Аралкин А.С., Перегудов С.В. Визначення раціональних параметрів спраження клесного свердла	231
Нечепуренко М.С. Приближенный расчет параметров упругих преобразователей движений	234
Степаненко Е.Ю., Шабаяв Е., Семенченко Д.А. Структура и математическая модель мехатронной системы подачи стреловидного исполнительного органа проходческого комбайна	236
Олійник Т.А., Красуля О.В. Розробка комплексної технології збагачення каолінової сировини України	241
Олійник Т.А., Скляр Л.В., Піскунова М.А. Аналіз ринку тальк-магнетитової сировини	245
Моркун В.С., Гончаров С.А., Подгородецкий Н.С. Моделирование процесса классификации измельченной руды в механическом классификаторе в пакете Matlab	248
Гнеушев В.О., Стадник О.С. Обґрунтування технологічної схеми виробництва торфових гранул та брикетів з некондиційної сировини	252
Крупко В.Г., Веснин А.В., Дихтенко Р.Н. Определение рациональных параметров жесткостной системы экскаватора со сниженными динамическими нагрузками	256
Николаенко К.В., Рельков С.А. Исследование химической термодинамики растворения ванадия при совмещении операций измельчения и выщелачивания отработанных ванадиевых катализаторов	258
Стрїха В.В. Удосконалення класифікації технологічних схем видобування паливного фрезерного торфу в Україні та світі	261
Єфіменко В.В. Проблеми переробки горної маси на горно-обогатительных комбинатах Кривбасса	264
Шульгин С.К., Кутін А.І. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів хімічного виробництва	268
Кушнірук Н.В., Кукла А.В. Радіометричне збагачення уранових руд	270
Булах О.В., Сіроклін З.В., Ковальчук Х.У. Дослідження впливу процесу класифікації на технологічні показники збагачення магнетитових кварцитів	274
Дубровський С.С., Артамонова Д.О., Храмова І.І. Аналіз методів технологічного забезпечення якості поверхонь при обробці	278
Заміцький О.В., Кривенко А.Ю. Модель термогазодинамических процессов турбокомпрессора с контактной системой охлаждения	281
Латишин О.Є., Коновалюк В.А., Немченко А.А., Латишин О.О., Худік М.В. Поліпшення ефективності роботи аспіраційних укріплень перерантажувальних вузлів	285
ЕКОНОМІЧНІ НАУКИ	
Мусієнко В.Д., Молозина Н.А., Замахаєва А.М. Проблема інвестування в активи людського капіталу	289
Кравченко Н.В. Вплив відчуження праці на формування людського капіталу	293
Турило А.М., Адамченко М.В. Теоретико-методологічні підходи щодо удосконалення визначення поняття «інноваційний потенціал підприємства»	297
Брадул О.М., Світличний О.В. Методологічні основи варіантного аналізу як джерела інформаційно-аналітичного забезпечення менеджменту корпорацій	302
Климовский Н.Н. О предельных сроках динамической оценки месторождений	307
Перегудов В.В., Романенко О.В., Драгун Б.Т., Ніколенко С.М., Ланцетова Л.І., Кітов А.А. Техніко-економічне обґрунтування параметрів постійних кондицій Шиманівського родовища	311
Перегудов В.В., Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Ніколенко Е.М., Ланцетова Л.І., Губина В.Г. Уточненные методы определения параметров кондиций минерального сырья	316
Крутов Г.В., Кучма О.І., Недашковський Ю.В. Диференціація енерготарифів - впливовий фактор підвищення економічної ефективності управління енерговикористанням споживачів	321
Ковальчук В.А., Пурий Г.В. Оцінка операційної активності та структури витрат підприємств гірничорудної промисловості	326
Варава А.А. Формування та реалізація організаційно-економічного механізму інформаційного забезпечення стратегічного управління на підприємствах корпоративного типу	330
Котковський В.С., Дячун І.В. Аналіз ціноутворення на кредитні продукти на прикладі ПАТ «АЛЬФА-БАНК»	335
Нусінов В.Я., Нусінова Я.В. Вартісні показники кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів	338
Орлов В.В. Оренда персоналу як інновація в галузі управління трудовими ресурсами	342
Короленко С.М., Русов Д.Л. Аналіз складових формування фінансових результатів від операційної діяльності підприємства	346
Оболонська І.В. Встановлення впливу потужнісних ресурсів гірничовидобувного підприємства на його виробничу потужність	349
Цимбалюк О.В. Кількісна оцінка ризиків промислового підприємства з використанням методу Монте-Карло	354
Федорченко А.О. Економіко-математичне моделювання показників оцінки процесів технологічного розвитку гірничорудних підприємств	358
АНОТАЦІЇ	363

УДК 622.2.001.57: 622.268.8

Н.И. СТУПНИК, С.В. ПИСЬМЕННЫЙ, кандидаты техн.наук, доц.,
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФОРМЫ КОМПЕНСАЦИОННЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ БЛОКОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Выполнено физическое моделирование компенсационных камер различной формы при подземной разработке залежей в Криворожском железорудном бассейне в сложных горно-геологических условиях на больших глубинах, в результате которого получены зависимости изменения деформаций вокруг камер от приложенной внешней нагрузки.

Проблема и ее связь с научной и практической задачей. Общие запасы железных руд в Украине составляют примерно 23,2 млрд т, из них порядка 60-70 % приходится на долю Криворожского региона. В Криворожском железорудном бассейне удельный вес природно богатых железных руд с содержанием железа до 60-62 % составляет около 40-50 % от общих запасов. Железные руды расположены в породной толще шириной 1-2 км, вытянутой в северо-восточном направлении на 100 км. На начало 2012 г. в Криворожском бассейне действует восемь шахт с подземной добычей железных руд. Из общего объема добычи сырой руды в Украине на долю Кривбасса приходится более 80 % при этом подземным способом добывается более 30 %.

При отработке железных руд Криворожского бассейна подземные горные работы приближаются к уровню предельной глубины подъема 1500-1800 м, однако запасы разведанны до глубины 2 км и более, табл.1 [1].

Таблица 1

Глубина ведения горных работ на железорудных предприятиях с подземным способом добычи

Название предприятия	Шахта	Глубина ведения горных работ, м	Разведанные запасы до глубины, м	Применяемые системы разработки
ПАО "Евраз Сухая Балка"	Юбилейная	1260	2060	п/э обрушение, камерные с обрушением целиков
	им. Фрунзе	1135	1500	
ПАО "Кривбассжелезрудком"	Родина	1315	1765	п/э обрушение
	Октябрьская	1190	2015	п/э обрушение, камерные с обрушением целиков
	им. Ленина	1275	1955	камерная с обрушением руды и налегающих пород
	Гвардейская	1270	1990	
ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог"	им. Артем-1	1135	-	п/э обрушение

Согласно данным геологоразведки, значительная часть запасов, как бедных, так и богатых руд, залегает до глубины 2500 м. Оработка этих запасов возможна лишь многоступенчатым подъемом. Переход на многоступенчатый подъем неизбежно приведет к увеличению затрат на добычу полезного ископаемого, что может существенно снизить конкурентоспособность добываемого сырья. Разработка эффективной технологии добычи полезного ископаемого на больших глубинах и повышение качественных показателей добываемой рудной массы во время очистных работ является первоочередной проблемой.

Анализ исследований и публикаций. Изменение горнотехнических условий подземной разработки приводит к ухудшению условий очистной выемки, а также к перераспределению напряжений и увеличению горного давления по отдельным выемочным участкам. Интенсивность проявлений горного давления зависит главным образом от глубины разработки и от объема вовлекаемых в обрушение пород. Наиболее интенсивно проявляется горное давление в центральной части рудных залежей, где формируется зона концентрации повышенных напряжений [2-4]. Перенапряжение пород приводит к смятию рудного массива, а также к разрушению пройденных в нем выработок, усложняются условия выпуска и доставки руды, [5]. Рост напряженности горного массива приводит к снижению его устойчивости. Нередко наблюдается скалывание и сдвигание рудного массива на границах с отрабатываемым и отработанным участками месторождения, что усложняет подготовку блока и оработку новых панелей.

Вследствие этого качество дробления обрушенной руды ухудшается, неравномерность дробления увеличивается, потери и засорение руды при выпуске возрастают [6].

Потери руды при подземной разработке наносят невосполнимый ущерб всей отрасли уменьшая подготовленные к выемке запасы, увеличивая затраты на разведку месторождения, строительство и подготовку новых горизонтов, поддержание выработок, разбуривание и обрушение рудного массива. Засорение руды снижает ее металлургическую ценность, что является чрезвычайно нежелательным в условиях рыночных отношений, увеличивает дополнительную загрузку транспорта, за счет перевозки засоряющих пород, повышает затраты на обогащение и металлургический передел, а так же снижается объем добытой чистой руды.

Рядом авторов [7,8] прогнозируются значительные проявления горного давления, на шахтах Криворожского железорудного бассейна на глубинах свыше 1600 м, при этом не исключаются динамические удары. Разработка теоретических основ оптимизации процессов выпуска обрушенной руды в условиях значительных проявлений горного давления является крупной научно-технической проблемой при подземном освоении запасов.

Постановка задачи. Эффективный выпуск обрушенной руды зависит от ряда влияющих факторов: способ отбойки, режим выпуска, параметры и расположение компенсационных камер (отрезных щелей), системы разработки. Исследованиями [1] было установлено, что увеличение параметров компенсационной камеры приводит к увеличению объема чистой руды, что, соответственно, улучшает качество добываемой рудной массы.

При отбойке массива широкое применение нашли вертикальные, горизонтальные и наклонные компенсационные камеры, однако их устойчивость не всегда обеспечивается при больших обнажениях. Уменьшение объема компенсационных камер обеспечивает их устойчивость, но тем самым ухудшает показатели выпуска руды. Формирование компенсационной камеры сводчатой формы позволяет, увеличив объем, обеспечить ее устойчивость, а также улучшить общие показатели выпуска за счет более качественного дробления.

Изложение материала и результаты. Для определения устойчивости компенсационных камер в условиях проявлений горного давления были проведены лабораторные эксперименты с использованием эквивалентных материалов. Подбор эквивалентных материалов выполнялся на основании теории подобия. При моделировании процессов деформаций и напряженного состояния пород, вызванных этими деформациями, определяющими критериями подобия при подборе эквивалентных материалов являлись: предел прочности на сжатие; объемный вес; модуль упругости; коэффициент Пуассона и модуль сдвига.

Временное сопротивление исследуемых образцов на сжатие выполняли в соответствии с принятым международным стандартом на определение прочности пород при одноосном сжатии. Устанавливали изготовленный и обработанный образец и к нему прикладывали нагрузку, непрерывно повышая ее до момента разрушения образца. Определение упругих свойств эквивалентного материала производилось статическим методом на образцах с размерами 50×50×100

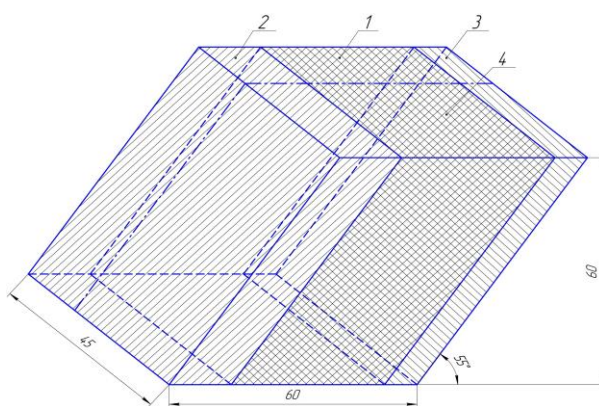


Рис. 1. Общий вид объемной модели: 1,2,3 – эквивалентный материал имитирующий физические свойства соответственно богатой руды и пустых пород всякаго и лежащего боков

мм. Отношение высоты образца к длине ребра основания должно быть не менее 2, поскольку при таком соотношении в средней части образца формируется равномерное одноосное напряженное состояние. Измерение деформаций образцов для вычисления показателей его деформируемости производят с помощью тензометрических устройств.

Модуль упругости E и коэффициент поперечных деформаций μ вычисляли по формулам, кг/см^2

$$E = (KP)/(\xi_1 S), \quad \mu = \xi_2 / \xi_1,$$

где K - коэффициент тарировки тензометров; P - нагрузка на образец, кг ; S - площадь образца; ξ_1, ξ_2 - продольные и поперечные относительные деформации образца.

Модуль сдвига определяли расчетным

путем по выражению, кг/см^2

$$G = E/2(1 + \mu).$$

Для определения наиболее устойчивой формы компенсационной камеры были смоделированы компенсационные камеры трех типов: горизонтальная, вертикальная и сводчатая.

Моделирование проводилось следующим образом. В деревянный ящик длиной 60 см шириной 45 см и высотой 60 см закатывался слоями эквивалентный материал с физико-механическими характеристиками руды и породы, см.рис. 1. Передняя стенка модели выполнена из стекла. От рудной залежи с висячего и лежачего бока формировали пустые породы, с крепостью пород в натуре соответственно 8 и 14 по шкале профессора М.М. Протодяконова.

После того, как материал застывал и набирал необходимый предел прочности, в моделируемом рудном массиве вырезались соответствующие компенсационные камеры, рис.2а,г,ж. Параметры камер, приведены в табл. 2.

Таблица 2

Исходные данные для моделируемого объекта

Компенсационная камера	Объем компенсационной камеры, м ³	Параметры компенсационной камеры, м			Коэффициент крепости		Устойчивость	Моделируемая глубина разработки, м
		длина	ширина	высота	руды	породы		
Горизонтальная	6125	35	30	7	10	8/14	средняя	1500
Вертикальная	6125	35	7	30				
Сводчатая	6125	35	17	23				

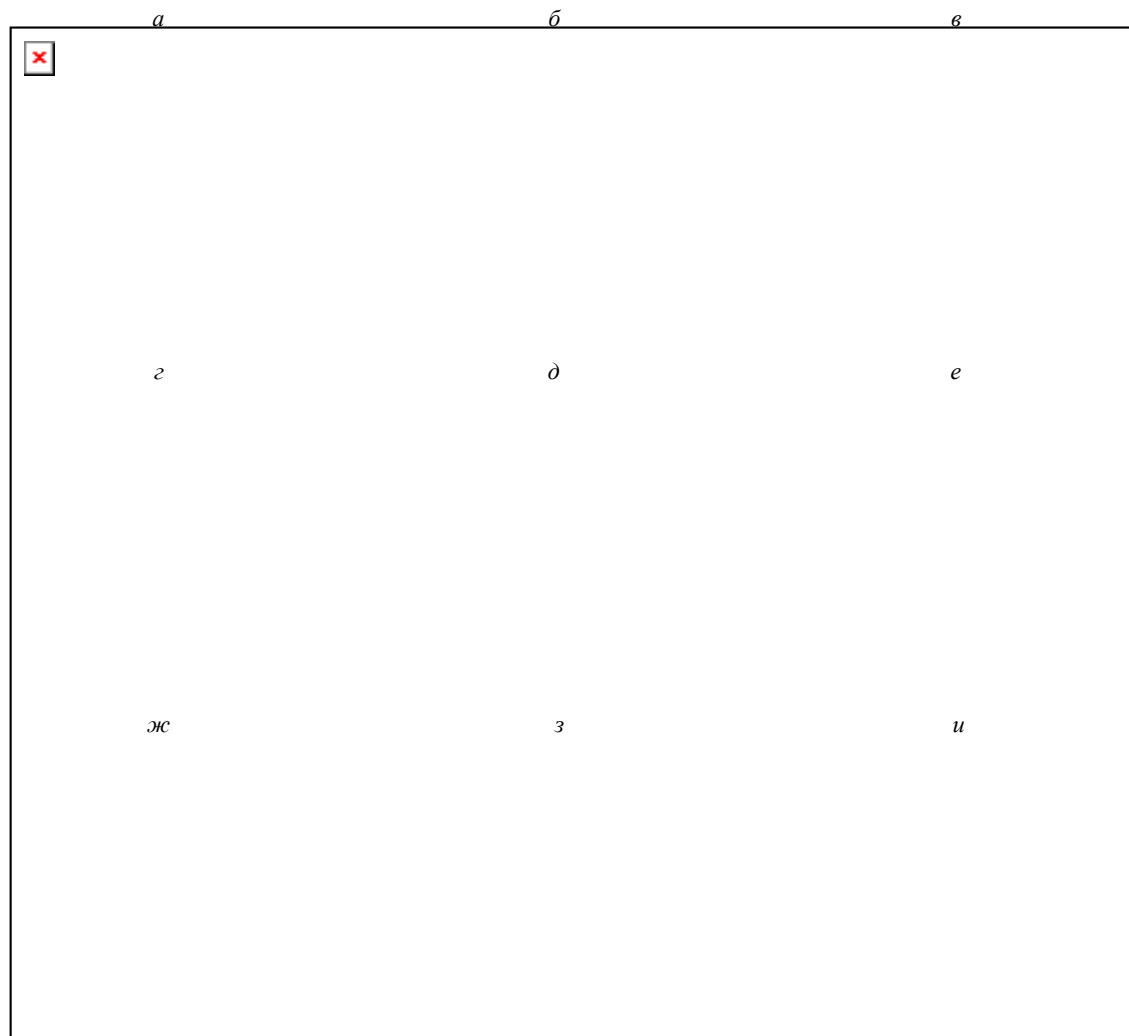


Рис. 2. Стадии моделирования устойчивости компенсационных камер: а, б, в, г, д, е, ж, з, и - стадии моделирования; 1 - компенсационная камера; 2 - контур проектируемого блока; 3 - модель; 4 - эквивалентный материал; 5 - граница контура зоны пониженного и повышенного напряжения; 6 - обрушенный эквивалентный материал

Основным количественным параметром, влияющим на устойчивость камер принимали их объем, который был равен в трех моделируемых вариантах. Устойчивость компенсационных

камер уточняли по методике НИГРИ [9].

Объем компенсационной камеры сводчатой формы определяем по интегральному выражению, м³

$$V = \pm L \int \left(2\sqrt[3]{P_z P_e^2} \right) 4 \sqrt[3]{1 - x^2 / 4\sqrt[3]{P_z^2 P_e}}^3 ,$$

где L - длина компенсационной камеры, равная длине блока по простиранию, м; P_z , P_e - радиусы горизонтального и вертикального максимально допустимых обнажений компенсационной камеры; x - текущая координата свода.

В процессе моделирования модель нагружали внешней нагрузкой с помощью установки УММ-50, фиксировали ее в течение 1 месяца и определяли с помощью тензодатчиков деформации происходящие в эквивалентном материале вокруг компенсационных камер.

Эксперимент выполнялся по следующей схеме: образец сверху изначально нагружали массой 3000 кг (0,8 кг/см²) затем увеличивали нагрузку на 1000 кг (0,28 кг/см²) через 3-5 дней до тех пор, пока не начинался процесс деформации в массиве. Полученные в результате лабораторных экспериментов изменения деформаций в процессе нагружения массива приведены на графике, рис.3.

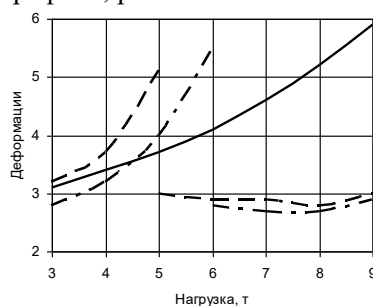


Рис. 3. Зависимость изменения деформаций от увеличения внешней нагрузки на модель вокруг компенсационных камер при их существовании 3 мес.: сплошная линия - сводчатой формы, пунктирная - горизонтальной; штрихпунктирная - вертикальной

Из графика, приведенного на рис. 3, видно, что с увеличением нагрузки деформации увеличиваются до предельной величины. После разрушения массива, деформации над компенсационной камерой стабилизируются.

В процессе увеличения нагрузки, визуально наблюдалось скалывание материала по контуру камеры. Разрушение происходило в зонах пониженных действующих напряжений вокруг камер. При увеличении нагрузки в 1,5-2,0 раза деформации достигали максимальных значений $5,1 \dots 5,6 \cdot 10^{-2}$ мм соответственно при горизонтальной и вертикальной компенсационных камерах, после чего эквивалентный материал вокруг камер разрушался образуя свод устойчивого равновесия, см.рис. 2б,д,з. С дальнейшим увеличением нагрузки с 5000...6000 до 9000 кг деформации составляют $2,7 \dots 3,0 \cdot 10^{-2}$ мм, при этом наблюдались частые сколы материала вокруг вертикальной и горизонтальной компенсационных камер.

Моделирование сводчатой формы компенсационной камеры показало, что с увеличением нагрузки в 2,5-3,0 раза ее устойчивость сохраняется, при этом более активно увеличивается зона деформаций по контуру камеры, частично изменяя ее форму. Так, при плавном увеличении нагрузки до 9000 кг, деформации достигли $5,9 \cdot 10^{-2}$ мм, а частичное разрушение камеры происходило в средней части компенсационной камеры.

Разрушение компенсационной камеры сводчатой формы происходит после увеличения массы приложенной на модель в размере 12000 кг. Как показало моделирование на компенсационную камеру возможно воздействие данной нагрузки после 6-8 месяцев существования обнажения. Учитывая, что срок службы компенсационной камеры обычно до 2-3 месяцев, вероятность возникновения данных нагрузок вокруг камеры невелика. Однако, данные нагрузки могут возникать при динамическом ударе.

При моделировании динамического удара модель нагружали до значений 800 г/см² и давали ей отстояться 7 дней, после чего резко увеличивали внешнюю приложенную нагрузку в 1,5-2,0 раза и возвращали внешнюю нагрузку в исходное нагружение 800 г/см². При резком увеличении внешней нагрузки на модель в 1,5-2,0 раза горизонтальная и вертикальная компенсационные камеры были полностью разрушены, при этом деформации массива распространились за пределы проектируемого (отрабатываемого) участка, рис. 2в,е. В реальных же условиях, глубокие скважины вблизи компенсационных камер были бы разрушены и потеряны. Выпуск горной массы сопровождался бы с большими затратами на вторичное дробление, а доработка блока осуществлялась бы с увеличенной себестоимостью добычи.

В случае моделирования горного удара с компенсационной камерой сводчатой формы,

наблюдалось незначительное скалывание горного массива с боков выработки, при этом в верхней части свода камера и массив остались не деформированными, рис. 2и.

Выводы и направление дальнейших исследований. Формирование компенсационных камер сводчатой формы, позволит успешно отрабатывать месторождения в условиях горных ударов. Однако, учитывая, что компенсационная камера претерпела изменений, необходимо определить более устойчивую форму камеры, при которой затраты на ее формирование не будут превышать затрат при формировании существующих компенсационных камер.

Список литературы

1. **Ступник Н.И., Письменный С.В.** Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды / **Н.И.Ступник, С.В.Письменный** // Вісник ДВНЗ "Криворізький національний університет". – 2012. – Вип. 30. – С. 3-7.
2. **Булат А.Ф., Курносов А.Т.** Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов / **А.Ф.Булат, А.Т.Курносов** // – К.: Наукова думка, 1987. – 200 с.
3. **Баклашов И.В., Картозия Б. А.** Механические процессы в породных массивах / **И.В.Баклашов, Б.А.Картозия** // М.: Недра, 1986. – 272 с.
4. **Лавриненко В.Ф., Лысак В.И.** Добыча богатых железных руд на глубоких горизонтах шахт Криворожского бассейна / **Лавриненко В.Ф., Лысак В.И.** // Горный журнал, 1986. – №11. – С. 20-25.
5. **Цариковский ВВ., Булат А.Ф., Приходченко В.П.** Контроль процессов разрушения руд Кривбасса геофизическими методами для повышения эффективности их отработки / **В.В.Цариковский, А.Ф.Булат, В.П.Приходченко** // Сб. научн. трудов НИГРИ. – Кривой Рог: НИГРИ, 1998. – С. 21-24.
6. **Хомяков В.И., Петек В.В., Вольдман Д.И.** Пути снижения потерь и разубоживания руды при подэтажном обрушении / **В.И.Хомяков, В.В.Петек, Д.И.Вольдман** // Горный журнал, 1988. – №1. – С. 35-37.
7. **Лавриненко В.Ф., Лысак В.И.** Уровень удароопасности пород на глубоких горизонтах шахт Кривбасса / **В.Ф.Лавриненко, В.И.Лысак** // Разраб. руд. месторожд. - К.: Техніка, 1991. - Вип. 52. – С. 30-36.
8. **Усаченко Б.М.** Свойства горных пород и устойчивость горных выработок / **Б.М.Усаченко** // – К.: Наукова думка, 1997. – 116 с.
9. **Цариковский В.В., Сакович В.В., Недзвецкий А.В.** Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса / **В.В.Цариковский, В.В.Сакович, А.В.Недзвецкий и др.** – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 76 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.01.12

УДК 622.271

В.Г. БЛИЗНЮКОВ, д-р техн. наук, проф., И.В. БАРАНОВ, ассистент,
А.В. САВИЦКИЙ, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИСКЛЮЧЕНИЕ СУБЪЕКТИВНЫХ ФАКТОРОВ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ В СОСТАВЕ ГОКОВ

Доказано влияние договорных факторов на цену товарной продукции, что делает неточным применение существующих методов определения конечных контуров карьеров, разработана методика, которая позволяет привести цены по стоимости одного процента железа в тонне концентрата и избежать влияния субъективных факторов при определении границ открытых горных работ.

После перехода горнодобывающих предприятий с государственной формы собственности в частную перед новым владельцем возникает постоянная необходимость оценки возможностей сырьевой базы для дальнейшего развития предприятия. Поэтому исследования, направленные на определение перспективных контуров карьера сохраняют свою актуальность. Одним из основных параметров при проектировании открытых горных работ являются границы карьера. Экономическая эффективность и срок работы предприятия, полнота использования запасов полезных ископаемых и объемы инвестиций прямо зависят от границ открытых горных работ. Цена товарной руды (продукции), которая зависит от ее качества всегда определяла границы открытых горных работ. Однако на различных горнодобывающих предприятиях товарная продукция одного и того же качества может иметь различную цену реализации, что в свою очередь может внести ошибку при определении конечных контуров карьеров.

Поэтому необходима разработка эффективного метода определения конечных контуров железорудных карьеров, находящихся в составе ГОКов, который позволит избежать влияния, субъективного фактора на цену концентрата.

Значительные достижения в отечественной теории проектирования границ открытых горных работ принадлежат В.В. Ржевскому, В.С. Хохрякову, А.И. Арсентьеву и В.Г. Близнюкову

[2-6]. Однако, несмотря на существенное развитие методов определения конечных контуров карьеров, ранее всегда присутствовал субъективный фактор при оценке границ карьера. Он отражался в граничном коэффициенте вскрыши

$$n_c = \frac{C_d - a_d}{b}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (1)$$

где C_d - допустимая себестоимость добычи руды, грн./т; a_d - затраты на добычу руды открытым способом без учета затрат на вскрышные работы грн./т; b - затраты на выемку пустых пород, грн./м³.

Одной из основных задач владельцев ГОКов является получение максимальной прибыли от разработки месторождения. Эта задача не может быть решена без определения конечных границ карьера при открытом способе разработки месторождения или границ открытых и подземных работ при комбинированной разработке месторождения.

С изменением границ железорудных карьеров, входящих в состав горно-обогатительных комбинатов, может измениться как коэффициент вскрыши, так и качество полезного ископаемого, что также окажет влияние на себестоимость железорудного концентрата - товарной продукции ГОКа. Себестоимость концентрата c_k будет представлена выражением, грн./т

$$c_k = \frac{a_d + a_n + v \cdot n}{\gamma}, \quad (2)$$

где a_n - затраты на переработку 1 т руды до концентрата, грн./т; γ - выход концентрата из 1 т руды, доли ед. или, грн./т

$$c_k = a \cdot \frac{1 + \delta n}{\gamma} = a \cdot m, \quad (3)$$

где $a = (a_d + a_n)$ - затраты на добычу и переработку 1 т сырой руды, грн./т; m - коэффициент горной массы, т/т; $\delta = v / (a_d + a_n)$ - коэффициент приведения физических объемов горной массы к руде по затратам на добычу и переработку, доли ед. (постоянная величина при сложившейся технологии горных работ и обогатительного передела на конкретном горно-обогатительном комбинате).

Если руководство горно-обогатительных предприятий поставит своей задачей достичь экономических показателей производства товарной руды – железорудного концентрата не ниже:

чем при добыче товарной руды подземным способом, то за допустимые затраты следует принимать затраты на одну гривну производства товарной руды при подземном способе разработки;

чем при производстве товарной продукции на действующих горно-обогатительных комбинатах, то следует принимать затраты на одну гривну всех видов товарной продукции этих ГОКов.

Технико-экономические показатели работы шахт и ГОКов Украины представлены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Технико-экономические показатели производства железосодержащей товарной продукции горных предприятий с подземным способом разработки					
Предприятие	Содержание железа в концентрате, %	Себестоимость концентрата, грн./т	Цена концентрата, грн./т	Цена одного % железа в концентрате, грн./т.%	Затраты на одну гривну товарной продукции, грн./грн.
ш. "Юбилейная"	67,00	169,92	190,36	2,84	0,9
ш. "Первомайская"	66,00	167,43	187,52	2,84	0,9
ш. им. Ленина	66,00	167,43	187,52	2,84	0,9
ш. "Гигант"	66,50	168,67	188,94	2,84	0,9
ш. им. Орджоникидзе	66,00	167,43	187,52	2,84	0,9
ш. "Гвардейская"	66,00	167,43	187,52	2,84	0,9

При определении конечных контуров карьеров ГОКов базой для сравнения могут служить все характерные для горнодобывающей промышленности Украины способы получения товарной железной руды:

1. Добыча сырой руды открытым способом и ее передел до концентрата на горно-обогатительных комбинатах;
2. Добыча сырой руды подземным способом и ее передел до товарной руды (концентрата)

на горно-обогатительном комбинате;

3. Добыча товарной руды подземным способом.

Первый способ производства товарной руды (железородного концентрата) характерен для всех горно-обогатительных комбинатов. Из-за различия в природных данных (содержание общего и магнитного железа в руде, обогатимость различных сортов руд, объемы пустых пород, характеризуемые коэффициентом вскрыши) и сложившейся технологии обогащения (выход концентрата и содержание железа в нем) комбинаты производят концентрат с различной себестоимостью и качеством (табл. 2).

Таблица 2

Технико-экономические показатели производства железосодержащей товарной продукции
горных предприятий с открытым способом разработки

Предприятие	Содержание железа в концентрате, %	Себестоимость концентрата, грн./т	Цена концентрата, грн./т	Цена одного % железа в концентрате, грн./т.%	Затраты на 1 грн. товарной продукции, грн./грн.
ОАО "ЦГОК"	67,35	141,61	265,45	3,94	0,53
ОАО "ЮГОК"	65,36	105,40	154,62	2,37	0,68
ОАО «Арселор Миталл Кр. Рог»	65,52	107,88	195,00	2,98	0,55
ОАО «ИнГОК»	63,89	113,60	145,30	2,27	0,78
ОАО «ПГОК»	62,63	108,88	186,00	2,97	0,59

Если поставить цель запроектировать контуры карьера при которых экономические показатели производства концентрата на проектируемом ГОКе будут не хуже таковых любого комбината, то необходимо за основу при расчетах (в качестве базового предприятия) принимать показатели ГОКа с наименьшей величиной затрат на одну гривну произведенного и реализованного концентрата

$$З_{Б} \geq З_{П}, \quad (4)$$

где $З_{Б}$ и $З_{П}$ – затраты на гривну произведенного и реализованного концентрата на базовом и проектируемом ГОКах, грн./грн.

Тогда

$$\frac{C_{Б}}{Ц_{Б}} \geq \frac{C_{П}}{Ц_{П}}, \quad (5)$$

где $C_{Б}$ и $C_{П}$ – себестоимость производства концентрата на базовом и проектируемом ГОКах, грн./т; $Ц_{Б}$ и $Ц_{П}$ – цена реализуемого концентрата на базовом и проектируемом ГОКах соответственно, грн./т.

Можно выразить значение себестоимости производства концентрата через граничный коэффициент вскрыши.

$$C_{П} = \frac{a_{Пд} + a_{Пн} + e_{П} \cdot n_{Пэ}}{\gamma_{к}}, \quad (6)$$

где $a_{Пд}$ – себестоимость добычи руды без учета затрат на вскрышу, грн./т; $a_{Пн}$ – затраты на передел руды до концентрата, грн./т; $b_{П}$ – затраты на вскрышные работы, грн./м³; $n_{Пэ}$ – граничный коэффициент вскрыши для карьера проектируемого ГОКа, м³/т; $\gamma_{к}$ – выход концентрата с одной тонны руды, доли единицы.

Тогда

$$\frac{C_{Б}}{Ц_{Б}} = \frac{a_{Пд} + a_{Пн} + e_{П} \cdot n_{Пэ}}{\gamma_{к} \cdot Ц_{П}} \quad (7)$$

из этого следует, что, м³/т

$$n_{Пэ} = \frac{З_{Б} \cdot Ц_{П} \cdot \gamma_{к} - (a_{Пд} + a_{Пн})}{e_{П}}. \quad (8)$$

Из табл. 2 видно, что цена концентрата (колонка 4) зависит не только от природных и технологических факторов. Об этом свидетельствует и колонка 5 этой же таблицы где видно, что цена одного процента железа в тонне концентрата для различных комбинатов неодинакова. Очевидно, что цена концентрата определяется не только его качеством (потребительскими свойствами), а и договором между покупателем и продавцом. Чтобы избежать влияния природных и нетехнологических (договорных) факторов на цену концентрата необходимо цену

концентрата всех сравниваемых комбинатов привести к одному виду по цене одного процента железа в 1 т концентрата.

В этом случае цена концентрата проектируемого ГОКа, приведенная по цене процента в 1 т концентрата базового ГОКу будет равна, грн./т

$$C'_{II} = \frac{C_B \cdot Fe_{II}}{Fe_B}, \quad (6)$$

где Fe_B и Fe_{II} – содержание железа в концентрате базового и проектируемого ГОКов, %.

Граничный коэффициент вскрыши для карьера проектируемого ГОКа, определенный на основе сравнения экономической эффективности производства концентрата на базовом ГОКе определяется как

$$n_{II} = \frac{3_B \cdot C'_{II} \cdot \gamma_k - (a_{II} + a_{II})}{e_{II}}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (7)$$

При добыче сырой руды подземным способом и ее переделе до товарной руды (концентрата) на горно-обогатительном комбинате для определения граничного коэффициента вскрыши принимаем показатели того предприятия у которого наименьшая себестоимость добычи руды (сравнение с лучшим предприятием подземного способа разработки).

При добыче товарной руды подземным способом разработки сравнение необходимо выполнять также на основе затрат на 1 грн. товарной продукции сравниваемых предприятий, т.е.

$$\frac{C_p^{B.под.}}{C_p^{B.под.}} \geq \frac{C_k^{II.откр.}}{C_k^{II.откр.}}, \quad (8)$$

где $C_p^{B.под.}$ – себестоимость добычи руды на базовом подземном предприятии, грн/т; $C_p^{B.под.}$ – цена руды на базовом подземном предприятии, грн/т; $C_k^{II.откр.}$ – себестоимость добычи концентрата на проектируемом предприятии с открытым способом, грн/т; $C_k^{II.откр.}$ – цена концентрата на проектируемом предприятии с открытым способом, грн/т.

В этом случае формула по определению граничного коэффициента вскрыши будет иметь вид, м³/т

$$n_{II} = \frac{3_p^{B.под.} \cdot C'_{II.откр.} \cdot \gamma_k - (a_d^{II.откр.} + a_n^{II.откр.})}{e^{II.откр.}}, \quad (9)$$

При сравнении по тем же способам получения товарной продукции с применением коэффициента горной массы характер изменения этих коэффициентов аналогичен изменению коэффициентов вскрыши.

Проведенные исследования по определению перспективных границ карьера Ингулецкого горно-обогатительного комбината [7] с применением используемых методов и предложенного показали неоднозначность величины граничного коэффициента вскрыши для определения перспективного контура отработки карьера.

Результаты расчета граничных коэффициентов вскрыши и горной массы для условий карьера Ингулецкого ГОКа представлены в табл. 3.

Таблица 3

Граничные коэффициенты вскрыши и горной массы, определяемые для карьера ИнГОК по различным методам

Методы определения	n , м ³ /т	m , т/т	M , т/т
На основе сравнения открытого и подземного способов разработки ($n_{г.п.}$)	1,4	2,95	4,61
По замыкающим затратам на одну гривну товарной руды при подземном способе разработки ($n'_{г.п.}$)	0,92	2,75	4,31
На основе сравнения с показателями действующих ГОКов ($n_{г.о.}$)	1,14	2,84	4,45
По замыкающим затратам на одну гривну товарной продукции на действующих ГОКах Кривбасса ($n'_{г.о.}$)	0,83	2,72	4,25

В представленной табл. 1-3 методы, которые применяются при определении граничного

коэффициента и конечных контуров отработки карьера. Четвертый метод, исключая влияние субъективных факторов на определение граничного коэффициента вскрыши и конечных (перспективных) контуров отработки карьера.

На основе полученных значений текущих коэффициентов вскрыши при различных вариантах отработки месторождения был построен график изменения глубины карьера с нанесением граничных коэффициентов вскрыши определенных по различным методам оценки (табл. 3) и который представлен на рис. 1.

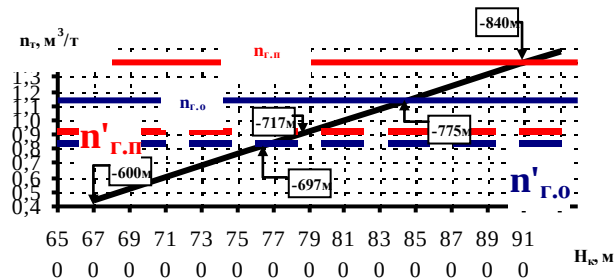


Рис. 1. График зависимости изменения глубины карьера от значений текущих коэффициентов вскрыши

На представленном графике также показаны возможные отметки дна карьера.

Результаты исследований по определению перспективных контуров отработки карьера Ингулецкого ГОКа показали, что минимальные значения текущих коэффициентов вскрыши достигаются при развитии карьера с граничным коэффициентом — $0,83 \text{ м}^3/\text{т}$, который определен по предложенному методу определения конечных контуров карьеров. Конечная глубина карьера будет составлять 766 м с нижней отметкой его дна -700 м.

Из изложенного можно сделать вывод, что при определении перспективных границ карьера необходимо исключать субъективные и учитывать только природные и технологические факторы: содержание железа в руде, выход концентрата, и объемы вскрышных работ и др.

Для этого впервые была разработана методика приведения цен к одному виду товарной продукции по цене одного процента железа в 1 т концентрата.

Данная методика позволяет исключить влияние субъективных факторов при проектировании границ открытых горных работ.

Список литературы

1. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых, К.: - Министерство промышленной политики Украины, 2007.
2. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров, М.: - Недра, 1970.
3. Близиюков В.Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды, М.: - Недра, 1978.
4. Арсентьев А.И., Полищук А.К. Развитие методов определения границ карьеров. Л.: - Наука, 1967.
5. Ржевский В.В. Проектирование контуров карьеров. М.: - Металлургиздат, 1956.
6. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М.: - Недра, 1980.
7. Определение перспективных границ и производительности карьера Ингулецкого горно-обогатительного комбината //Отчет о НИР (промежут.), ГП «ГНИГРИ», № ГР 0107U00563 – Кривой Рог, 2007. – 65 с.

Рукопись поступила в редакцию 19.12.11

УДК 622.271+622.272: 553.311.2

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф.,

В.Ф. ПЛОТНИКОВ, Е.М. НИКОЛЕНКО, В.Г. ПИЛИНСКИЙ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

РАЗВИТИЕ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ИНГУЛЕЦКОГО ГОРНООБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА

Запасы неокисленных кварцитов, открыто-подземный и подземный способы разработки

Предложены и обоснованы варианты расширения сырьевой базы Ингулецкого горно-обогатительного комбината за счет вовлечения в разработку запасов, сосредоточенных за проектным контуром карьера.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Длительный период эксплуатации (более 50 лет) месторождений железистых кварцитов открытым способом в Криворожском бассейне показал достаточно высокие показатели освоения данного вида сырья, как в условиях

плановой, так и в условиях рыночной экономики. Добыча значительных объемов запасов неокисленных железистых кварцитов, по отношению к утвержденным, привела к некоторому ухудшению экономических показателей разработки месторождений за счет увеличения коэффициента вскрыши, с увеличением глубины разработки, отчуждения новых земель под отвалы, хвостохранилища и др. Остатки балансовых запасов в проектных контурах карьеров Криворожского бассейна варьируют в пределах 48-60%, по отношению к утвержденным. Кроме балансовых запасов, практически на каждом месторождении горно-обогатительных комбинатов, имеются забалансовые запасы неокисленных кварцитов. Их балансовая принадлежность не была определена по причине того, что они находятся за проектным, экономически и технологически обоснованным на определенный период контуром карьера. Вовлечение забалансовых запасов в разработку возможно только после определения их балансовой принадлежности в результате применения экономически обоснованной технологии их извлечения и проведения дополнительной разведки этих запасов. Как правило, значительная часть забалансовых запасов, по степени разведанности, соответствует категории C_2 , реже - C_1 . При наличии забалансовых запасов на месторождениях железистых кварцитов, расширение сырьевой базы горно-обогатительных комбинатов возможно за счет вовлечения этих запасов в разработку.

В качестве примера рассмотрено, как вариант, расширение сырьевой базы Ингулецкого горно-обогатительного комбината, обеспеченность которого балансовыми запасами неокисленных железистых кварцитов составляет, при проектной производительности, 48-50 лет. Начиная с 2022 г., в связи со значительным уменьшением активного фронта добычных работ, годовая производительность комбината снижается с 34 до 22 млн т. Восполнение выбывающих объемов добычи руды возможно за счет вовлечения в разработку забалансовых запасов неокисленных железистых кварцитов, находящихся за проектным контуром карьера. К таким относятся запасы магнетитовых кварцитов (38...90 маркшейдерская ось) в количестве 1099,6 млн т. и от 90 маркшейдерской оси на севере и далее на юге месторождения до 29...30 разведочного профиля запасы составляют 1010,0 млн т. Извлечение законтурных запасов открытым способом невозможно по причине приведения бортов карьера в отработанном виде к максимальному углу 35° . Часть законтурных запасов возможно извлечь дополнительно при постановке некоторых уступов под углом 75° путем контурного взрывания скважин малого диаметра. Максимальные объемы извлечения этих запасов открытым способом могут достичь 4-5 млн т в год во всем контуре карьера.

Анализ открыто-подземного и подземного способов разработки. Более перспективным и рациональным путем расширения сырьевой базы ИнГОКа будет являться открыто-подземный способ дальнейшей разработки месторождения магнетитовых кварцитов. Отработке подлежат запасы, находящиеся за проектным контуром в бортах карьера. Разрабатывать эти запасы предлагается открыто-подземным способом с транспортировкой руды в зону ведения открытых горных работ гор. -390 м и выдачей на поверхность существующим комплексом ЦПТ.

Подземные горные работы предусматривается вести совместно с открытыми горными работами и использованием выработанного пространства карьера, его транспортных коммуникаций, всей технологической инфраструктуры (электроснабжение, бытовой комплекс, коммуникации, техперсонал и т.д.). К извлечению принимаются запасы руды, находящиеся в этаже минус 120... -390 м, за проектным контуром восточного и западного бортов карьера (табл. 1).

Таблица 1

Запасы и качество неокисленных железистых кварцитов за проектным контуром карьера ИнГОК по этажам разработки (Восточный борт карьера)

Этаж разработки	Геологические запасы, тыс.т		Массовая доля, %	
	балансовые	забалансовые	Fe _{общ.}	Fe _{магн.}
-120...-210 м	7805	1547	31,74	20,73
-210...-300 м	14665	12676	31,81	20,90
-300...-390 м	4339	24183	31,55	20,23
Итого	26809	38406	31,68	20,58

Западный борт карьера

Этаж разработки	Геологические запасы, тыс.т		Массовая доля, %	
	балансовые	забалансовые	Fe _{общ.}	Fe _{магн.}
-120...-210 м	965	7660	31,86	21,24
-210...-300 м	6676	20459	31,67	21,53
-300...-390 м	6010	27346	31,71	21,52

Итого	13651	55465	31,71	21,49

Извлечение из недр запасов, находящихся за проектным контуром карьера, предполагается вести с применением системы разработки с принудительным обрушением руды и вмещающих пород. При разработке запасов западного борта карьера в зону сдвижения попадают конвейерный тракт «Восточный», дробильно-конвейерный комплекс горизонта минус 375 м и автомобильные дороги. Для охраны вышеуказанных объектов от вредного влияния подземных горных работ необходимо оставление предохранительных целиков. Расположение предохранительных целиков показано на рис. 1

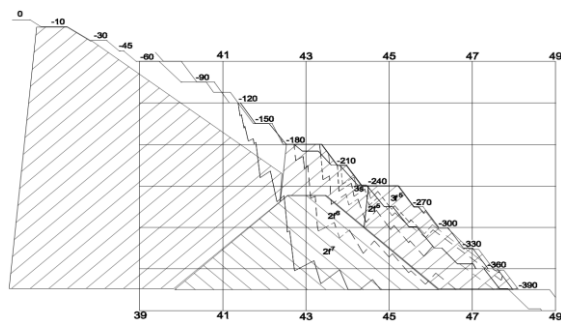


Рис. 1. Разрез западного борта карьера по 50 оси:

- предохранительный целик конвейерного тракта «Восточный» и дробильно-конвейерного комплекса;
- предохранительный целик автодороги

В предохранительных целиках транспортных коммуникаций, ЦПТ и автодороги консервируется большая часть запасов неокисленных железистых кварцитов западного борта карьера (см. табл. 2).

Таблица 2

Запасы неокисленных железистых кварцитов в западном борту карьера ИнГОКа по этапам разработки с учетом оставляемых предохранительных целиков

Этаж разработки	Геологические запасы, тыс. т		Запасы в предохранительных целиках, тыс.т				Запасы вне предохранительных целиков, тыс. т	
			в том числе					
			целик конвейера		целик автодороги			
	балан- совые	заба- лан- совые	балан- совые	забалан- совые	балан- совые	забалан- совые	балан- совые	забалан- совые
-120...-210 м	965	7660	0	0	677	1502	288	6158
-210...-300 м	6676	20459	9	2054	4986	15713	1681	2692
-300...-390 м	6010	27346	1038	13250	4196	14096	776	0
Итого	13651	55466	1047	15304	9859	31311	2745	8850

Отрабатывать запасы неокисленных железистых кварцитов за проектным контуром западного борта карьера, расположенные вне предохранительных целиков, технически и экономически нецелесообразно из-за их малого объема. Вовлечение в разработку зацеличенных запасов западного борта карьера открыто-подземным способом возможно после вывода с этого борта технологической цепочки транспортных коммуникаций.

Подземный способ разработки предусматривает извлечение из недр запасов неокисленных железистых кварцитов, находящихся за проектным контуром карьера от 90 оси до 29-30 профиля, отметка минус 400 м. Разработка возможна без технологической увязки с открытыми горными работами, но с определенной временной увязкой отработки подземным способом южного крыла месторождения во избежание подработки северного борта карьера. Запасы, подлежащие разработке приведены в табл. 3.

Постановка задачи. Таким образом, к отработке открыто-подземным способом предлагаются запасы неокисленных железистых кварцитов за проектным контуром восточного борта карьера на участке месторождения, расположенном в пределах маркшейдерских осей 36...62. Предположительно годовая производительность подземного комплекса по добыче неокисленных железистых кварцитов составит 4,0 млн т. Ввод в эксплуатацию дробильно-перегрузочного пункта (ДПП) горизонта минус 375 м, а следовательно и переход на открыто-подземный способ отработки месторождения предполагается осуществить в 2042 г. К моменту запуска ДПП в эксплуатацию производительность карьера по добыче руды открытым способом составит 14,0 млн т в год.

Следовательно, подъемных возможностей конвейерного тракта достаточно для транспортировки общего объема руды, добываемой как открытым так и подземным способом. Такая ситуация будет сохраняться на протяжении первых пяти лет работы ДПП -375 м «Восточный» (2042-2046 гг.). После 2046 г. и до конца отработки карьера (2065 г.), по причине снижения величины активного и общего фронтов, достижения карьером нижней отметки дна минус 600 м, произойдет дальнейшее падение производительности карьера по добыче полезного ископаемого открытым способом, при сохранении добычи руды подземным способом на уровне 4 млн т в год.

Таблица 3

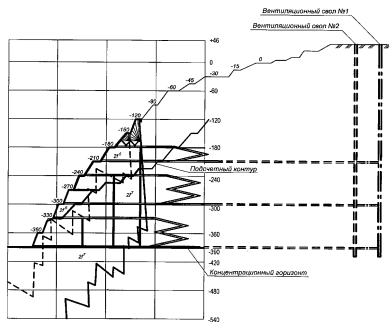
Запасы неокисленных железистых кварцитов за проектным контуром карьера
в этажах 0...(-200 м) и (-200 м)...(-400 м)

Этаж разработки	Геологические запасы, тыс.т.	Массовая доля, %		Массовые доли железа во вмещающих породах, %			
		Fe _{общ}	Fe _{магн.}	висячий бок		лежащий бок	
				Fe _{общ}	Fe _{магн.}	Fe _{общ}	Fe _{магн.}
0...(-200 м)	251725	34,47	23,98	23,27	4,75	23,62	5,09
(-200 м)...(400 м)	227968	34,74	24,48	27,49	10,93	29,22	10,55
Всего	479693	34,60	24,22	25,38	7,84	26,42	7,82

Общая продолжительность отработки законтурных запасов восточного борта карьера в интервале глубин: горизонт -120 м...гор. -390 м, с учетом продолжительности периодов развития и затухания горных работ составит 18 лет.

Вскрытие участка месторождения за проектным контуром восточного борта карьера предполагается осуществить двумя вертикальными вентиляционными стволами, пройденными с дневной поверхности до горизонта -390 м вне зоны влияния подземных очистных работ. Основными откаточными горизонтами приняты: -210, -300 и -390 м. Горизонт -390 м является концентрационным. Высота этажа принята 90 м. Вентиляционные стволы №1 и №2 располагаются, соответственно, на южном и северном флангах участка, подлежащего подземной разработке. Такое расположение стволов позволит обеспечить надежное и эффективное проветривание подземных горных работ свежим воздухом, подаваемым с поверхности. Для строительства подземных откаточных выработок основных горизонтов предполагается проходка ряда вскрывающих штолен в восточном борту карьера на уровне этих горизонтов. Схема вскрытия восточного борта карьера показана на рис. 2.

Рис. 2. Схема вскрытия восточного борта Ингулецкого карьера



При вскрытии указанного участка месторождения с использованием подземного способа комплексы вертикальных вентиляционных и рудовыдающих стволов располагаются, соответственно, в центре, на южном и северном флангах участка. Такое расположение стволов позволит обеспечить надежное и эффективное проветривание горных работ, а также выдачу руды на дневную поверхность.

Изложение материалов и результаты. Для извлечения запасов неокисленных железистых кварцитов участка месторождения за проектным контуром восточного борта карьера принимается система разработки этажного принудительного обрушения рудного массива и вмещающих пород. Участок месторождения, принятый к отработке, по простиранию делится на выемочные блоки. В свою очередь блок делится на выемочные панели. Подготовка блока к очистной выемке начинается с проведением откаточных и транспортных штоков, расположенных в висячем и лежащем боках рудной залежи, ортов-заездов, вентиляционных сбоек, блоковых вентиляционно-ходовых восстающих и буровых выработок. Очистные работы состоят из последовательно выполняемых операций, а именно, образования погрузочных камер, траншейной подсечки, формирования компенсационной камеры, непосредственно отбойки запаса очистной камеры и выпуска руды на подошву погрузочных камер. Разбуривание рудного массива всерами глубоких скважин целесообразно вести из выработок единого бурового горизонта по простиранию участка самоходными бурильными установками. С этой целью этажи разработки разделяются на подэтажные горизонты с проходкой буровых и вентиляционных выработок. Связь основных горизонтов с подэтажными выработками осуществляется системой наклонных съездов, проходимых под углом 12° к горизонтالي. По наклонным съездам осуществляется передвижение самоходных бурильных установок для обуривания рудного массива с подэтажа на подэтаж в пределах отрабатываемого участка месторождения. Погрузочно-доставочными машинами отбитая руда из погрузочных камер доставляется в разгрузочные камеры, расположенные вблизи откаточного штока основного горизонта. Руда аккумулируется в рудоспуске и перепускается на концентрационный гор. -390 м, где из рудоспуска грузиться с помощью вибролюков типа ЛШВ-3,35 либо ПВ-6 (конструкции НИПИ рудмаш) в автосамосва-

лы TORO 40 грузоподъемностью 40 т и транспортируется по откаточным выработкам концентрированного горизонта через штольни к ДПП гор. -375 м с дальнейшей выдачей на поверхность существующим транспортным комплексом ЦПТ карьера.

Ожидаемые технические показатели добычи неокисленных железистых кварцитов с применением системы разработки с этажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород приведены в табл. 4.

Таблица 4

Ожидаемые технические показатели по системе разработки

Наименование показателя	Значение показателя
Запасы, принятые к отработке, тыс. т	65 214
Нормативные потери при добыче, %	15
Нормативное засорение при добыче, %	6
Коэффициент извлечения, тыс. т	0,904
Эксплуатационные запасы, тыс. т	58 953,4
Годовая добыча магнетитовых кварцитов, тыс. т	4000
Годовой объем извлечения пустых пород (с учетом горно-капитальных работ), тыс. т	400
Массовая часть железа в добытых магнетитовых кварцитах, %:	
общего	30,55
магнетитового	19,62
Качественные потери железа, %:	
общего	1,13
магнетитового	0,96

При извлечении запасов магнетитовых кварцитов подземным способом возможно применение следующих систем разработки:

- система разработки с принудительным обрушением руды и вмещающих пород;
- выемка запасов системой разработки камера-целик с оставлением междукammerных целиков;
- система разработки с закладкой выработанного пространства.

Из возможных вариантов подземной разработки месторождения наиболее привлекательным по техническим показателям является вариант этажно-камерной системы с закладкой выработанного пространства. Преимуществами этой системы над другими системами разработки является:

- полнота извлечение запасов;
- более низкие потери и засорения полезного ископаемого при извлечении;
- возможность складирования хвостов обогащения в очистное пространство подземных горных работ в виде компонента закладочной смеси;
- в связи с сохранением дневной поверхности от обрушения не требуется перенос русла реки Ингулец;

разработка руд этой системой исключает подработку окисленных кварцитов месторождения.

Технологические варианты разработки запасов месторождения в пределах маркшейдерской оси 90 до профиля 29-30 до отметки -400 м приведены в табл. 5.

Таблица 5

Технологические варианты разработки запасов подземным способом (м.о. 90 – пр. 29-30) до отметки -400 м

Наименование систем разработки	Производительность, млн т/год	Потери, %	Засорение, %	Перенос реки	Количество извлекаемых запасов, млн т	Приоритетный из вариантов
Этажно-камерная система разработки с принудительным обрушением руды	12	15	6	Требуется	433,76	
Выемка запасов системой разработки камера-целик с оставлением междукammerных целиков	5	60	4	----	199,87	
Система разработки с закладкой выработанного пространства	12	10	5	----	454,45	+

Выводы. Разработку законтурных запасов открыто-подземным способом возможно производить только на тех участках карьера, где закончено ведение горных работ и отсутствуют транспортные коммуникации. Добыча руды открыто-подземным способом будет являться компенсацией взамен выбывающих производственных мощностей при открытом способе разработки. Переход на совместный открытый и открыто-подземный способ разработки возможен производить только в восточном борту карьера. Вовлечение в разработку запасов западного

борта карьера открыто-подземным способом возможно после вывода с этого борта технологической цепочки транспортных коммуникаций.

При рассмотрении подземного способа разработки месторождения показана возможность расширения сырьевой базы комбината с учетом вовлечения в разработку запасов, сосредоточенных от маркшейдерской оси 90 до 29-30 профиля. Разработка этого участка месторождения подземным способом не зависит от горных работ карьера и может быть начата в любой момент для поддержания мощности комбината. Преимуществами варианта разработки участка подземным способом над открытым в границах 90 м. о. – профиль 30 являются:

- более полное освоение запасов подземным способом по сравнению с открытым;
- незначительное, 29 га против 960 га, отведение земель под отвалы при подземном и открытым способами разработки соответственно;
- незначительное отведение земель (до 10 га) под промплощадки шахтных стволов;
- возможность складирования хвостов обогащения в очистное пространство подземных горных работ в виде компонента закладочной смеси;
- в связи с сохранением дневной поверхности от обрушения не требуется перенос русла реки Ингулец;
- незначительная (100м) санитарно-защитная зона от вентиляционных стволов;
- незначительные расходы на рекультивацию.

Развитие сырьевой базы ПАО «Ингулецкий ГОК» за счет вовлечения законтурных запасов карьера в разработку открыто-подземным способом и отработка участка месторождения подземным способом в границах 90 м.о. - профиль 30 позволит поддержать производственную мощность комбината, при тех же основных производственных фондах.

Список литературы

1. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП-13-2-85, Гипроруда, 1986 г.
2. **Черных А.Д., Глушко П.И.** Комплексная открыто-подземная разработка железорудных месторождений. Киев. «Техника», 1991 г.
3. Комплексная разработка рудных месторождений. Под редакцией А.Д. Черных. Киев. «Техника». 2005 год.
4. **Николенко Е.М., Пилинский В.Г., Павленок Ф.Л.** Разработка законтурных запасов магнетитовых кварцитов Склеватско-магнетитового месторождения открыто-подземным способом. «Металлургическая горнорудная промышленность» №1, 2008 г.

Рукопись поступила в редакцию 28.02.12

УДК 622. 272 : 553

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф.,

В.Ф. ПЛОТНИКОВ, Е.М. НИКОЛЕНКО, В.Г. ПИЛИНСКИЙ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РАЗРАБОТКИ АРТЕМОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ПАО «ЦГОК»

Предложен вариант увеличения производительности при разработке Артемовского месторождения неокисленных железистых кварцитов подземным способом.

Неокисленные магнетитовые кварциты, подземный способ разработки

Проблема и ее связь с практическими задачами. Разработка месторождений открытым способом, начатая в Криворожском железорудном бассейне в начале 60-х годов, показала высокие производственные и экономические показатели освоения данного вида железорудного сырья.

Проблемой открытого способа разработки является низкая степень освоения всех запасов месторождений, обусловленная глубиной разработки и граничным коэффициентом вскрыши. Запасы кварцитов, сосредоточенные за проектным контуром карьера, в настоящее время оцениваются как забалансовые и без определения балансовой принадлежности. Их разработку в дальнейшем предполагается производить как открыто-подземным, так и подземным способами [4,5].

В экологическом плане, к началу открыто-подземного и подземного способов разработки месторождений магнетитовых кварцитов, относительно земной поверхности уже будут образованы как отрицательные (чаши карьеров), так и положительные (отвалы пустых пород) формы рельефа, занимающие значительные площади. Уменьшение экологического ущерба, наносимо-

без определения балансовой принадлежности, составляют 94 млн т. Отработка их, с учетом горно-геологических условий и граничного коэффициента вскрыши, возможно только подземным способом.

В настоящее время при открытом способе разработки Артемовского месторождения сложилась сложная ситуация с отведением земель под отвалообразование. Учитывая высокий коэффициент вскрыши до конца отработки месторождения открытым способом, на дневной поверхности необходимо будет засклаживать около 950 млн т вскрышных пород. Под эти объемы вскрыши необходимо отведение около 500 га земель сельскохозяйственного назначения.

Авторы данной статьи предлагают прекратить низкопроизводительную разработку Артемовского месторождения магнетитовых кварцитов открытым способом и перейти на подземный способ разработки.

Изложение материалов и результаты. Разработку запасов неокисленных железистых кварцитов Артемовского месторождения подземным способом предлагается вести в пределах границы от 120 до 200 маркшейдерской оси и отметки -100 м. Возможная годовая производительность по добыче магнетитовых кварцитов исходя из горных возможностей одного горизонта составит более 2 млн т руды. Учитывая большую протяженность шахтного поля (более 2 км), разработка месторождения может производиться двумя горизонтами, в результате чего производительность одного крыла может достичь 5 млн т руды в год. При одновременной работе по добыче руды на западном и восточном крыле, годовая производительность комплекса достигнет 10 млн т руды в год.

При вскрытии западного и восточного крыла месторождения с использованием подземного способа разработки предполагается использовать вертикальные и наклонные горные выработки. В качестве вскрывающих выработок служат:

стволы «Рудоподъемный 1, 2», по которым происходит выдача руды на дневную поверхность;

стволы «Вспомогательный 1, 2», используются для выдачи пустой породы на дневную поверхность, спуска-подъема людей и материалов, а также подачи свежего воздуха в шахту;

стволы «Вентиляционный 1, 2, 3, 4» для выдачи из шахты отработанного воздуха;

технологический уклон 1,2 для передвижения самоходной техники и подачи свежего воздуха в шахту.

Вскрытие месторождения вышеуказанными стволами приведено на рис. 1.

Комплексы вертикальных «Рудоподъемных», «Вспомогательных» и «Вентиляционных» стволов располагаются, соответственно, в центре, на южном и северном флангах месторождения. Такое расположение стволов позволит обеспечить надежное и эффективное проветривание горных работ, а также выдачу горной массы на дневную поверхность. Схема расположения стволов представлена на плане горизонта 0 м (рис. 2).

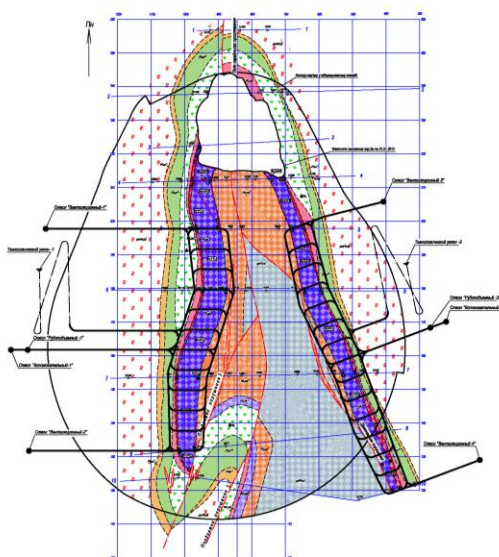


Рис. 2. План гор. 0 м

Извлечение из недр запасов неокисленных железистых кварцитов осуществляется системой разработки этажного принудительного обрушения рудного массива и вмещающих пород. Западное и восточное крыло месторождения по простиранию делятся на выемочные блоки. В свою очередь блок делится на выемочные панели. Подготовка блока к очистной выемке начинается с проведения откаточных и транспортных штреков, расположенных висячем и лежащем боках рудной залежи, ортозаездов, вентиляционных сбоек, блоковых вентиляционно-ходовых восстающих и буровых выработок.

Очистные работы состоят из последовательно выполняемых операций, а именно: образования погрузочных камер, траншейной подсежки, формирования компенсационной камеры, непосредственно отбойки запаса очистной камеры и выпуска руды на подошву погрузочных камер.

Разбуривание рудного массива веерами глубоких скважин целесообразно вести из выработок бурового горизонта по простиранию добычного участка самоходными бурильными установками. С этой целью этажи разработки разделяются на подэтажные горизонты с проходкой буровых и вентиляционных выработок. Связь между подэтажами осуществляется технологическим уклоном, пройденным под углом 12° к горизонтали. По уклону осуществляется передвижение самоходных бурильных установок для обуривания рудного массива с подэтажа на подэтаж в пределах отрабатываемого участка месторождения. Погрузочно-доставочными машинами руда из погрузочных камер доставляется в разгрузочные камеры, расположенные вблизи откаточного штрека основного горизонта. Далее руда аккумулируется в рудоспуске и перепускается на концентрационных горизонт минус 100 м, где из рудоспуска грузится при помощи вибролюков в электровозный транспорт и транспортируется по откаточным выработкам концентрационного горизонта -100 м в бункер «Рудоподъемного» ствола с дальнейшей выдачей ее на дневную поверхность.

В результате подземной разработки Артемовского месторождения неокисленных железистых кварцитов, на дневной поверхности будет сформирована зона сдвижения (в виде воронок, террас и плавных сдвижений) общей площадью 65 га. При открытом способе разработки площадь карьера на дневной поверхности в отработанном виде составила бы 175 га.

Пустые породы от проходки подземных горных выработок в количестве 20-22 млн. т предполагается складировать в отработанном карьере северной части месторождения.

Выводы. Рекомендуемые технические решения для данного месторождения показали преимущества подземного способа разработки над открытым:

обеспечивается более высокая производительность по добыче магнетитовых кварцитов;

улучшаются экологические показатели;

повышается извлечение запасов за счет вовлечения законтурных запасов магнетитовых кварцитов.

Список литературы

1. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП-13-2-85, Гипроруда, 1986 г.

2. Черных А.Д., Глушко П.И. Комплексная открыто-подземная разработка железорудных месторождений. Киев, «Техника», 1991 г.

3. Комплексная разработка рудных месторождений. Под редакцией А.Д. Черных. Киев, «Техника», 2005 г.

4. Николенко Е.М., Пилинский В.Г., Павленок Ф.Л. Разработка законтурных запасов магнетитовых кварцитов Скелеватско-магнетитового месторождения открыто-подземным способом. «Металлургическая горнорудная промышленность» №1, 2008 г.

5. Перегудов В.В., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г. Развитие сырьевой базы Ингулецкого месторождения железистых кварцитов.

Рукопись поступила в редакцию 28.02.12

УДК 622.272:553,311.2:622,7

В.Ф.ПЛОТНИКОВ, Е.М.НИКОЛЕНКО, В.Г.ПИЛИНСКИЙ, В.М.СИДОР
ГП ГПИ «Кривбасспроект»

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В РАЗРАБОТКЕ ВАСИНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ

Предложены новые для Украины технологические решения при проектировании разработки месторождения магнетитовых кварцитов подземным способом

Запасы магнетитовых кварцитов, подземный способ разработки.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Растущий спрос на железорудную продукцию на мировом рынке определил не только повышение производительности горнорудных предприятий Криворожского бассейна, но и вовлечение в разработку железорудных месторождений, ранее считавшихся разведанными резервными. В этом плане наиболее перспективным является Приазовский район Украинского щита. В данном регионе разведан и опоискован ряд месторождений легкообогатимых железистых кварцитов, образующих, главным образом, три крупные обособленные группы: Мариупольскую, Куksунгурскую и Ореховско-Гуляйпольскую.

Основными железорудными месторождениями Ореховско-Гуляйпольской группы являются Гуляйпольское, Васиновское и Северо-Терсянское. Исходя из горногеологических условий

разработка указанных месторождений возможна: Гуляйпольское - открытым, Васиновское и Северо-Терсянское – подземным способами.

Наиболее перспективным для промышленного освоения в настоящее время является Васиновское месторождение. Это определяется, в первую очередь, количеством разведанных запасов магнетитовых кварцитов, их качественными показателями и технологическими свойствами. По результатам испытаний крупных технологических проб магнетитовых кварцитов из руд Васиновского месторождения, по трехстадийной схеме измельчения до 95 % класса минус 0,075 мм, возможно получение концентрата с содержанием железа до 70 % и выходе концентрата 43 % с извлечением железа в концентрат 85,6 %.

Васиновское месторождение магнетитовых кварцитов расположено в Ореховском районе Запорожской области в 7 км от железнодорожной станции “Общая” вблизи населенных пунктов Кирово и Васиновка. На месторождении выявлено четыре залежи: “Центральная”, “Западная”, “Восточная” и “Промежуточная”. Залежи прослежены в северо-восточном направлении на расстоянии 1200...3200 м, глубина распространения – до 800 м, мощность изменяется в пределах 10...115 м, падение крутое в восточном направлении под углами 70...85 градусов. Запасы магнетитовых кварцитов месторождения посчитаны до глубины 800 м от поверхности земли и составляют 385 млн т.

На базе Васиновского месторождения предусматривается строительство горно-обогательного комбината с годовой производительностью 8млн. тонн по магнетитовым кварцитам и 3,4 млн т по концентрату.

Анализ исследований и публикаций. Главной особенностью разработки месторождения магнетитовых кварцитов подземным способом является отсутствие аналогов таких разработок в Украине. Те шахты, которые разрабатывали и разрабатывают месторождения магнетитовых кварцитов (шахта «Гигант», шахта «Коммунар-Победа», шахта им. Орджоникидзе и шахта «Первомайская») были построены для освоения месторождений природно-богатых руд и после полной отработки последних были вынуждены перейти к новому, для подземной разработки, виду сырья. При этом технологии и оборудование остались те же, что и для разработки богатых руд.

Выбор способа отработки Васиновского месторождения определен ГП “НИГРИ” в отчете о НИР “Обоснование способа отработки Васиновского ГОКа, обеспечивающего сохранность подрабатываемых объектов”, где были учтены горно-геологические условия месторождения и директивные постановления сохранности земной поверхности и расположенных на территории месторождения объектов разной категорийности по условию их охраны. Объектами охраны от влияния подземных горных работ являются: река Жеребец, промплощадки стволов подземного рудника, закладочный комплекс, ЛЭП, хвостохранилище, магистральные и подъездные железнодорожные пути, трубопроводы, земная поверхность. В работе представлены расчеты параметров сдвижения земной поверхности. Расчеты выполнены по методике, прошедшей в 2005 году экспертизу Украинского государственного научно-исследовательского и проектно-конструкторского института горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела (УкрНИИ-НИ). Для охраны указанных объектов и сохранности земной поверхности ГП «НИГРИ» выполнена НИР “Исследование и разработка вариантов системы разработки, элементов системы разработки с учетом полной выемки запасов и сохранности подрабатываемой территории при отработке Васиновского месторождения». В работе учтены горно-геологические условия залегания рудных залежей, требования к охране поверхностных объектов, при этом принята этажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Постановка задачи. Оработку залежей “Центральная”, “Восточная” и “Западная” рекомендуется производить снизу вверх (с гор. -800м) двоянными горизонтами (промежуточным и концентрационным). Особенностью системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями является невозможность совмещения технологических процессов по проведению нарезных работ, бурению глубоких скважин и выпуска руды в смежных камерах, в одной из которых не окончено заложение выработанного пространства закладочной смесью и закладка не достигла необходимой прочности. В связи с этим рудное поле по горизонтам и по вертикали делится на технологические участки, состоящие из целого ряда смежно-расположенных камер, отрабатываемых в определенной последовательности, при которой постоянно обеспечивается стабильный уровень добычи магнетитовых кварцитов.

Подача закладочной смеси в выработанное пространство предусматривается с поверхности по магистральным трубопроводам, проложенным в скважинах. На рабочих горизонтах магистральный трубопровод прокладывается по закладочному штреку, от которого разводят участковые трубопроводы по закладочным ортам непосредственно в отработанные камеры. Состав закладочной смеси приведен в “отчете о НИР” “Подбор возможных составов закладочных смесей для отработки залежей “Центральная” и “Промежуточная” Васиновского месторождения”.

В состав закладочных смесей входят:
доменный молотый гранулированный шлак;
хвосты сухой магнитной сепарации;
хвосты мокрой магнитной сепарации;
вода.

Нормативная прочность твердеющей закладки принята по аналогии с отработкой Южно-Белозерского месторождения.

Технологические показатели отработки месторождения до глубины -800 м. приведены в табл. 1.

Таблица 1

Технологические показатели	
Наименование показателей	Значение показателей
Промышленные запасы магнетитовых кварцитов, принятые к отработке, тыс. т	332659,8
Извлечение, %:	10
потери	5
засорение	
Эксплуатационные запасы магнетитовых кварцитов, тыс. т	315028,7
Годовое понижение уровня горных работ, м	20
Коэффициент эксплуатации месторождения, т/м ²	61,5
Содержание железа в добытой рудной массе, %:	
общего	33,44
магнетитового	28,28
Качественные потери железа, %:	
общего	1,37
магнетитового	1,37

Для сокращения сроков строительства и начала эксплуатации Васиновского месторождения в первую очередь начинается отработка залежи “Промежуточная” в интервале глубины (-400)...(-50) м. с последующим вовлечением в одновременную отработку залежей “Западная”, “Центральная” и “Восточная” в интервале глубин (-800)...(-50) м. Срок освоения проектной производительности рудника с начала эксплуатации месторождения составит 7 лет, а срок отработки запасов составит – 45 лет.

Изложение материалов и результаты. На промежуточных и концентрационных горизонтах выпускаемые магнетитовые кварциты и пустая порода, отбиваемые при проходке подготовительно-нарезных выработок доставляются погрузочно-доставочными машинами Sandvik-LH- 517 к рудо- и породоперепускным восстающим, расположенным вблизи залежей. На промежуточных горизонтах камеры разгрузки руды и породы устраиваются на одном уровне с доставочными выработками. На концентрационных горизонтах такие камеры расположены выше на 15 м для создания аккумулирующих емкостей для магнетитовых кварцитов и пустых пород. Камеры сбиваются с доставочными выработками наклонными съездами под углом 14 градусов.

Для вскрытия Васиновского месторождения рассмотрены четыре варианта выдачи на поверхность магнетитовых кварцитов и пустых пород.

Вариант I- вскрытие месторождения вертикальными стволами и выдача магнетитовых кварцитов скиповыми подъемами;

Вариант II- вскрытие месторождения вертикальными стволами и выдача магнетитовых кварцитов вертикальной конвейерной системой Poket lift. Выдача пустых пород- скиповым подъемом;

Вариант III- вскрытие месторождения вертикальными стволами и наклонным конвейерным стволом для выдачи магнетитовых кварцитов, а выдача пустых пород скиповым подъемом;

Вариант IV- вскрытие месторождения вертикальными стволами и двумя наклонными съездами для выдачи магнетитовых кварцитов и пустых пород с применением троллейзов Kiruna Elektrik.

На основании выполненных укрупненных расчетов затрат по четырем вариантам вскрытия месторождения установлено, что наиболее технологически и экономически выгодным является вариант I.

Для комплексной механизации технологических процессов при проходке горных выработок, разбурировании рудного массива, выпуске и доставке рудной массы из камер рекомендуется применение высокопроизводительного самоходного оборудования на пневматическом ходу с дизельным приводом.

Со стороны рудного поля строится дробильно-бункерный комплекс с питателем конвейерного тракта.

Выдачу руды и пустых пород из шахты предполагается производить рудоподъемным стволом, оснащенным четырьмя облегченными скипами грузоподъемностью по 50 т каждый.

Выводы. Высокие технологические свойства магнетитовых кварцитов позволяют получать из них качественный концентрат, отвечающий требованиям технологии прямого восстановления железа.

Подземная разработка магнетитовых кварцитов системами с закладкой выработанного пространства позволяет сохранять от подработки дневную поверхность с одновременной утилизацией хвостов обогащения.

Разработка месторождения снизу вверх позволяет на нижних горизонтах горных работ вести разработку месторождения в относительно простых гидрогеологических условиях.

Проектирование новых горнорудных предприятий по подземной добыче руды позволило применить в проектах новые для Украины основные технологические процессы и оборудование:

- рудоподъемный ствол, оснащенный четырьмя скипами нового типа;
- высокопроизводительную очистную выемку с торцевым выпуском и применением самоходной техники;
- конвейерную доставку горной массы к стволу.

Возврат инвестиций в капитальное строительство Васиновского ГОКа возможен через 8-9 лет после начала эксплуатации месторождения.

Список литературы

1. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП-13-2-85, Гипроруда, 1986 год.
2. Черных А.Д., Глушко П.И. Комплексная открыто-подземная разработка железорудных месторождений. Киев. «Техника», 1991 год.
3. Комплексная разработка рудных месторождений / Под редакцией А.Д. Черных. Киев. «Техника», 2005 год.

Рукопись поступила в редакцию 28.02.12

УДК 622.271.46

В.Г. ПШЕНИЧНЫЙ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ И ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ДЛЯ КАРЬЕРОВ, РАЗРАБАТЫВАЮЩИХ КРУТОПАДАЮЩИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Рассмотрено влияние направления вскрытия крутопадающего месторождения на режим горных работ с внутренним отвалообразованием. На основе данного исследования даны рекомендации по выбору рационального режима горных работ и внутреннего отвалообразования.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Практикой открытых горных работ, а также научными разработками исследователей установлено, что режим горных работ влияет на значения эксплуатационных коэффициентов вскрыши, и как следствие от него зависят экономические показатели работы карьера.

В последнее время на карьерах, разрабатывающих крутопадающие месторождения полезных ископаемых, получили широкое применение технологии внутреннего отвалообразования,

которые позволяют за счет сокращения дальности транспортирования вскрышных пород уменьшить затраты на разработку месторождения, сократить отчуждение земельных площадей под внешние отвалы, а также улучшить экологическую ситуацию в целом.

В связи с этим определение рационального режима горных работ при внутреннем отвалообразовании является важной научной и практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. Можно выделить три группы технологических схем внутреннего отвалообразования в увязке с режимом горных работ:

1. Технологические схемы с формированием постоянного внутреннего отвала, не требующие жесткой привязки к режиму горных работ.

Формирование постоянного внутреннего отвала осуществляется на участках выхода карьера на конечный контур или при достижении конечной глубины разработки.

2. Технологические схемы при разработке месторождения пионер-карьером с формированием постоянного внутреннего отвала, оказывающие влияние на режим горных работ.

Технология разработки включает вскрытие месторождения на одном из его флангов карьером первой очереди, интенсивную углубку до конечной глубины, последующее движение горных работ в горизонтальном направлении к противоположному флангу месторождения с ведением внутреннего отвалообразования и формированием постоянного внутреннего отвала.

Данные технологические схемы, а также рациональный режим горных работ при их применении достаточно полно изучены П.И. Томаковым, В.А. Щелкановым, В.Е. Богданюком и другими учеными.

3. Технологические схемы с формированием временного внутреннего отвала и дальнейшим его перемещением в один или несколько этапов до конечного положения, оказывающие влияние на режим горных работ.

Общим признаком данных технологических схем (п. 3) является формирование временного внутреннего отвала на глубине, которая не является конечной. Данный временный внутренний отвал, в зависимости от применяемой технологической схемы, перемещается в один или несколько этапов до конечного положения.

При этом глубина, с которой начинается формирование временного внутреннего отвала первого этапа, а также количество этапов перемещения внутреннего отвала должны быть экономически обоснованы.

К данной группе можно отнести:

3.1. Технологическую схему внутреннего отвалообразования при разработке месторождения блоками.

Технология была предложена и разработана Б.Т. Рутковским, В.Ф. Бызовым. Суть ее состоит в размещении скальных пород внутреннего отвала на горизонтальной площадке, которую по длине разделяют на три равные зоны – подготовительных, отвальных и добычных работ. По мере углубки карьера происходит многократная перевалка вскрышных пород, уложенных во внутренний отвал с поочередной сменой указанных зон.

3.2. Технологическую схему при разработке месторождения этапами с внутренним отвалообразованием.

Разработкой и изучением данной технологической схемы занимались А.Г. Шапарь, А.В. Романенко, В.Е. Киковка и др. ученые.

Суть данной технологии состоит во вскрытии вытянутого месторождения на одном из его флангов карьером первого этапа, движении горных работ к противоположному флангу месторождения с формированием временного внутреннего отвала. При достижении противоположного фланга месторождения производится углубка карьера, и горные работы ведутся в обратном направлении с переэкскавацией внутреннего отвала, сформированного на первом этапе и формированием внутреннего отвала второго этапа. Данная последовательность действий сохраняется до достижения карьером конечной глубины. Во время углубки карьера вскрышные породы вывозятся на внешние отвалы.

3.3. Другие технологические схемы внутреннего отвалообразования, для которых характерна многократная переэкскавация вскрышных пород внутреннего отвала тем или иным способом.

Постановка задачи. Задачей данной статьи является исследование влияния направления вскрытия крутопадающего месторождения на режим горных работ при внутреннем отвалообразовании и на этой основе обоснование и выбор рационального варианта режима горных работ в карьере.

Изложение материала и результатов. В качестве объекта исследования взят условный, характерный для условий Кривбасса карьер (Глееватский, Петровский, Анновский, Ингулецкий), разрабатывающий вытянутую в плане залежь. Разработка ведется с продольным подвиганием фронта горных работ. Формирование внутреннего отвала осуществляется с глубины $H_{вн.отв}$.

Было рассмотрено три варианта вскрытия месторождения:

со стороны висячего бока залежи по простиранию А;

по центру залежи В;

со стороны лежачего бока залежи по простиранию С.

Согласно исследованиям [5] возможные варианты режима горных работ карьера лежат в области между двумя кривыми, построенными в плоскости V-Р. Первая кривая $\varphi \rightarrow 0$ строится из условия, что горные работы ведутся только на одном уступе до полной его отработки, при этом угол наклона рабочего борта карьера стремится к 0. Вторая кривая $\varphi \rightarrow \varphi_{\max}$ строится из условия, что горные работы ведутся на максимальном количестве уступов с обеспечением максимальной скорости углубки горных работ, при этом угол наклона рабочего борта карьера равняется максимальному значению $\varphi_{\max}$.

Поэтому для каждого направления вскрытия месторождения рассматривались два варианта ведения горных работ с внутренним отвалообразованием:

ведение горных работ послойно с формированием временного внутреннего отвала и его перемещением вниз при отработке последующего слоя;

ведение горных работ этапами с формированием временного внутреннего отвала и его перемещением вниз при подготовке емкости на следующем этапе.

На рис. 1-3 приведены схемы ведения горных работ этапами с обеспечением максимальной скорости углубки карьера и ведением внутреннего отвалообразования при направлениях вскрытия месторождения соответственно А - С.

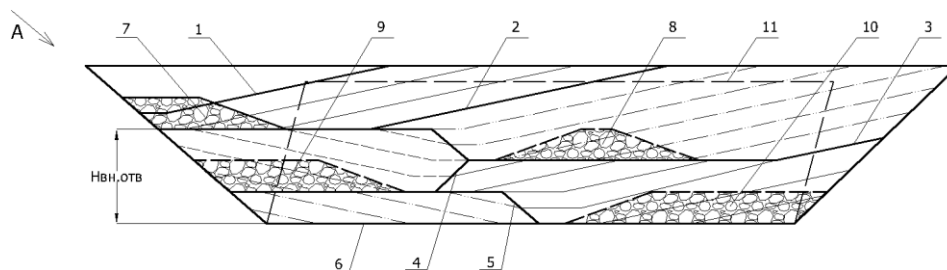


Рис. 1. Схема ведения горных работ в карьере этапами с внутренним отвалообразованием при варианте вскрытия месторождения (А) и условии $\varphi \rightarrow \varphi_{\max}$ (показан продольный разрез карьера); 1 – контур ГКР; 2 – контур карьера I этапа; 3 – контур карьера II этапа; 4 – контур карьера III этапа; 5 – контур карьера IV этапа; 6 – контур карьера V этапа; 7 – временный внутренний отвал (I этап); 8 – временный внутренний отвал (II этап); 9 – временный внутренний отвал (III этап); 10 – постоянный внутренний отвал (IV и V этапы); 11 – контур залежи по простиранию

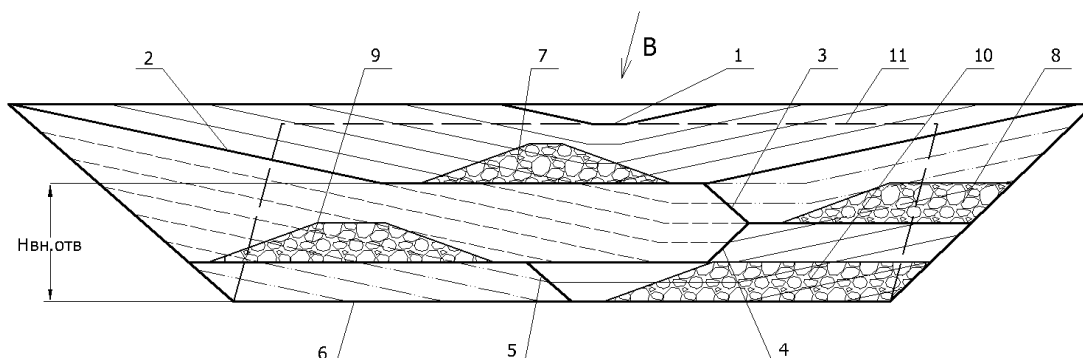


Рис. 2. Схема ведения горных работ в карьере этапами с внутренним отвалообразованием при варианте вскрытия месторождения (В) и условии $\varphi \rightarrow \varphi_{\max}$ (показан продольный разрез карьера); 1 – контур ГКР; 2 – контур карьера I этапа; 3 – контур карьера II этапа; 4 – контур карьера III этапа; 5 – контур карьера IV этапа; 6 – контур карьера V этапа; 7 – временный внутренний отвал (I этап); 8 – временный внутренний отвал (II этап); 9 – временный внутренний отвал (III этап); 10 – постоянный внутренний отвал (IV и V этапы); 11 – контур залежи по простиранию

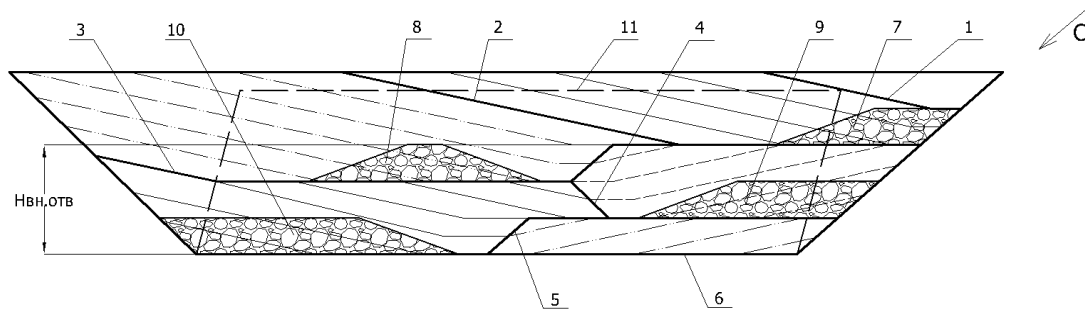


Рис. 3. Схема ведения горных работ в карьере этапами с внутренним отвалообразованием при варианте вскрытия месторождения (С) и условия $\phi \rightarrow \phi_{\max}$ (показан продольный разрез карьера); 1 – контур ГРП; 2 – контур карьера I этапа; 3 – контур карьера II этапа; 4 – контур карьера III этапа; 5 – контур карьера IV этапа; 6 – контур карьера V этапа; 7 – временный внутренний отвал (I этап); 8 – временный внутренний отвал (II этап); 9 – временный внутренний отвал (III этап); 10 – постоянный внутренний отвал (IV и V этапы); 11 – контур залежи по простиранию.

При каждом направлении вскрытия месторождения режим горных работ состоит из этапов. Первый этап включает подготовку площадки для начала формирования внутреннего отвала, ведение горных работ в направлении второго этапа и формирование внутреннего отвала.

Каждый последующий этап включает углубку горных работ, подготовку площадки для начала формирования внутреннего отвала на данном этапе, внутреннее отвалообразование и перегоскавацию внутреннего отвала предыдущего этапа.

Если после завершения очередного этапа возможны два направления ведения горных работ следующего этапа, то выбирается вариант с меньшим коэффициентом вскрыши.

При исследовании все подсчеты объемов для большей точности выполнялись в объемной модели с учетом объемов горной массы в торцах карьера.

После произведенных по принятому условному карьеру расчетов объемов выемки руды и вскрыши для вариантов вскрытия месторождения А-С с послойным и поэтапным ведением горных работ и ведением внутреннего отвалообразования, построены графики зависимости $V=f(P)$, которые приведены на рис. 4. На графиках проведено усреднение эксплуатационных коэффициентов вскрыши по периодам времени, которые приняты равными для рассматриваемых вариантов вскрытия месторождения А-С.

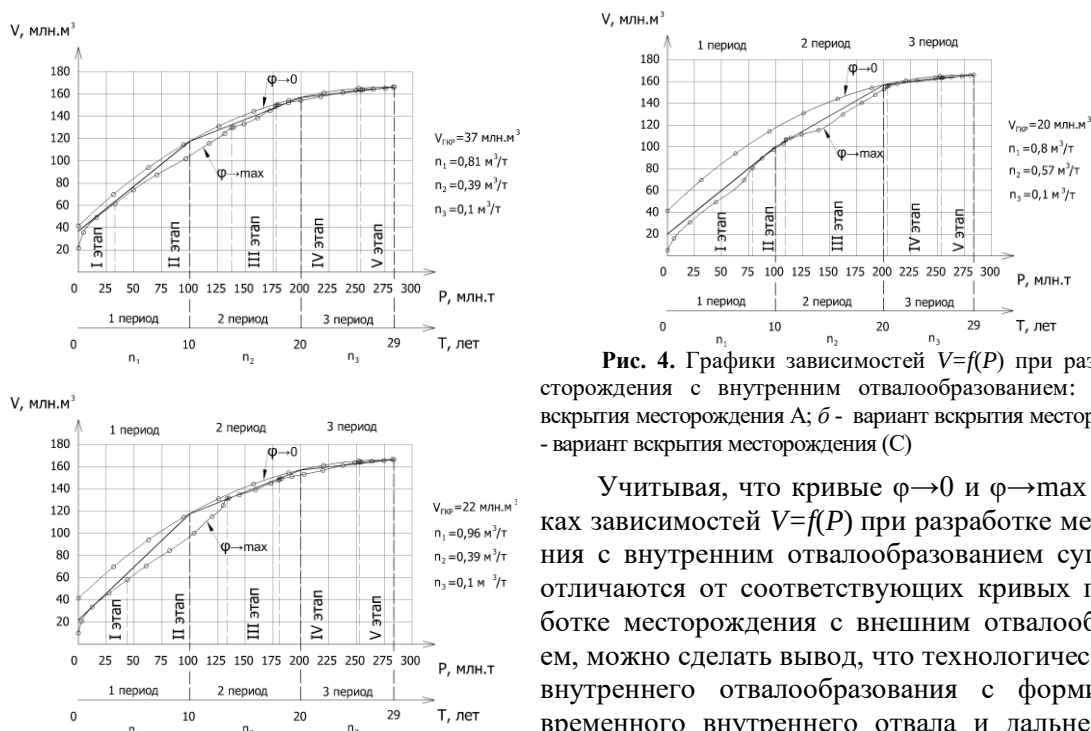


Рис. 4. Графики зависимостей $V=f(P)$ при разработке месторождения с внутренним отвалообразованием: а - вариант вскрытия месторождения А; б - вариант вскрытия месторождения В; в - вариант вскрытия месторождения (С)

Учитывая, что кривые $\phi \rightarrow 0$ и $\phi \rightarrow \max$ на графиках зависимостей $V=f(P)$ при разработке месторождения с внутренним отвалообразованием существенно отличаются от соответствующих кривых при разработке месторождения с внешним отвалообразованием, можно сделать вывод, что технологические схемы внутреннего отвалообразования с формированием временного внутреннего отвала и дальнейшим его перемещением этапами до конечного положения существенно влияют на режим горных работ, а вариант вскрытия месторождения определяет режим горных работ карьера при внутреннем отвалообразовании.

Сравнив, полученные значения усредненных эксплуатационных коэффициентов вскрыши, можно сделать вывод, что ведение горных работ по варианту вскрытия месторождения (В) характеризуется меньшим эксплуатационным коэффициентом вскрыши в первом периоде эксплуатации при меньшем объеме горно-капитальных работ. Это позволит перенести на более поздние периоды времени выемку вскрышных пород, часть из которых возможно уложить во внутренний отвал, что еще больше улучшит показатели работы карьера.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, вариант вскрытия месторождения определяет режим горных работ карьера при внутреннем отвалообразовании. При этом наиболее рациональным режимом горных работ является режим, характеризующийся меньшими коэффициентами вскрыши в первые периоды эксплуатации карьера, что позволит перенести на более поздние периоды времени выемку части вскрышных пород, которые в будущем возможно уложить во внутренний отвал по одной из приведенных технологических схем.

Направлением дальнейших исследований является исследование влияния внутреннего отвалообразования при разработке крутопадающего месторождения на производительности карьера по полезному ископаемому.

Список литературы

1. Открытая разработка крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием / А. Г. Шапарь, В. Т. Лашко, А. В. Романенко, В. Е. Киковка; Отв. ред Э. И. Ефремова. – К: Наукова думка, 1992. – 115 с.
2. Богданюк В. Е. Влияние схемы отработки карьерного поля на режим горных работ // Горный журнал. – 1966. – №7. – С. 29 - 32.
3. Способ открытой разработки крутопадающих месторождений при отработке глубоких горизонтов карьера: А. с. 968402 СССР, МКІЗ Е 21 С 41 / 00 / В. Ф. Бызов, В. Н. Романенко. – Опубл. 23.10.82., Бюл. № 39.
4. Шапарь А. Г., Лашко В. Т., Романенко А. В. и др. Основные положения новой технологии разработки крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием // Разраб. рудн. месторожд – 1988. – Вып. 45. – С. 3 - 6.
5. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. – М.: Госгортехиздат, 1961.

Рукопись поступила в редакцию 28.02.12

УДК 622.271: 621.67

А.Г. ШАТАЛОВ, А.И. МИРОНЕНКО, З.Н. ВЕГЕРА, Г.М. ШАПОВАЛОВА

ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

РАЦИОНАЛЬНЫЕ СХЕМЫ И ОПТИМАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ОТКАЧИВАНИЯ ВОДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ НАСОСОВ НА ПРИМЕРЕ КАРЬЕРА ПАО «ИнГОК»

На примере долгосрочного планирования работы карьера ПАО «ИнГОК» показаны схемы оптимального откачивания карьерных вод с применением центробежных насосов типа ЦНС

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время в Кривбассе значительно увеличиваются объемы добычи железной руды, большая часть добывается открытым способом. Происходит быстрое понижение добычных горизонтов и, соответственно, увеличивается себестоимость добычи тонны полезного ископаемого. Тем не менее, в практике мировой горной промышленности наблюдается стабильная ориентация на открытый способ разработки месторождений полезных ископаемых. Не исключением являются и горно-рудные предприятия Криворожского бассейна. При этом возникают определенные проблемы.

Понижение горизонтов отработки карьеров увеличивает глубину и площади карьеров. При ведении горных работ, во-первых, открываются все новые и новые источники подземных вод, во-вторых, в карьер попадает вода в виде снега и дождя. Непредвиденное количество периодически выпадающих ливневых осадков, в течение короткого промежутка времени, может привести к скоплению огромных объемов воды в карьере. В-третьих, в карьер попадает вода, которая используется для технологических нужд, например, для орошения автодорог, смыва просыпей конвейеров и так далее. Поэтому, на всех периодах эксплуатации карьера необходимо проводить мероприятия по откачке воды для обеспечения безопасной работы людей и безотказной работы техники. В противном случае, за счет увеличенных притоков, карьер заполнится водой, что приведет к сбою работ в карьере, экономическим потерям предприятия. Чтобы это не произошло, выполняются мероприятия по частичному отводу вод от борта карьера при помощи специальных водоотводящих сооружений.

Анализ исследований. Основное количество водоотведения производится при помощи принудительного откачивания воды из карьера. Для выполнения таких работ, как правило, применяются центробежные насосы типа ЦНС.

Осушение месторождения может осуществляться различными способами. Так на ОАО «Стойленский ГОК», ПАО «Полтавский ГОК» откачка воды осуществляется при помощи подземных дренажных комплексов (ПДК), строительство которых начиналось одновременно с началом разработки карьера и наращивается постоянно, одновременно с его углубкой. ПДК состоит из водоотливного ствола и вспомогательных выработок, по которым прокладываются водоотливные трубопроводы, подающие воду на поверхность, и другие коммуникации. В околоствольном дворе шахты размещаются главная насосная установка с водосборниками, центральная подземная подстанция, оборудуются дренажные выработки и другие сооружения. Насосные снабжаются высокопроизводительными насосами типа ЦНС 850, которые устанавливаются стационарно.

В Криворожском бассейне, в силу сложившихся условий разработки карьеров, ПДК для дренажа не применялись.

В настоящее время на ПАО «СевГОК» в Анновском и Первомайском карьерах добыча железной руды ведется, соответственно, на гор. -145 и -277 м. На предприятиях ПАО «ЦГОК» Глееватский и Петровский карьеры отрабатывают гор. -290 и -155 м. На ПАО «ИнГОК» - горизонты минус 300, 360 м. Строительство новых дренажных шахт при таких глубинах не целесообразно.

Подача воды из карьера на поверхность ведется при помощи открытого водоотлива с частичной прокладкой трубопроводов в подземных выработках. При относительно небольших глубинах применяется одноступенчатая откачка воды из карьера на его борт и, далее, в водосборник на поверхности. При проведении горных работ, в зависимости от расположения добычных горизонтов месторождения, расположение зумпфа, его высотные отметки и координаты периодически меняются. Следовательно, насосная установка, работающая на водоотведение, должна иметь достаточную производительность агрегатов и высокую мобильность передвижения. Поэтому, все насосные агрегаты должны устанавливаться на передвижных салазках-волокушах. В зависимости от способа разработки карьера откачивающий трубопровод может наращиваться частично или полностью, либо переукладываться с демонтажем существующих труб.

Постановка задачи. В карьер ПАО «ИнГОК» поступает значительное количество воды, а именно: подземные грунтовые воды, вода идущая на орошение дорог, механизмов, смыва шламов конвейерных трактов и так далее. Одним из основных источников поступления воды являются ливневые осадки. К концу отработки карьера его глубину предполагается довести до отметки -840 м, что приведет к увеличению его площади. Водоприитоки в карьер предполагаются в количестве 3466 м³/час. Необходим выбор и обоснование рационального способа откачки такого объема карьерной воды, с учетом действующей схемы водоотлива, что позволит обеспечить отработку и эксплуатацию карьера с минимальными эксплуатационными и энергетическими затратами.

Изложение материала и результаты. В настоящее время карьер ПАО «ИнГОК» имеет глубину 360 м. Водоотлив представляет собой цепочку из двух водоотливных установок. Передвижная водоотливная установка с горизонта -360 м по трубам подает воду из карьера в водосборник перекачной водоотливной установки на горизонте -210 м, подающей воду по подземным выработкам на борт карьера и, далее, в водосборник на поверхности.

Каждые пять лет карьер углубляется в среднем на 30 м. Производительность водоотливных установок согласно «Правилам охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» должна обеспечить откачку максимально ожидаемого суточного притока воды в течение двадцати часов. Перед институтом «Кривбасспроект» была поставлена задача - разработать оптимальные схемы водоотлива до конца отработки месторождения. Это и было решено в «ТЭО определения перспективных границ и производительности карьера ПАО «ИнГОК» (Оценка вариантов развития комбината)».

Было рассмотрено несколько вариантов и схем водоотлива для передачи карьерной воды из карьера на поверхность. После проведения определенной работы и расчетов остались две основные схемы, сравнительный анализ, которых и был выполнен.

При отработке карьера до глубины -660 м не возникает никаких проблем с водоотливом для откачивания воды. Он представляет собой двухступенчатую схему откачивания, состоящую из передвижной насосной установки, смонтированной на саях-волокушах, находящуюся возле зумпфового водосборника и стационарной водоотливной установки на горизонте -330 м на период с 2017 до 2037 г. и на горизонте -270 м на период с 2037 г. до конца отработки карьера.

При глубине карьера более 600 м возможны два варианта откачки воды.

Схема расположения насосных установок по варианту 1 приведена на рис. 1.



Рис. 1 Схема расположения насосных установок по варианту 1 в карьере ПАО "ИнГок" с применением насосных агрегатов типа ЦНС 300

По данному варианту с гор. -840 м предполагалось транспортировать воду при помощи трехступенчатой схемы водоотлива с применением центробежных насосов ЦНС300 производительностью 300м³/час и напором разной величины. Передвижная насосная установка из 18 насосных агрегатов ЦНС 300-300 (производительность - 300 м³/час, напор -300 м водного столба) подает воду с гор. -840 м на стационарную перекачную насосную установку на горизонте минус 660 м, состоящую из 18 насосных агрегатов ЦНС 300-480 (производительность - 300 м³/час, напор - 480 м водного столба), далее на стационарную перекачную насосную установку на гор. -270 м, состоящую из 18 насосных агрегатов ЦНС 300-480 (производительность - 300 м³/час, напор - 480 м водного столба) и на поверхность.

Схема расположения насосных установок по варианту 2 приведена на рис. 2.



Рис. 2 Схема расположения насосных установок по варианту 2 в карьере ПАО "ИнГок" с применением насосных агрегатов типа ЦНС 300 и ЦНС 850

По второму варианту вода должна транспортироваться с гор. -840 м насосной установкой из 7 насосных агрегатов ЦНС 850-600 (производительность - 850 м³/час, напор - 600 м водного столба) на стационарную перекачную насосную установку на горизонте минус 270 м, состоящую из 18 насосных агрегатов ЦНС 300-480 (производительность - 300 м³/час, напор - 480 м водного столба) и на поверхность.

Сравнение сметной стоимости объектов по вариантам водоотлива 1 и 2 показало, что стоимость водоотлива по варианту 1 на 15 % меньше, чем по варианту 2. Причем, в стоимость по вариантам включены не только цена насосных агрегатов и трубопроводов, а и стоимость водосборников, вспомогательных объектов электроснабжения, вспомогательных сооружений, помещений операторов и обслуживающего персонала, подъездных путей и т. д.

Кроме меньшей стоимости водоотлива по варианту 1, существует ряд объективных факторов, по которым предпочтение отдается этому варианту.

Во-первых, при строительстве перекачных насосных установок на гор. -270 и -660 м на гор. -840 м устанавливаются насосные агрегаты типа ЦНС 300-300, которые намного дешевле и легче насосных агрегатов ЦНС 850-600. Насосный агрегат типа ЦНС 300-300 весит 3200 кг с электродвигателем мощностью 400 кВт, а ЦНС 850-600 - 15200 кг с электродвигателем мощностью 2000 кВт. При их гораздо меньшей стоимости, меньших габаритных размерах и массе, насосные агрегаты ЦНС 300-300 являются более мобильными при выполнении различных технологических операций по их перемещению и эксплуатации. При небольших притоках воды в карьер может работать один насос. Это экономит электроэнергию и материальные ресурсы, что, в связи с непрерывным повышением цен на энергоносители, очень актуально.

Во-вторых, насосы на перекачных водоотливных установках работают в более щадящем режиме, так как все водосборники оборудованы осветлителями карьерной воды для выделения твердых примесей из воды, что увеличивает срок службы насосов. В то же время насос ЦНС 850-600 засасывает воду непосредственно из зумпфового водосборника, где степень загрязненности воды гораздо выше, чем в водосборнике перекачных водоотливных установок, количество механических примесей в виде мелких твердых частиц преобладает, что ведет к быстрому абразивному износу лопаток турбин насосов.

В-третьих, при отработке горизонтов карьера водосборник в зумпфе карьера может перемещаться. Соответственно, перемещаются и насосные агрегаты водоотливной установки. Минимальный диаметр трубопровода для одного насоса ЦНС 850-600 при такой длине транспортирования воды, производительности и напоре составит 430 мм, в то время как для насосов ЦНС 300 необходимы трубопроводы диаметром 325 мм. Переукладка и наращивание трубы диаметром 430 мм в условиях карьера вызывает определенные проблемы. Постоянное отсоединение от трубопровода и подключение насоса к трубопроводу может ухудшить герметизацию присоединения насосов к трубопроводу. При давлении 600 м водного столба это опасно.

В-четвертых, по первому варианту водоотлива на весь период существования карьера применены насосы серии ЦНС 300, т.е. соблюдается полная унификация агрегатов, узловых элементов и деталей. Ремонтная база остается постоянной.

Выводы. Применение многоступенчатой схемы откачки воды из карьера с применением насосов ЦНС 300 является наиболее рациональной, мобильной и экономически выгодной, рекомендуется для практического применения на предприятиях горнорудной промышленности с открытым способом добычи полезных ископаемых.

Список литературы

1. Б.П. Воропаев, Г.Н. Гензель, Е.С. Гладченко, Л.А. Еланцева (ООО «НТЦ «НОВОТЭК»), А.И. Пешков. (ОАО «Стойленский ГОК»). Горный журнал, №6, 2011 год.
2. К.С. Борисенко, А.Г. Боруменский, В.С. Дулин, Н.М. Русанов. Горная механика. Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. Москва, 1962 год.
3. Каталог Ясногорского машиностроительного завода. Номенклатура насосного оборудования.
4. НПА ОП 0.00-1.24-10. «Правила охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом». Харьков, 2010 год.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 622.274.54'112.3

В.В. ЦАРИКОВСКИЙ, д-р техн.наук, С.В. СИРОТЮК, соискатель, ГП «НИГРИ»

ВЗАИМОСВЯЗЬ ПАРАМЕТРОВ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ РУДНЫХ ОБНАЖЕНИЙ И ПРОЦЕССОВ САМООБРУШЕНИЯ РУДНОГО МАССИВА

Изложены результаты исследований по установлению взаимосвязи между параметрами подсеченного массива и процесса его самообрушения.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Многолетний опыт применения систем разработки с самообрушением рудного массива для отработки богатых руд на верхних горизонтах шахт Кривбасса убедительно доказал их высокую эффективность по сравнению с остальными применявшимися в Кривбассе системами разработки. Однако, в середине 60-х годов прошлого столетия от них пришлось отказаться в связи с возникшим противоречием между необходимой площадью обнажения для самообрушения рудного массива и площадью днищ, которая обеспечивала бы устойчивость выработок доставки.

Как показали исследования авторов на достигнутых очистными работами глубинах на шахтах Кривбасса вышеуказанное противоречие возможно разрешить. Поэтому авторами на основании проведенных ими исследований изменения напряженного состояния рудного массива в процессе его самообрушения были разработаны соответствующие технологии добычи богатых руд, которые позволяют в 2,9...3,5 раза сократить объемы бурения глубоких скважин и уменьшить в 3,1...4,4 раза использование взрывчатых веществ. Однако, для внедрения разработанных технологий необходимо дополнительно разработать геомеханические основы определения геометрических параметров технологий с самообрушением рудного массива, которые позволят управлять процессом самообрушения в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Анализ исследований и публикаций. Исследованию вопросов управления процессами самообрушения рудного массива в ходе очистной выемки посвящены работы известных ученых Г.М. Малахова, М.И. Агошкова, С.Г. Борисенко, П.М. Вольфсона, В.Ф. Лавриненко, А.В.Куликова и многих других исследователей. Но на данный момент времени отсутствуют решения, позволяющие прогнозировать развитие процесса самообрушения руд во времени и пространстве в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Постановка задачи. Все вышеизложенное позволяет сделать вывод, что в настоящее время для внедрения технологий добычи железных руд, позволяющих существенно снизить себестоимость добычи руды, а, следовательно, повысить конкурентоспособность горнодобывающих предприятий с подземной добычей руд, необходимо разработать геомеханические основы способов управления самообрушением рудного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

В этой связи были проведены специальные исследования по установлению взаимосвязи между параметрами обнажений и процессов самообрушения рудного массива. Основные результаты указанных исследований приведены в данной статье.

Изложение материала и результатов. Для установления взаимосвязи между параметрами горизонтальных рудных обнажений и процессов самообрушения рудных массивов использованы основные положения метода расчетных функциональных характеристик. Основным отличием указанного метода определения допустимых параметров систем разработки является рассмотрение практики отработки запасов выемочных единиц, как моделирование изучаемых процессов в натуральных условиях.

В процессе проведения исследований собраны геологические и маркшейдерские материалы, которые содержат сведения о горно-геологических и горнотехнических условиях отработки запасов, а также о параметрах, продолжительности существования и устойчивости горизонтальных рудных обнажений в 34 блоках 18 залежей различной морфологии на глубинах, изменяющихся от 470 до 900 м.

Методика первичной обработки производственной информации заключалась в следующем. По геологическим материалам определялись класс залежи, в которой располагались самообру-

шившиеся горизонтальные рудные обнажения и коэффициент крепости рудного массива. По маркшейдерским материалам определялись размеры горизонтальных рудных обнажений по a и вкrest M_r простираия залежи, продолжительность их устойчивого состояния t_c , а также параметры процесса самообрушения подсеченных рудных массивов, т.е. высоты свода самообрушения h_o , размеры самообрушения по a_o и вкrest M_o простираия залежей и продолжительность процесса самообрушения руды t_o .

Затем для каждого горизонтального самообрушившегося рудного обнажения согласно их размеров определялись значения их фактических эквивалентных пролетов m_o . Применительно к горно-геологическим и горнотехническим условиям расположения каждого самообрушавшегося горизонтального рудного обнажения согласно требований работы [1] определялись предельные значения их эквивалентных пролетов ($m_{c(t)}^o$).

По определенным значениям фактических и предельных эквивалентных пролетов для каждого рудного обнажения определялось значение их соотношения $m_o / m_{c(t)}^o$.

Для установления взаимосвязи между эквивалентными пролетами горизонтальных рудных обнажений и параметрами процесса самообрушения рудного массива строились графики $h_o = f(m_o / m_{c(t)}^o)$ рис. 1, $a_o / a = f(m_o / m_{c(t)}^o)$ рис.2 и $M_o / M_c = f(m_o / m_{c(t)}^o)$ рис.3.

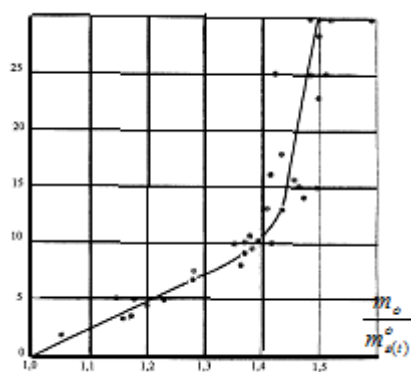


Рис. 1. Зависимость высоты самообрушения рудного массива h_o от степени превышения предельного значения эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения в заданных горнотехнических условиях ($m_o / m_{c(t)}^o$)

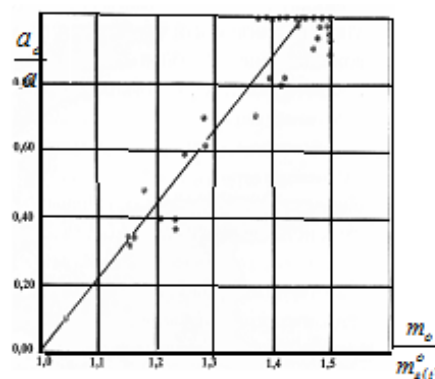


Рис. 2 Зависимость степени самообрушаемости рудного массива по простираию a_o/a от степени превышения предельного значения эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения в заданных горнотехнических условиях ($m_o / m_{c(t)}^o$)

Из анализа рис. 1 следует, что с увеличением соотношения фактического эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения, предшествующего самообрушению рудного массива m_o , и предельного из условий устойчивости эквивалентного пролета горизонтального обнажения в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях $m_{c(t)}^o$ от 1,00 до 1,35 высота самообрушения рудного массива h_o возрастает пропорционально увеличению указанного соотношения ($m_o / m_{c(t)}^o$). При дальнейшем увеличении соотношения указанных пролетов высота самообрушения резко возрастает до 20-30 м.

Линейный участок установленной зависимости аппроксимируется функцией вида

$$h_o = K_o (m_o / m_{c(t)}^o - 1), \quad (1)$$

где $K_o=25$ - коэффициент, характеризующий обрушаемость рудного массива по восстанию залежи.

Следует отметить, что выражение (1) справедливо лишь в случае, когда $1,0 \leq (m_o / m_{c(t)}^o) \leq 1,35$.

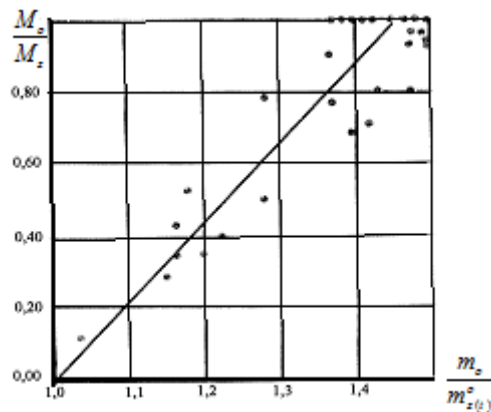


Рис. 3. Зависимость степени самообрушаемости рудного массива вкрест простирания M_o/M_r от степени превышения предельного значения эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения в заданных горнотехнических условиях ($m_o/m_{z(t)}^o$)

Из рис. 2 и 3 видно, что обрушаемость рудного массива как по простиранию залежи (см.рис. 2), так и вкрест ее (см.рис. 3) линейно зависит от соотношения значений фактического эквивалентного пролета горизонтального рудного обнажения предшествующего самообрушению рудного массива (m_o) и предельного из условий устойчивости горизонтального обнажения эквивалентного пролета ($m_{z(t)}^o$) в заданных горно-геологических и

горнотехнических условиях.

Математическая обработка зависимостей представленных на рис. 2 и 3 позволяет сделать вывод, что: обрушаемость рудного массива по простиранию залежи описывается выражением

$$a_o / a = 2,2 (m_o / m_{z(t)}^o - 1) \quad (2)$$

обрушаемость рудного массива вкрест простирания залежи описывается выражением

$$M_o / M_z = 2,2 (m_o / m_{z(t)}^o - 1). \quad (3)$$

Из сопоставления выражений (2) и (3) следует, что обрушаемость рудного массива по и вкрест простирания залежей одинакова.

О тесноте связи между исследуемыми факторами свидетельствует то, что расчетные значения критерия Фишера для всех указанных зависимостей при 5 % уровне значимости гораздо выше табличных, что указывает на существенную зависимость между исследуемыми факторами.

Из выражений (2) и (3) следует, что:

$$a_o = 2,2a(m_o / m_{z(t)}^o - 1); \quad (4)$$

$$M_o = 2,2M_z(m_o / m_{z(t)}^o - 1). \quad (5)$$

Выражения (1,4,5) позволяют прогнозировать параметры самообрушения рудного массива при изменяющихся во времени размерах его подсечки. В связи с указанным они представляют собой геомеханические основы определения геометрических параметров обнажений, обеспечивающих регулируемое самообрушение рудного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях отработки запасов богатых руд.

Проведенные исследования позволили также установить динамику развития самообрушения рудного массива в зависимости от продолжительности его подсечки при неизменяющихся во времени ее размерах (рис. 4).

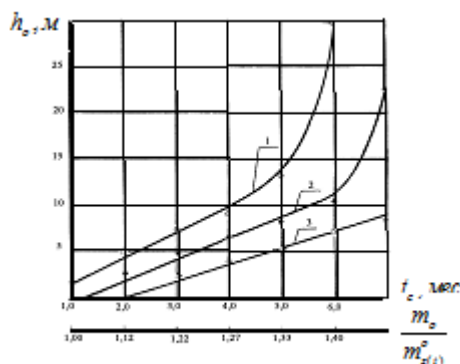


Рис. 4 Зависимость высоты самообрушения рудного массива от продолжительности существования его обнажения: 1,2,3 – продолжительность подсечки рудного массива 0,5; 1,0; 2,0 мес

Из рис. 4 следует, что: интенсивность естественного самообрушения рудного массива зависит от продолжительности создания подсечки рудного массива с предельным для заданных горно-геологических и горнотехнических условий эквивалентным пролетом ее горизонтального обнажения; с увеличением предельного эквивалентного пролета горизонтального обнажения кровли подсечки и уменьшением сроков ее образования возрастает интенсивность естественного самообрушения рудного массива.

Из изложенного следует, что самообрушение рудного массива может происходить в двух режимах:

самообрушение рудного массива при периодическом увеличении его размеров в плане (рис. 1-3);

естественное самообрушение рудного массива при постоянном размере самообрушающейся части его в плане (рис.4).

При первом режиме самообрушения рудного массива наблюдается три стадии очистной выемки:

I стадия - подсечка рудного массива, параметры которой в процессе ее образования устойчивы;

II стадия - постепенное увеличение геометрических параметров подсеченного рудного массива до размеров, обеспечивающих создание рудной подушки на выпускных выработках;

III стадия - увеличение размеров подсеченного рудного массива до параметров, обеспечивающих его массовое самообрушение.

При втором режиме самообрушения рудного массива на

I стадии - проводится подсечка рудного массива по всей подлежащей самообрушению его площади;

II стадии - естественное самообрушение рудного массива по всей площади вплоть до его массового самообрушения за счет снижения его устойчивости во времени.

Выводы и направление последующих исследований. Зависимости приведенные в данной работе представляют геомеханические основы определения геометрических параметров обнажений, обеспечивающих регулируемое самообрушение рудного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях отработки запасов богатых железных руд. Таким образом, решена актуальная задача, позволяющая повысить эффективность подземной добычи руд и конкурентоспособность горнодобывающих предприятий.

Список литературы

1. Настанова Міністерства промислової політики України «Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню»/ Є.Бабець, В.Сакович, С.Сиротюк, В.Цариковський, Вал.Цариковський, Є.Яценко/- Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010 -121 с.

Рукопись поступила в редакцию 29.03.12

УДК 622.831

Н.Н. КАСЬЯН, д-р техн. наук, проф., И.Г. САХНО канд. техн. наук, доц.,
О.К. МОРОЗ канд. техн. наук, проф.

УПРАВЛЕНИЕ КИНЕТИКОЙ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ПОРОД В ПРЕДЕЛАХ ЗОНЫ РАЗРУШЕНИЯ ВОКРУГ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В лабораторных условиях выявлены закономерности перемещения элементов деструктурированного массива в пределах зоны разрушенных пород, предложен способ управления направлением их перемещений, путем создания в массиве искусственных плоскостей скольжения.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Одним из условий эффективной и безопасной работы шахт Украины является обеспечение устойчивого состояния горных выработок на протяжении всего периода их эксплуатации при минимальном расходе материалов. Традиционный подход, основанный на увеличении сопротивления крепи выработки смещениям вмещающих пород, реализуемый за счет повышения металлоемкости каждого погонного метра выработки в условиях современных горно-геологических условий, существенно повышает затраты на сооружение и поддержание горных выработок, однако уже не обеспечивает существенного улучшения их состояния. Об этом свидетельствует опыт внедрения в последние годы на передовых угледобывающих предприятиях Украины средств и технологий поддержания горных выработок, отвечающих современному мировому уровню. Даже на этих предприятиях вопрос восстановления эксплуатационного состояния выработок, подверженных влиянию очистных работ и поддерживаемых за лавой, стоит достаточно остро.

Анализ исследований и публикаций. Фундаментальные исследования геомеханической системы «массив-горная выработка», проведенные в последние 70 лет, позволяют однозначно утверждать, что с современных позиций смещения контура горной выработки и нагрузка на ее крепь определяются образованием и последовательным развитием вокруг нее зон упругих, не-

упругих деформаций (ЗНД) и зоны разрушенных пород (ЗРП). При этом история изменения напряженно-деформированного состояния горного массива после проведения выработки оказывает существенное влияние на дальнейшее поведение пород и механизм их деформирования. Перераспределение напряжений вокруг выработки приводит к повышению трещиноватости пород, что сопровождается снижением их несущей способности и увеличением объема, это вызывает рост давления на крепь подготовительных выработок.

Большинство современных ученых сходятся во мнении, что полностью предотвратить развитие вокруг выработки ЗРП в современных условиях не представляется возможным. Анализ комплексных шахтных инструментальных наблюдений, проведенных под руководством проф. Черняка И.Л. [1] показывает, что размеры ЗРП вокруг выработок не подверженных влиянию очистных работ, в зависимости от соотношения действующих напряжений и предела прочности пород, достигают 2 м при смещениях контура – 200 мм, 5 м при смещениях – 500 мм. А размер зоны разрушения вокруг выработки в зоне влияния очистных работ достигает 7-8м при смещениях контура выработки более 500мм. Доля смещений на этом участке может достигать 80 % от смещений на сопряжении с лавой. Вокруг выработки поддерживаемой в зоне интенсивных смещений после прохода лавы размер зоны разрушенных пород достигает 10 и более метров. Таким образом, дальнейшая перспектива эксплуатации горных выработок связана с их поддержанием в условиях развития во вмещающем массиве зоны разрушенных пород, что необходимо учитывать при разработке новых эффективных способов обеспечения устойчивости горных выработок. Нагружение крепи выработки в такой ситуации происходит за счет увеличения пород в объеме при их разрушении на границе ЗРП и в ее пределах при нарушении сложившегося равновесного состояния, например, при попадании выработки в зону опорного давления, ее подработке, наработке и др.

Постановка задачи. На наш взгляд наиболее перспективным направлением обеспечения устойчивости выработок представляется направленное изменение кинетики сдвижений горных пород вокруг выработок, которое может быть реализовано в рамках идеи использования особенностей и закономерностей поведения горных пород в процессе их разрушения и формирования нагрузки на крепь для обоснования способов обеспечения устойчивости выработок, предложенной в работе [2]. Согласно предлагаемой концепции с известной долей идеализации породный массив, вмещающий горную выработку в пределах ЗРП, может быть представлен дискретной средой.

Предлагается рабочая схема-гипотеза основанная на том, что перемещения пород в пределах зоны разрушенных пород происходят не хаотично, а по примерно одинаково ориентированным плоскостям скольжения, угол наклона которых определяется литотипом пород, их свойствами. Как правило, эти плоскости скольжения связывают с линиями сдвига и углом внутреннего трения.

Известно, что состояние предельного равновесия в точке сыпучего тела наступает в двух площадках, которые соответствуют наибольшему углу отклонения $\delta_{\max} = \varphi$. Эти площадки расположены симметрично по отношению к направлению действия главных напряжений (с учетом давления связности) в данной точке и составляют друг с другом углы $90^\circ \pm \varphi$. Эти площадки являются площадками скольжения. В каждой точке любого напряженного тела, в том числе и сыпучего, касательные напряжения достигают своего наибольшего значения по площадкам, составляющим с главными площадками углы, равные 45° . В сыпучих телах, у которых сопротивление сдвигу определяется не только величиной сцепления, но и величиной действующего по данной площадке нормального сжимающего напряжения, опасными в отношении сдвига будут площадки для которых отношение $|\tau| / \sigma'$, являющееся тангенсом угла отклонения приведенного напряжения от нормали, окажется наибольшим. Сдвиг произойдет в том случае, когда указанный угол достигнет величины угла внутреннего трения [3]. Таким образом, из вышесказанного ясно, что повысить устойчивость дискретного массива можно путем уменьшения касательных напряжений на площадке сдвига, что приведет к уменьшению угла отклонения приведенного напряжения и недопущения возникновения сдвига по площадке.

На основе приведенных рассуждений предлагается способ управления напряженно-деформированным состоянием дискретизированного массива основанный на искусственном создании дополнительных плоскостей скольжения в массиве и локальном упрочнении пород, позволяющий уменьшить касательные напряжения по площадкам сдвига в заданной области пород.

В статье ставилась задача изучения механизма передачи давления от фронта развития ЗРП через условно дискретный массив на контур выработки, и разработка способа уменьшения нагрузки на крепь выработки за счет управления кинетикой сдвижений в массиве. Решение поставленной задачи в лабораторных условиях проводилось методом физического моделирования на структурных моделях. Моделировался участок массива пород, вмещающий горную выработку. Задача решалась в плоской постановке. При моделировании соблюдалось геометрическое подобие.

Изложение материала и результаты. Для моделирования был изготовлен специальный стенд, представляющий собой деревянную раму (1) в форме прямоугольника с задней глухой и передней прозрачной стенками. С одной стороны модели по контуру располагалась камера №1 (2), которая была предназначена для контроля пригрузки модели, которая имитировала давления, возникающие на фронте зоны разрушения. По контуру модели с противоположной стороны располагалась камера №2 (3) – предназначенная для определения давлений передаваемых через дискретную среду, и позволяющая фиксировать давления на уровне выработки (на пласт). В центре модели располагалась камера №3 (4), имитирующая горную выработку и позволяющая фиксировать давления на ее контуре. В качестве дискретных элементов (5) применяли пластиковые пустотелые шарики диаметром 5 см, стеклянные шарики диаметром 2 см, горох со средним диаметром 0,6 см и керамзит со средним размером 1,6 см. Плоскости скольжения имитировали отрезками плотного картона (6). Принципиальная схема модели представлена на рис. 1.

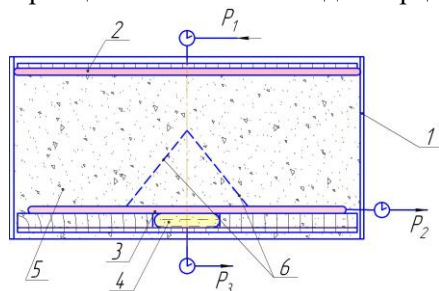


Рис. 1 Принципиальная схема модели

Перед экспериментом дискретные элементы укладывались в модель. В качестве рабочего агента в камерах использовали воду. Давление в камере №1 повышали путем механического сжатия камеры, а фиксацию давления в рабочих камерах №2 и №3 проводили по увеличению высоты водяного столба в гидросистеме соединенной с этой камерой. После достижения предельного давления в камере №1, проводилась пошаговая разгрузка модели, с контролем показаний давлений в обеих камерах. Фиксация проводилась с помощью цифровой видеосъемки модели в плане и данных обеих шкал. Было проведено несколько серий опытов,

которые отличались между собой схемой расположения плоскостей скольжения, а также дискретным материалом.

Сначала производили нагружение модели с конкретным дискретным материалом без искусственных плоскостей скольжения, эти показания принимались в качестве исходных. В процессе нагружения модели без искусственных плоскостей скольжения, визуально заметна ориентация естественных плоскостей скольжения.

В экспериментах с шарами искусственные плоскости скольжения ориентировали под углом 30 град (рис. 2), что обусловлено геометрией дискретных элементов. Для остальных моделей угол изменяли и он составлял 30-45-60 град.



Рис. 2. Общий вид модели с искусственными плоскостями скольжения (дискретный материал-пустотелые пластиковые шары)

Динамика передачи давления через дискретный массив из пустотелых шаров представлена на рис. 3.

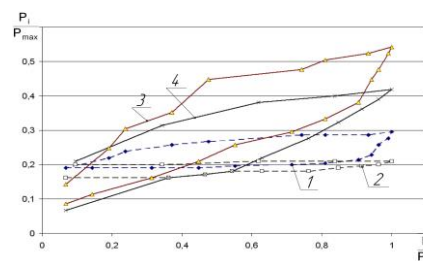


Рис. 3. Графики зависимости относительного давления $P_1/P_{\max}$, возникающего в моделях на контуре выработки, (1,2) и на уровне почвы выработки в ее боках (1,2) в пределах ЗРП, от величины относительного давления на фронте ЗРП $P_1/P_{\max}$: 1,3 – модели без искусственных плоскостей скольжения; 2,4 – модели

с искусственными плоскостями скольжения

Из рисунка видно, что создание плоскостей скольжения приводит к снижению относительного давления от развития фронта ЗРП на уровне почвы выработки с 55 до 42 %, а давления на контур выработки с 31 до 21 %.

Графики передачи давления через дискретный массив из керамзита приведены на рис. 4.

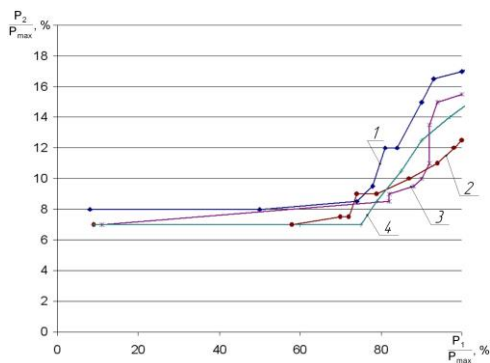


Рис. 4. Графики зависимости относительного давления $P_2/P_{\max}$, возникающего в моделях на уровне почвы выработки в ее боках в пределах ЗРП, от величины относительного давления на фронте ЗРП $P_1/P_{\max}$: - без искусственных плоскостей скольжения, 2-4 - с искусственными плоскостями скольжения расположенными под углом 30, 45, 60 градусов к нормали

Анализ проведенных экспериментов, показывает, что при расположении плоскостей скольжения под углом 30, 45 и 60 градусов к нормали давление передаваемое от фронта разрушения к плоскости почвы выработки составляет 12,4, 15,7, и 14,8 % соответственно, а при отсутствии искусственных плоскостей скольжения - 17%. Таким образом, давление уменьшается на 27, 7,6, и 13% соответственно. Давление на контур имитируемой выработки при указанных углах расположения плоскостей скольжения составляет 12,5, 14, 13%, а при отсутствии искусственных плоскостей скольжения - 15,5%, то есть уменьшается на 20, 9,6, 11% соответственно. Таким образом, максимальный эффект снижения давления на контур выработки наблюдается при угле 30 град. к нормали, что физически объясняется близостью этого угла к углу естественного трения исследуемых дискретных сред. В зависимости от вида дискретного материала в модели давление, передаваемое на контур, изменяется от 30 до 11%. Максимальный эффект наблюдается в моделях из пустотелых пластиковых шаров, минимальный - в наполненных горохом. Таким образом, эффективность предлагаемого способа зависит от размера дискретного элемента. Для технической реализации предложенной идеи авторами статьи предложен способ охраны горных выработок [4], включающий инструментальное определение размеров зоны разрушенных пород, бурение по контуру выработки скважин до образования вокруг нее зоны разгрузки, ограниченной пересечением создаваемых в массиве искусственных плоскостей скольжения, ориентированных под углом равным углу внутреннего трения к плоскости нормальной напластованию пород, таким образом, чтобы линия пересечения создаваемых плоскостей скольжения с нормальной напластованию плоскостью линейно аппроксимировала ортогональную проекцию продольной оси выработки на границу зоны разрушенных пород, направленную разгрузку массива при помощи взрывания кумулятивных зарядов и заполнение скважин после разгрузки массива твердеющим саморасширяющимся составом, которым заполняют скважины на глубину не менее длины патрона. Предложенный способ охраны изображен на рис. 5.

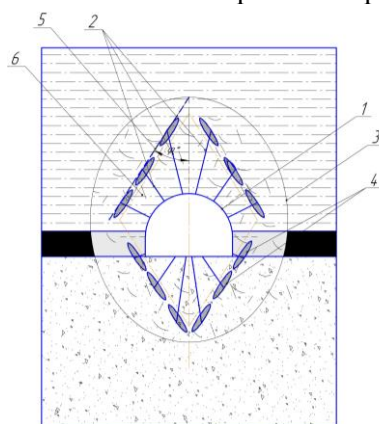


Рис. 5. Способ охраны горных выработок, основанный на создании искусственных плоскостей скольжения в массиве: 1 - охраняемая горная выработка, 2 - скважина, 3 - зона разрушенных пород, 4 - зона разгрузки, 5 - искусственные плоскости скольжения, 6 - область сжатых пород

Выводы и направления дальнейших исследований. Реализация предлагаемого способа охраны выработок позволяет корректировать направление смещений массива и экранировать выработку от перемещений пород в ее полость при развитии зоны неупругих деформаций, что способствует повышению устойчивости охраняемой горной выработки

Таким образом, в результате проведенных лабораторных исследований были выявлены закономерности перемещения пород в пределах ЗРП, предложен способ корректирования направления перемещений, путем создания искусственных плоскостей скольжения, что позволяет снизить нагрузку на контур охраняемой выработки на 11-30 % в зависимости от размеров породных фрагментов дискретной области. Дальнейшие исследования будут направлены на получение количественных зависимостей и параметров предложенного способа охраны горных выработок методом численного моделирования.

Список литературы

1. Черняк, И.Л. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт / И.Л. Черняк, Ю.И. Бурчаков - М. : Недра, 1984. - 304 с.
2. Касьян, Н.Н. Геомеханические основы управления зоной разрушенных пород вокруг выработок для обеспе-

чения их устойчивости на больших глубинах: Дис... д-ра техн. наук: 05.15.02. – Донецк, 2002. – 358 с.

3. Клейн, Г.К. Строительная механика сыпучих тел / Г.К. Клейн – М.: Стройиздат, 1977. – 131 с.

4. Пат. № 97006, МПК E21D 11/00 (2006.01), F42B 1/00 (2006.01), F42D 3/04 (2006.01), E21C 41/18 (2006.01) Спосіб охорони гірничих виробок і пристрій для його здійснення / М.М. Касьян, І.Г. Сахно (Україна). – а201002611; заявл. 09.03.2010, опубл. 26.12.2011, бюл. № 24. – 16с.:ил.

Рукопись поступила в редакцию 16.02.12

УДК 622.28.5

Ю.А ПЕТРЕНКО, 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 выработок 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 основным фактором, снижающим устойчивость выработок, является несовпадение направления по-

датливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59 % обследованных выработок.

Опыт эксплуатации выработок, закрепленных арочной крепью, показывает [1], что основным фактором, снижающим устойчивость выработок, является несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59 % обследованных выработок.

В выработках, 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 выработки 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 устойчивость системы «крепь-массив» проявляется практически во всех случаях, при меньших углах возможно одновременное срабатывание узлов податливости и сохранение симметричной формы выработки при условии качественного заполнения закрепного пространства, что, однако, в практике крепления выработок встречается редко.

Изложение материала и результатов. В выработках 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 выработок в диапазоне углов 30-60° к линии простирания пород.

а



б

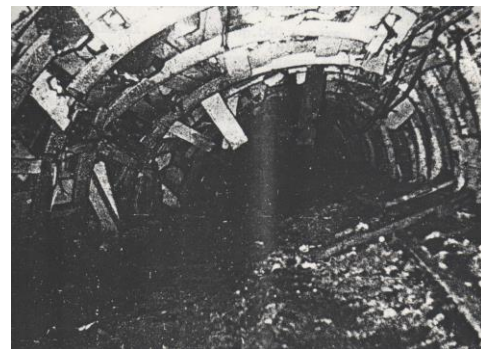


Рис. 1. Проявление неравномерности смещений пород по контуру выработок: а – в 8-м западном полевом штреке гор. 840 м шахты «Новодружеская», б – в 7-м западном полевом вентиляционном штреке пласта m_3^H гор. 650 м шахты им. Г.Г. Капустина



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

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).

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 распо-

ложения 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.

Таблица 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).

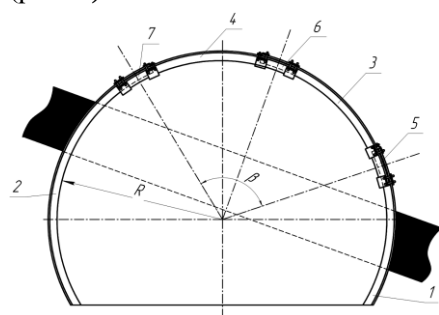


Рис. 3. Предлагаемая конструкция крепи: 1,2 - стойки крепи; 3 - элемент составного верхняка; 4 - верхняк; 5,6 и 7 - узлы соединения несущих элементов

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.

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. Вследствие этого 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 проект-

ное положение. После этого поднимают элемент составного верхняка 4 в проектное положение и соединяют элементы крепи в единую конструкцию при помощи узлов податливости 6 и 7.

Выводы и направления дальнейших исследований. Использование предлагаемой конструкции позволит за счет согласованной работы всех узлов податливости обеспечить длительную работоспособность крепи, повысить устойчивость выработки, снизить затраты на ее подержание 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., Перенко 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., Рєзнік А.В. Металева податливе кріплення – Патент на корисну модель №64368, зареєстр. 10.11.2011р. – 7с.
Рукопись поступила в редакцию 16.03.12

УДК 622.831.3

О.Є. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук, Р.М. ТЕРЕЩУК, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОХИЛИХ ВИРОБОК В УМОВАХ ПАТ «ДТЕК ДОБРОПІЛЛЯВУГІЛЛЯ»

На основі математичного моделювання методом скінчених елементів встановлені закономірності розподілу напружень в межах масиву навколо похилих виробок. Виявлені закономірності зміни розмірів області непружних деформацій навколо виробок залежно від гірничо-геологічних умов шахт ПАТ «ДТЕК Добропіллявугілля» та визначені граничні розміри таких зон.

Вступ. Стан панельних капітальних гірничих виробок залежить від багатьох обставин, серед яких важливе значення має стійкість породного масиву у запобіжних ціликах, що охороняють такі виробки і покликані запобігти взаємному впливу і впливу опорного тиску, викликаного очисними роботами, на вантажний або людський ходки. Розрахунковий запас міцності ціликів і стан масиву у їх межах навколо виробки є базовими параметрами для оцінки стану всієї системи і визначають заходи з її охорони, а саме тип і параметри кріплення, місце розташування виробки тощо.

Найбільш точними методами, що дозволяють встановити причинно-наслідкові зв'язки між силами, діючими на систему, і кінцевим розподілом напружень у породному масиві, а також оцінити такі залежності кількісно є такі, що засновані на аналізі результуючої картини напружено-деформованого стану породного середовища навколо виробки.

Аналіз досліджень та публікацій. Більшість дослідників [1,2 та ін.] пропонують рішення задачі про напружено-деформований стан породного масиву, використовуючи методи механіки суцільного середовища. Їх залучення дозволяє у кожному конкретному випадку, залежно від типу порід, що вміщують виробки, найбільш адекватно відбити фізико-механічні властивості і особливості деформації матеріалів. У свою чергу, при побудові підсумкової картини розподілу напружень слід враховувати нелінійність зміни характеристик елементів масиву, і, передусім, пружно-пластичну деформацію порід. Для побудови картини напружено-деформованого стану масиву досить виділити декілька параметрів, що найбільш впливають на його поведінку, і шляхом комплексного аналізу або моделювання отримати результуючу картину розподілу напружень. Метод аналізу пружно-деформованого стану повинен забезпечувати високу точність результатів рішень.

Методами, що задовольняють усім цим вимогам, є так звані наближені чисельні методи, що отримали протягом останніх декількох років широке поширення. Такі методи дозволяють з достатньою мірою точності отримати кількісну оцінку параметрів стану масиву гірських порід, а також наочно показати якісну картину його напружено-деформованого стану.

При рішенні завдань геомеханіки найбільше застосування отримав метод скінчених елементів (МСЕ). МСЕ має ряд переваг, які істотно полегшують рішення завдань геомеханіки при найбільш точних результатах.

Урахування нелінійності деформації середовища, в якому для кожного матеріалу моделі задається своя крива деформації, дозволяє, на відміну від більшості інших методів, рішення геомеханічних задач, де в більшості випадків, має місце пружнопластичне, крихке або пластичне руйнування, і відповідний перерозподіл напружень у недоторканому масиві.

Саме завдяки своїй універсальності МСЕ був адаптований і неодноразово використовувався для вирішення задач геомеханіки в роботах [1,2 та ін.].

При моделюванні за допомогою МСЕ, нелінійні рішення на практиці отримують за рахунок використання ітераційного підходу, суть якого зводиться до наступного. На кожному кроці обчислень, відповідно до набутих на попередньому кроці значень напружень згідно прийнятої моделі, міняються фізико-механічні властивості елементів масиву.

Відомий ряд алгоритмів, що реалізують такий підхід, проте, зважаючи на складність урахування природи знеміцнення і розпушування масиву, найбільшого поширення набув метод пружних рішень нелінійних задач О.А. Ільюшина.

Породний масив знаходиться в тривимірному напруженому стані, тому використовувати наведену вище процедуру можна лише у тому випадку, якщо такий багатовісьовий напружений стан привести до простого одновісного.

Існує декілька розрахункових формул, заснованих на відповідних феноменологічних теоріях міцності, які дозволяють подібне приведення. Серед таких теорій найбільш використовуваними є теорія П.П. Баландина

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + 2\sigma_3) + \sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_1 + 2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c k_c \quad (1)$$

Вираз 1 має важливе прикладне значення. По суті σ_e – універсальний параметр, що визначає напружений стан точки масиву порід або породного зразка. На практиці, порівнюючи його величину в точках модельованого масиву з межею міцності на одновісьовий стиск R_c можливо визначити геометрію усієї області розпушування і міру руйнування в межах такої області.

Виходячи із сказаного вище, граничний стан масиву порід характеризується таким виразом

$$\sigma_e = R_c k_c, \quad (2)$$

де k_c - коефіцієнт структурно-механічного послаблення.

За умови наявності отриманих в результаті моделювання МСЕ усіх компонент напружень, використовуючи вираз (2), не складно визначити в процесі моделювання ділянки масиву в стійкому стані і області із зруйнованими елементами.

Згідно з нормативними рекомендаціями [3], паралельні капітальні виробки слід розташовувати в масиві порід на найкоротшій відстані, що виключає їх взаємний вплив. Природно, що на деякій відстані наявність сусідньої виробки призводить до якісних і кількісних змін параметрів напружено-деформованого стану масиву навколо виробок. Області високих концентрацій напружень в породному середовищі, викликаних наявністю порожнин, при досить близькому їх розміщенні, накладаються, слідством чого являється зростання деформацій, збільшення зони непружних деформацій, а, відповідно, зростають і зміщення контуру виробки. Проте, величина таких зміщень далеко не завжди приводить до таких викривлень контуру виробки, після яких експлуатація її стає неможливою.

Питанню визначення величини зміщень контуру виробки залежно від різних гірничогеологічних і гірничо-технічних чинників на підставі прийнятих гіпотез гірського тиску присвячено багато праць, детальний аналіз яких виконаний в [4].

Проф. А.В. Солодянкін у своїй роботі робить наступні важливі у світлі намічених цілей даної роботи висновки:

зміщення контуру виробки, які є наслідком об'ємного розширення порід в межах зони непружних деформацій, безумовно пов'язані з, так званим, критичним радіусом цієї зони. Критичний радіус визначає такі геометричні розміри області розпушування, після досягнення яких переміщення на контурі виробки призводять до істотного, інакше кажучи, критичного, викривлення форми виробки, внаслідок чого її подальша експлуатація стає неможливою;

втрата міцності при досягненні критичних розмірів зони непружних деформацій спостерігається, передусім, в площині підшви виробки, що пов'язано із застосуванням переважно незамкнутих типів кріплення і послабленням міцнісних характеристик порід в результаті присутності шахтних вод.

По-перше, враховуючи, що підосва виробки є найменш стійкою частиною її контуру, саме здимання порід підосви є найбільш вірогідним проявом гірського тиску. Відповідно, критичний радіус зони непружних деформацій згідно теорії біфуркації А.Н. Шашенко, а також можливість здимання можна визначити з виразу

$$\overline{\varepsilon}_v r_L^{*2} \ln^2 r_L^* - 2 > 0, \quad (3)$$

де r_L^* – відносний критичний радіус зони непружних деформацій; $\overline{\varepsilon}_v$ – відносна об'ємне розпушення порід на контурі виробки.

Використання цього виразу показало високий рівень відповідності закладеного в теорію механізму прояву здимання з реальною поведінкою породного масиву в межах підосви виробки в природних умовах.

Безумовним є зв'язок між зміщеннями на контурі виробки і відносним радіусом непружних деформацій, що визначається з виразу [2]

$$u = \varepsilon_v \left(0,5 - \frac{r_L^2 \ln r_L}{r_L^2 - 1} \right), \quad (4)$$

де u – переміщення контуру виробки у відносних одиницях

$$u = U / R_0, \quad (5)$$

де R_0 – радіус виробки, м, U – переміщення на контурі виробки.

На відміну від підходу, запропонованого А.В. Солодяніним, тут величина критичних зміщень визначається незалежно від коефіцієнта умов розробки θ , що визначається за формулою

$$\theta = \frac{R_c k_c}{\gamma H}. \quad (6)$$

Природно, що підставляючи у (4) значення критичного радіусу непружних деформацій, можна розрахувати і значення величини критичних зміщень. Крім того, надалі, зменшуючи ширину цілику між виробками, відповідно до викладених вище уявлень про накладення збурень в породному масиві від виробок, стає можливим визначити діапазон, в якому можливе таке зменшення, порівнюючи отримані значення відносного радіусу зони непружних деформацій з критичною величиною радіусу.

Мета. Встановлення закономірностей розподілу напружень в межах масиву навколо похилих виробок та виявлення зміни розмірів області непружних деформацій навколо виробок залежно від гірничо-геологічних умов шахт ПАТ «ДТЕК Добропіллявугілля».

Основний матеріал досліджень. Послідовність виконання чисельного моделювання полягає в наступному.

Для умов пласта l_8 горизонту 550 м ТДВ «Шахта Білозерська» шляхом математичного моделювання за допомогою МСЕ визначалися зони непружних деформацій для кожного з варіантів розташування виробок. Кількість варіантів визначалися, виходячи з максимально припустимої ширини цілику, згідно з нормативними розрахунковими значеннями з наступним зменшенням до розмірів, що визначаються критичною величиною відносного радіусу деформацій.

Крім того, відповідно до ідеї роботи, рішення серії задач виконується для декількох конфігурацій породного масиву, що містить в покрівлі пісковик змінної потужності і який розташовується на змінній відстані від підосви вугільного пласту для систем «виробка-цілик-виробка», «лава-цілик-виробка».

Для кожного варіанту визначалася відносна величина зміщення на контурі виробки і будувалися залежності відносного радіусу зони непружних деформацій від ширини цілику.

За розрахункові схему були прийняті розрахункові схеми (рис. 3) з відповідною скінченно-елементною реалізацією.

Кінцеві картини розподілу еквівалентних напружень для декількох конфігурацій модельованого масиву наведені на рис. 2,3.

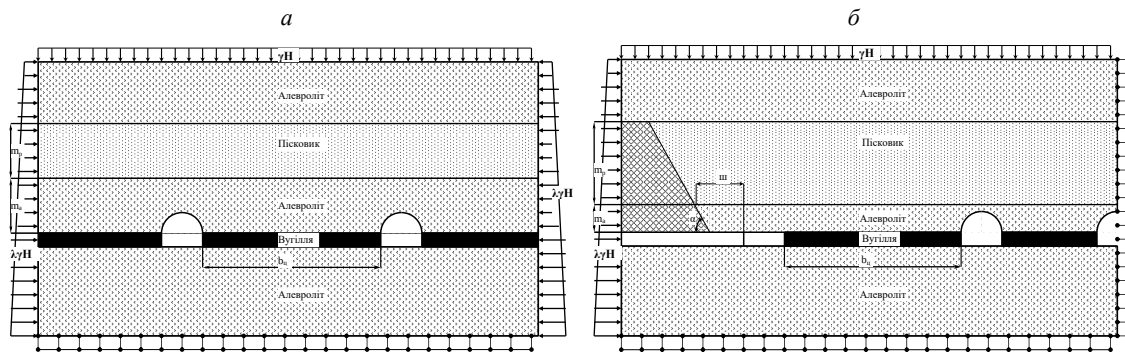


Рис. 1. а - розрахункова схема моделі для визначення зон непружних деформацій для двох капітальних виробок; б - розрахункова схема моделі для визначення зон непружних деформацій навколо виробки, що охороняється запобіжним ціликом

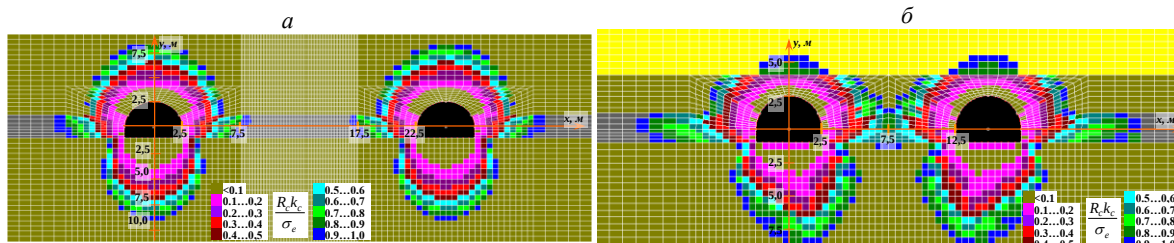


Рис. 2. Конфігурація зон непружних деформацій навколо виробок при: а) $b_{ш}=20$ м; $m_n=0$; б) $b_{ш}=15$ м, $m_n=20$; $m_a=5$ м

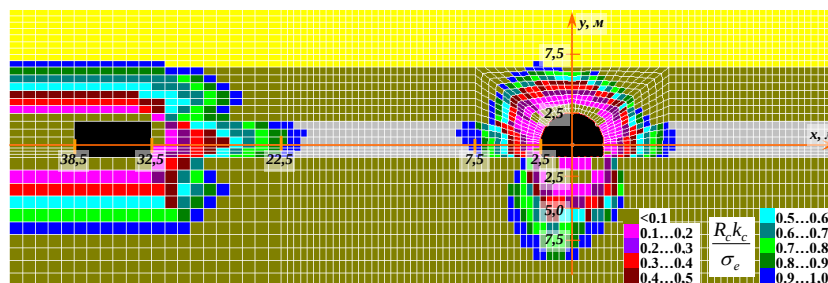


Рис. 3. Конфігурація зон непружних деформацій навколо виробок при $b_{ш}=30$ м; $m_n=20$ м; $m_a=3$ м

За результатами аналізу отриманих залежностей відносного радіусу непружних деформацій r_L і пов'язаних з ним виразом (4) відносних переміщень u від потужності пісковика m_n для різної величини m_a , приклад однієї з яких надано на рис. 4.

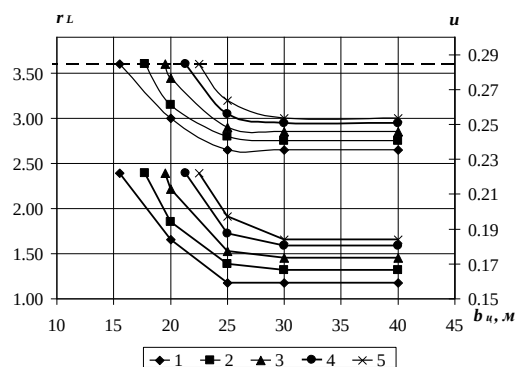


Рис. 4. Графік залежності відносного радіусу непружних деформацій r_L та відносних переміщень u від ширини цілика між лавою й ходком $b_{ш}$ при $m_n=20$ м; 1 – $m_a=5$ м; 2 – $m_a=10$ м; 3 – $m_a=15$ м; 4 – $m_a=20$ м; 5 – $m_a=25$ м, $m_n=0$ м

Усі залежності мають експоненціальний характер і стали основою для побудови підсумкових графіків, наведених на рис. 5,6.

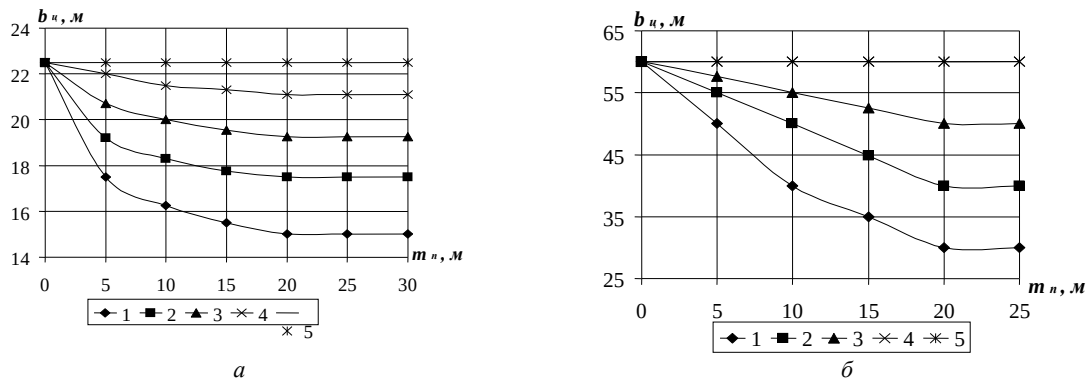


Рис. 5. Графіки залежності ширини цілика b_n від потужності пласту пісковика m_n для систем: а) «виробка-цілик-виробка», б) «виробка-цілик-лава»
1 – $m_a=5$ м, 2 – $m_a=10$ м, 3 – $m_a=15$ м, 4 – $m_a=20$ м, 5 – $m_a=25$ м

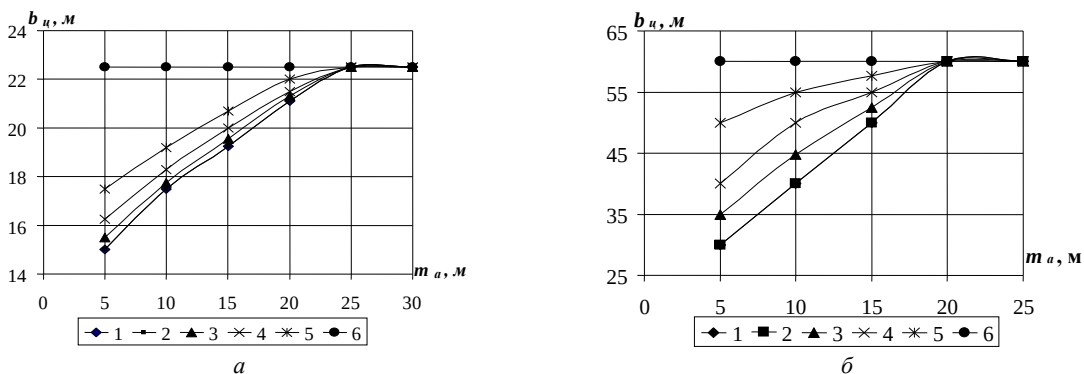


Рис. 6. Графіки залежності ширини цілика b_n від відстані між пластом пісковика й підшоною вугільного пласту m_a для систем: а) «виробка-цілик-виробка», б) «виробка-цілик-лава»; 1 – $m_n=5$ м, 2 – $m_n=10$ м, 3 – $m_n=15$ м, 4 – $m_n=20$ м, 5 – $m_n=25$ м

Висновки. Аналіз отриманих картин дозволяє відмітити наступні особливості:

зона непружних деформацій при розташуванні виробок на максимальній відстані одна від одної ($b_n=40$ м) у вуглепородному масиві без міцного шару пісковика в покрівлі симетрична відносно головних вертикальних осей виробок, а відносний радіус області відповідає розрахунковому радіусу зони розпушення;

при $k_c=0,33$, розрахункова величина відносного радіусу непружних деформацій складе $r_L=2,85$, тоді як отримане в результаті моделювання значення цієї величини при вимірі відстані від центру виробки до максимально віддаленої точки області складає $r_L=3,0$, що зайвий раз підтверджує адекватність прийнятого алгоритму моделювання;

у міру зменшення ширини цілика геометрія області розпушення міняє конфігурацію з тенденцією зміщення центру мас у бік сусідньої виробки, як в покрівлі, так і в підшві;

зона непружних деформацій навколо крайнього ходку на максимальній відстані від лави має конфігурацію подібну до конфігурації області розпушення поза зоною будь-якого впливу;

відносний радіус зони непружних деформацій, як і залежні від нього переміщення контуру виробки, збільшуються за експоненціальним законом у міру зменшення цілика.

Отримані залежності (див. рис. 4-6) дозволяють зробити наступні висновки:

незалежно від функціонального призначення цілика при зменшенні ширини цілика b_n величина відносного радіусу зони непружних деформацій r_L зростає за експоненціальним законом, сягаючи критичного значення в діапазоні $b_n=15\dots22,5$ м для системи «виробка-цілик-виробка» і $b_n=30\dots60$ м для системи «виробка-цілик-лава».

для заданих гірничо-геологічних умов, вплив пласту пісковика у покрівлі вугільного пласту спостерігається при його потужності до $m_n=20$ м і при розташуванні на відстані до $m_a=20$ м. При віддаленні пісковика більше ніж на 20 м від вугільного пласта напружено-деформований стан породного масиву навколо виробок відповідає стану однорідного масиву. Залежності припустимої ширини цілика b_n від потужності пласту пісковика m_n та від відстані між ним й підшоною вугільного пласту описуються експоненціальними функціями.

Виконані дослідження є основою для подальшого обґрунтування заходів з підвищення стійкості виробки, насамперед за допомогою використання новітніх засобів кріплення.

Список літератури

1. Шашенко А.Н. Геомеханические процессы в породных массивах / А.Н. Шашенко, Т. Майхерчик, Е.А. Сдвижкова [Монография]. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2005. – 319 с.
 2. Гапеев С.Н. Закономерности потери упругопластической устойчивости сложноструктурного массива в окрестности одиночной выработки. – Дис...канд. техн. наук: 05.15.09 / С.Н. Гапеев. – Днепропетровск, 2004. – 188 с.
 3. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах; КД 12.01.01.201-98. Мінуглепром України. – К., 1998. – 150 с.
 4. Солюдянкин А.В. Геомеханические модели в системе геомониторинга глубоких угольных шахт и способы обеспечения устойчивости протяженных выработок: Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.04., 05.15.09 / А.В. Солюдянкин. – Днепропетровск, 2009. – 426 с.
- Рукопись поступила в редакцию 20.03.12

УДК 622.062:622.281

Б.Н. АНДРЕЕВ, д-р техн. наук, проф., Д.В. БРОВКО, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

НАУЧНЫЙ ПОДХОД В ОЦЕНКЕ НАДЕЖНОСТИ ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ ОБЪЕКТОВ ПОВЕРХНОСТИ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА

Выполнен анализ оценки состояния строительных объектов поверхности горнопромышленного комплекса по критерию снижения их несущей способности функционально связанного с вероятностью риска обрушения зданий и сооружений.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Аварийные ситуации на объектах поверхности горнопромышленного комплекса, вызванные запроектными воздействиями, в общем случае непредсказуемы и сводятся к локальным аварийным воздействиям на отдельные конструкции одного здания: взрывы, пожары, карстовые провалы, дефекты конструкций и материалов, некомпетентная реконструкция (перепланировка) и т.п. случаи.

Как правило, воздействие рассматриваемого типа приводит к местным повреждениям несущих конструкций зданий. При этом в одних случаях такие ситуации этими первоначальными повреждениями и исчерпываются, а в других - несущие конструкции, сохранившиеся в первый момент аварии, не выдерживают дополнительной нагрузки, ранее воспринимавшейся поврежденными элементами, и тоже разрушаются.

Существующая нормативная база по управлению безопасностью строительных объектов не в полной мере справляется с возложенными на нее задачами, а норм, которые регламентируют риск аварии зданий, нет вообще.

Использование в строительстве методики нормирования, основанной на коэффициентах надежности, теоретически обеспечивает безопасность строительных конструкций. Однако опыт эксплуатации конструкций показывает, что надежность является необходимым, но не достаточным условием безопасности.

Установлено, что в 80% случаев причиной строительных аварий являются грубые человеческие ошибки, допускаемые при проектировании, изготовлении и монтаже несущих конструкций, которые при невыгодном сочетании с непредсказуемыми факторами природно-климатического и техногенного характера становятся причинами обрушений строящихся и уже построенных зданий и сооружений.

Таким образом, формирование процедур и методик, позволяющих устанавливать степени конструкционной безопасности зданий с учетом риска, является весьма *актуальной потребностью* горнопромышленного комплекса. Механизмом практической реализации политики обеспечения безопасности строительных объектов должна стать система управления рисками на всех стадиях эксплуатации объектов горнопромышленного комплекса.

Постановка задачи. Значительный износ существующих зданий и сооружений с большим сроком эксплуатации, а также низкое качество строительных объектов, возведенных в стране за последние четверть века, являются причинами роста числа обрушений зданий и сооружений, нередко сопровождающихся гибелью людей.

Исторически задачи повышения безопасности зданий и сооружений при длительном их использовании решались в нашей стране по разным методологическим концепциям, сыгравшим, несомненно, свою положительную роль. И, прежде всего, следует отметить, что еще на рубеже 60-70-х годов прошлого века усилия известных специалистов [1] были направлены на научное обоснование принципов задания уровня надежности зданий и сооружений еще на стадии их проектирования, что позволило в 80-х годах при переработке всех СНиПов по проектированию несущих элементов (строительных конструкций и грунтовых оснований) зданий и сооружений ввести соответствующие коэффициенты «запаса» (по надежности, условиям работы, по материалу и т.п.), которые заложены во всех СНиПах по проектированию и в настоящее время. Однако подобный методологический подход не позволяет оценивать фактическую надежность несущих элементов и в целом зданий и сооружений на стадии их эксплуатации, поскольку в классической теории [1,2] надежность любого объекта должна оцениваться вероятностью того, что объект на заданный момент окажется в каком-то заданном состоянии. Невозможность решения подобных задач оценивания надежности применительно к таким объектам, как эксплуатируемые здания и сооружения, в частности, обусловлена была тем, что в нормативной базе не была регламентирована классификация состояний строительных объектов и их несущих элементов, которая впервые в нашей стране была представлена в 1998 г. [3]. Однако даже введение этой классификации не позволяет оценивать надежность эксплуатируемых строительных объектов по показателю вероятности того, что объект в данное время (или через какое-то время) окажется в каком-то конкретном состоянии (например, в «работоспособном», «ограниченно работоспособном», или в каком-то другом состоянии), поскольку на практике для распознавания (идентификации) этого состояния нам никогда не хватает информации, которая должна вводиться в расчетные зависимости для вычисления вероятности очень сложного события, каковым является конкретное «техническое состояние» строительных объектов.

Понимание этого факта привело к необходимости развития другого методологического направления по обеспечению безопасности эксплуатации строительных объектов, а именно к разработке научных основ технического диагностирования состояния несущих элементов зданий и сооружений. Вместе с тем эта классификация состояний зданий и сооружений далека от совершенства, так как на практике при обследованиях состояния строительных объектов она не позволяет с достаточной степенью объективности настолько точно оценивать расчетным путем «несущую способность» элементов строительных объектов, чтобы однозначно и обоснованно идентифицировать переход несущих элементов зданий и сооружений из одного состояния в другое.

Изложение материала и результатов. Неразрешимой на современном этапе все равно остается проблема объективного оценивания состояния эксплуатируемых зданий и сооружений по критериям несущей способности их элементов, которую всегда желательно определять не расчетно-теоретическими методами, как это предписывается нормативными документами [3], а аппаратными способами. Вместе с тем сложность данной проблемы носит, по крайней мере, двоякий характер.

Во-первых, при статических режимах загрузки зданий и сооружений выявить фактическую «несущую способность» элементов эксплуатируемых строительных объектов (грунтового основания и конструкций) в лучшем случае удастся лишь тогда, если на стадии строительства объекта установлены тензодатчики в грунтовое основание и в несущие строительные конструкции, регистрирующие в них фактические напряжения. Для обычных же зданий и сооружений, диагностирование состояния которых выполняется периодическими их обследованиями в соответствии с [3], можем с помощью средств НМК определять лишь фактическую прочность материала конструкций. Переход же от прочности материала конструкций R к их «несущей способности» $P_{нс}$ сегодня осуществляется лишь расчетно-теоретическими методами по правилам строительной механики и сопротивления материалов. В то же время специалистам известно, что такой переход

$$R \Rightarrow P_{нс}, \quad (1)$$

при сложных конструктивных схемах современных строительных объектов всегда сопряжен со значительными неточностями и неопределенностями даже при использовании современных численных методов расчета, например, в виде метода конечных элементов. Связано это, прежде всего, с тем, что параметр R следовало бы определять в значительном числе точек (расчетных сечений) строительных конструкций, к которым в эксплуатируемых зданиях и сооружениях зачастую нет доступа приборами НМК из-за наличия облицовочных отделочных покрытий как

внутри зданий, так и по их фасадам. Кроме того определение прочности материала (бетона) железобетонных конструкций (ЖБК) с помощью доступных средств НМК сегодня ограничивается толщинами до 60 см.

Что же касается грунтовых оснований, то доступа к ним под эксплуатируемыми зданиями и сооружениями вообще нет, и определить сопротивление (прочность) грунтов R под эксплуатируемым строительным объектом, как правило, практически не возможно.

Во-вторых, оценивание состояний зданий и сооружений по критерию «несущей способности» в соответствии с [3] методически может быть осуществимо, если было бы возможно измерить те фактические нагрузки (хотя бы статические) P_ϕ , которые испытывают грунтовые основания и конструкции эксплуатируемых зданий и сооружений. Как известно, на стадии проектирования строительных объектов расчетным путем определяют предельные (критические) нагрузки $P_{кр}$, которые могут выдержать те или иные здания и сооружения. Тогда на стадии их эксплуатации оценивание состояния их несущих элементов (грунтового основания и конструкций) можно было бы выполнять по известному правилу строительной механики, что несущая способность обеспечена при условии

$$P_\phi \leq P_{кр}, \quad (2)$$

Однако, как можно измерить (каким динамометром) фактический вес здания, передаваемый на грунтовое основание? Поскольку параметр P_ϕ в этом случае (по аппаратурным данным) неизвестен, то алгоритм оценивания по критерию его «несущей способности» (2) оказывается нереализуемым. Вследствие этого, как на стадии проектирования, так и на стадии эксплуатации строительных объектов, параметр P_ϕ в (2) для всех несущих элементов (грунтового основания и конструкций) определяется расчетным путем (по известной процедуре сбора нагрузок). Вместе с тем процедура сбора нагрузок (ввиду ее трудоемкости и неточности) на практике всегда выполняется с «запасом», и поэтому расчетное значение нагрузок как правило, превосходит фактическое значение нагрузок

$$(P_\phi)^p > P_\phi, \quad (3)$$

а фактическое значение нагрузок P_ϕ остается неизвестным.

Таким образом, алгоритм диагностирования состояния зданий и сооружений по критерию их «несущей способности» (2) оказывается нереализуемым. Кроме того, практика показывает, что не исключены ошибки в расчетах параметра, когда он оказывается заниженным в сравнении с фактическими нагрузками что при использовании алгоритма (2) дает вообще неадекватные оценки о состоянии объекта, приводящие к обрушениям зданий и сооружений, когда при их проектировании или обследовании на стадии эксплуатации вместо алгоритма (2) фактически оказывается ситуация

$$(P_\phi)^p < P_\phi > P_{кр}, \quad (4)$$

Анализ причин большинства обрушений зданий и сооружений свидетельствует о том, что основной причиной этих обрушений является ситуация (4) ввиду незнания фактических нагрузок (или трудно прогнозируемых). В случае воздействия на здания и сооружения динамических (и в особенности случайных динамических) нагрузок ситуация лишь еще больше усугубляется (при воздействии ветровых и сейсмических нагрузок, технологических нагрузок и т.п.).

В этой связи представляется актуальным для оценивания надежности эксплуатируемых зданий и сооружений использовать теорию рисков возникновения опасных и аварийных ситуаций. Вместе с тем для несущих элементов строительных объектов применение этой теории находится в зачаточном состоянии. В этой связи в данной области имеется весьма ограниченное число публикаций, например, [4], свидетельствующее о целесообразности исследования применимости теории рисков к технической диагностике строительных объектов.

Если оценивать риск возникновения опасной и (или) аварийной ситуации с эксплуатируемым строительным объектом по вероятности P разрушения (выхода из строя) одного из несущих элементов объекта, влекущего за собой разрушение данного объекта (здания, сооружения) или невозможность выполнения им возложенных на него функций. При этом предполагается, что возникновение опасной и аварийной ситуации является следствием снижения несущей способности $P_{нс}$ несущих элементов строительного объекта. Также предполагается, что на стадии проектирования объекта для всех его несущих элементов (грунтового основания и конструкций) была задана расчетная (требуемая) несущая способность $[P_{нс}]$. Длительная эксплуатация объекта со временем приводит к снижению несущей способности (по разным причинам) его

элементов на некоторые величины $\Delta(P_{нс})$ так, что фактическая несущая способность $P_{нс}$ элементов объекта становится равной

$$(P_{нс})_{\phi} = [P_{нс}] - \Delta(P_{нс}), \quad (5)$$

Далее вводим коэффициент снижения несущей способности η который определяем:

$$\eta = \frac{[P_{нс}]}{(P_{нс})_{\phi}}. \quad (6)$$

Тогда

$$\left. \begin{aligned} \text{при } \Delta(P_{нс}) = 0 \Rightarrow [P_{нс}] &= (P_{нс})_{\phi} \\ \eta &= 1 \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

$$\left. \begin{aligned} \text{при } \Delta(P_{нс}) > 0 \Rightarrow (P_{нс})_{\phi} &\Rightarrow 0 \\ \eta &= \infty \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Т.е. коэффициент η может изменяться в пределах

$$\eta = \{1, \infty\}. \quad (9)$$

Очевидно, что при возрастании показателя η (при снижении несущей способности элементов объекта $P_{нс}$) вероятность разрушения объекта, как показателя риска возникновения опасной и аварийной ситуации, возрастает. Следовательно, в принципе существует некоторая зависимость вероятности обрушения строительного объекта P от показателя снижения несущей способности его элементов η (5) - (9)

$$P = P(\eta), \quad (10)$$

При этом с возрастанием $\eta = \{1, \infty\}$ вероятность разрушения объекта P возрастает от 0 до 1

$$P(\eta) = \{0, 1\}. \quad (11)$$

Можно себе представить ситуацию, когда показатель η может быть и меньше 1. Такое бывает в том случае, если

$$(P_{нс})_{\phi} > [P_{нс}], \quad (12)$$

это на практике означает - строительный объект построен с запасом по несущей способности, что в практике проектирования строительных объектов (в [2] и в СНиПах) регламентируется соответствующими коэффициентами γ надежности, условий работы и т.п.

$$\gamma = (P_{нс}) / [P_{нс}]^{\geq 1}, \quad (13)$$

С этой точки зрения коэффициенты надежности (запаса) γ являются обратными по отношению к показателю η .

В теории рисков принято, что зависимости типа (10) должны задаваться на основе большой статистики по опыту эксплуатации объектов-аналогов или на основе экспертных оценок.

Попытаемся задать графическую форму зависимости (10), представленную на рис.1 кривой А-В-С-Д. Логика ее построения заключается в следующем.

Для случая, когда имеются запасы по несущей способности строительного объекта и ≤ 1 , вероятность обрушения объекта P , очевидно, следует принимать равной нулю (точка А на рис. 1).

При снижении несущей способности элементов объекта $\Delta(P_{нс})$ на 10%, когда $\eta = 1,1$ оценивают вероятность обрушения строительного объекта, равной $P = 0,85$ (точка С на рис. 1).

Для придания зависимости (10) графической формы, близкой к параболе, между точками А и С появляется точка В с вероятностью обрушения объекта $P = 0,50$, что соответствует снижению несущей способности элементов $\Delta(P_{нс})$ на 7,6% или $\eta = 1,076$.

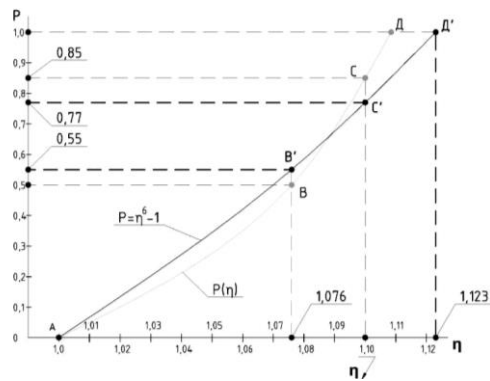


Рис. 1. Графік функції для залежності $P=P(\eta)$

При цьому результати вповне погоджуються з погрешністю розрахунків фактичної несущої здатності елементів експлуатуваних будівель і споруд при їх обстеженні в відповідності з обов'язковими вимогами по [1-3].

Точка D (см. рис. 1) отримується автоматично по результатам побудови залежності (10) по точкам A, B, C в вигляді гладкої параболі.

Якщо прийняти, що графічне побудову залежності (10) по розглянутих точках A, B, C, D являється достатньо логічним і обґрунтованим, то можна виконати апроксимацію цієї залежності як параболічної функції виду

$$P=A\eta^B+C, \quad (14)$$

в якій повинні бути апроксимовані параметри « A », « B », « C » з максимальним наближенням залежності (14) до графіку функції (10), побудованого по точкам $A-B-C-D$ (см. рис. 1).

Результат апроксимації в діапазоні зміни показателя $1 \leq \eta \leq 2$, дає наступне аналітичне вираження для функції (14)

$$P=\eta^6-1C, \quad (15)$$

Як випливає з рис. 1, функція (15), що проходить через точки A, B', C', D' , достатньо близька до своєї графічної форми до графіку, побудованого по точкам $A-B-C-D$.

Висновки і напрямлення подальших досліджень. Таким чином, використання залежності (10) в вигляді (15) дозволяє в принципі оцінювати стан будівельних об'єктів за критерієм зниження їх несущої здатності функціонально пов'язаного з ймовірністю ризику обвалення будівель і споруд. Разом з тим задання функції (10), (15), виконане авторами даної статті, повинно несомнісно піддаватися корекції іншими спеціалістами - експертами з урахуванням особливостей будівельних об'єктів різного призначення.

Очевидно, що використання показателя ризиків небезпечних і аварійних ситуацій вповне виправдане для дуже відповідальних об'єктів, аварії на яких потенційно небезпечні за своїми наслідками для людей і навколишнього середовища.

Цілесловитість використання показателя (10), (11), (15) диктується і тим, що з його допомогою може бути в подальшому обґрунтовано задана кількісна взаємозв'язок між зниженням «несущої здатності» елементів будівель і споруд з «станами» будівельних об'єктів, регламентованими в [3] лише на якісному рівні, що на практиці знижує об'єктивність оцінки фактичного стану експлуатуваних будівель і споруд при ситуаціях (1), (4). Тому подальші дослідження по застосуванню теорії ризиків можуть дати суттєвий ефект в підвищенні надійності експлуатуваних будівель і споруд.

Список літератури

1. Болотин В.В. Применение методов теории вероятностей и теории надежности в расчетах сооружений. -М.: Стройиздат, 1971.
2. ДБН В.1.2-14-2009 СНББ Загальні принципи забезпечення надійності та конструктивної безпеки будівель, споруд, будівельних конструкцій та основ
3. НПАОП 45.2-1.01-98 Правила обстежень, оцінки технічного стану та паспортизації виробничих будівель і споруд.
4. Чебоксаров Д.В. Контроль и регулирование риска аварий находящихся в эксплуатации зданий и сооружений. -М.: Сб. научных трудов, вып.№8, под ред. проф. К.И. Еремина «Предотвращение аварий зданий и сооружений», 2009. – с.212-215.

Рукопись поступила в редакцию 29.02.12

УДК 622.062:622.281

Д.В. БРОВКО, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Н.И. ПОСМАШНАЯ, ГП «ГПИ» Кривбасспроект» В.В. ХВОРОСТ, ассистент
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ ОСНОВАНИЙ ДЛЯ ДИНАМИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ В ПОВЕРХНОСТНОМ КОМПЛЕКСЕ ШАХТ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Выполнен анализ общих требований к динамическому расчету зданий и сооружений поверхности шахт.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Современный уровень развития техники характеризуется широкой механизацией и автоматизацией производственных процессов, оснащением промышленных предприятий новейшими станками и машинами, а также точной измерительной аппаратурой для контроля технологических операций. Все это повышает значение динамического расчета как основы мероприятий по борьбе с колебаниями проектируемых строительных конструкций.

Уменьшение колебаний конструкций при работе машин часто необходимо не только для обеспечения долговечности самих конструкций, но и для ликвидации вредного воздействия колебаний на людей, обслуживающих производство, а также на технологические операции, нередко отличающиеся высокой точностью. Современный динамический расчет несущих конструкций зданий преследует именно эти цели. Его первоочередной задачей является оценка интенсивности ожидаемых колебаний еще до возведения сооружения и проверка допустимости этих колебаний с точки зрения их влияния на людей, производственные процессы и строительные конструкции. Можно считать, что задачи динамического расчета выполнены, если ожидаемые колебания оказываются допустимыми со всех указанных точек зрения. В противном случае необходимо уменьшить колебания способом, наиболее целесообразным и экономичным при данных конкретных условиях.

Эта последняя задача решается на основе анализа результатов динамического расчета, позволяющих выявить причины колебаний повышенной интенсивности. Эффективность мероприятий по уменьшению колебаний должна быть проверена динамическим расчетом.

Постановка задачи. Основные цели динамического расчета конструкции заключаются в обеспечении, во-первых, ее несущей способности и, во-вторых, допустимых величин амплитуд ее колебаний.

В соответствии с этими целями в задачу динамического расчета конструкции входит определение внутренних динамических усилий в ее элементах и перемещений, обусловленных динамическими деформациями ее элементов. С точки зрения этой основной задачи, определение частот собственных колебаний конструкции выступает как задача, ей подчиненная, однако чрезвычайно важная: не зная частот собственных колебаний, невозможно более или менее надежно оценить величины амплитуд внутренних усилий и перемещений. Помимо этого, знание частот собственных колебаний конструкции имеет и самостоятельное значение, позволяя уяснить причины возникновения сравнительно больших колебаний и в соответствии с этим указать эффективные мероприятия, ведущие к их уменьшению [2].

Если в результате динамического расчета конструкции выясняется, что несущая способность ее обеспечена, а расчетные значения амплитуд колебаний конструкции не превышают допустимых, то цели динамического расчета достигнуты. Если же в результате динамического расчета обнаруживается, что несущая способность конструкции превзойдена вследствие появления в ней динамических усилий или что расчетные значения амплитуд динамических перемещений превышают допустимые значения, тогда возникает задача выбрать эффективный и экономичный способ уменьшения колебаний конструкции.

О возможных способах уменьшения колебаний строительных конструкций, вызываемых действием машин, будет сказано в соответствующем месте.

Из сказанного следует, что динамический расчет строительных конструкций не только не противопоставляется проектированию мероприятий по уменьшению колебаний, но сам призван служить этой же цели. Необходимость и целесообразность осуществления тех или иных способов уменьшения колебаний может быть установлена в результате динамического расчета кон-

струкции, а эффективность этих мероприятий может быть проверена повторным динамическим расчетом конструкции. Тем самым разработку мероприятий по уменьшению колебаний нередко можно предусмотреть еще до возведения сооружения - в процессе его проектирования. Между тем к мероприятиям по уменьшению колебаний обращались обычно лишь тогда, когда их настоятельная необходимость обнаруживалась в процессе эксплуатации сооружения.

Изложение материала и результатов. Состояние конструкции, при достижении которого дальнейшая ее эксплуатация не представляется возможной по тем или иным соображениям, принято называть предельным. В настоящее время различают три основных предельных состояния строительных конструкций.

Первое предельное состояние характеризуется достижением конструкцией предела ее несущей способности, т.е. либо предела прочности или текучести, либо предела выносливости, либо предела устойчивости, в результате чего конструкция теряет способность сопротивляться внешним (статическим и динамическим) воздействиям или получает такие большие остаточные изменения формы, при которых ее дальнейшая эксплуатация невозможна.

Второе предельное состояние характеризуется такими величинами упругих деформаций или перемещений от статических и динамических нагрузок, при которых конструкция, не достигшая первого предельного состояния, все же перестает отвечать своему назначению, и ее эксплуатация должна быть прекращена или прервана впредь до исправления конструкции.

Третье предельное состояние характеризуется появлением в конструкции трещин такого раскрытия или развития, при котором дальнейшая эксплуатация конструкции, еще не достигшей первого предельного состояния, становится невозможной вследствие потери требуемых от нее специальных свойств.

В эти общие характеристики предельных состояний укладываются, как видно, и характеристики предельных состояний конструкций, подверженных воздействию, кроме статических, также динамических нагрузок, или, иначе говоря, колеблющихся конструкций. Однако первое и второе предельные состояния колеблющихся конструкций требуют более конкретного определения. Поскольку предел выносливости меньше предела статической прочности и нередко может быть меньше предела текучести, а потеря динамической устойчивости может наступить раньше потери статической устойчивости, динамическая несущая способность (выносливость и динамическая устойчивость) может нередко иметь решающее значение при определении характера первого предельного состояния колеблющихся конструкций.

Однако вопрос о том, который из пределов - статической или динамической прочности - является доминирующим при определении несущей способности конструкции, решается в зависимости от соотношения между величинами статической и динамической нагрузок, действующих на конструкцию, а также от соотношения между пределами статической и динамической прочности материала конструкции.

Случаи потери динамической устойчивости стоек, промышленных зданий (исключая высокие площадки под машины), по-видимому, маловероятны.

Конструкции, в которых обеспечена несущая способность на статические нагрузки, обладают обычно и достаточной статической жесткостью. Случаи, когда статические деформации конструкции, не представляющие опасности в отношении ее прочности, являются причиной нарушения нормальных условий производства или его прекращения, являются сравнительно редкими.

Иначе обстоит дело со вторым предельным состоянием для колеблющихся конструкций, которое должно быть определено как такое состояние, когда амплитуды колебаний (перемещений) конструкции достигают величин, при которых исключается возможность дальнейшей эксплуатации или для производственного процесса создаются ненормальные условия.

Известны два вида второго предельного состояния колеблющихся конструкций:

предельное состояние, при котором колебания конструкции оказывают вредное влияние на людей;

предельное состояние, при котором колебания конструкции оказывают вредное влияние на производственный процесс.

Второе предельное состояние может часто ограничивать возможность эксплуатации колеблющейся конструкции, на которой работают люди или расположены чувствительные к колебаниям установки, хотя в конструкции еще далеко не достигнуто первое предельное состояние.

Требования, направленные к обеспечению несущей способности конструкций, находящихся под воздействием только статических нагрузок, выражаются, как известно, неравенствами вида [2]

$$\left. \begin{aligned} M_{\bar{n}\bar{o}} &\leq M; \\ Q_{\bar{n}\bar{o}} &\leq Q; \\ N_{\bar{n}\bar{o}} &\leq N. \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

Здесь $M_{\bar{n}\bar{o}}, Q_{\bar{n}\bar{o}}, N_{\bar{n}\bar{o}}$ - соответственно расчетные изгибающий момент, поперечная и нормальная сила в рассматриваемом сечении элемента конструкции от расчетной статической нагрузки (т.е. с учетом коэффициентов перегрузки); M, Q, N - предельные значения соответствующих усилий, определяемые по расчетному сопротивлению материала (т.е. с учетом коэффициента однородности) и с учетом коэффициентов условий работы конструкции. При этом для бетона и каменной кладки за расчетные сопротивления принимается расчетный предел прочности, а для сталей и дерева - расчетный предел текучести.

Запас прочности обеспечивается коэффициентами перегрузки, большими единицы (в левой части), и коэффициентами однородности материала и условий работы конструкции, меньшими единицы (в правой части).

Если же конструкция будет находиться под воздействием динамических нагрузок, в ее элементах будут действовать одновременно как постоянные (статические), так и переменные (динамические) внутренние усилия. Расчетные значения динамических усилий можно написать в следующем виде

$$\left. \begin{aligned} M_{\bar{a}\bar{e}\bar{i}} &= M_0 f_1(t); \\ Q_{\bar{a}\bar{e}\bar{i}} &= Q_0 f_2(t); \\ N_{\bar{a}\bar{e}\bar{i}} &= N_0 f_3(t). \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

где M_0, Q_0, N_0 - амплитуды расчетных динамических усилий; $f_1(t), f_2(t), f_3(t)$ - периодические функции времени t , максимумы которых равны ± 1 .

Наибольшее общее усилие будет представляться суммой статического усилия и максимума соответствующего динамического усилия, взятого со знаком статического усилия и равного по абсолютной величине его амплитуде.

Очевидно, что для колеблющихся конструкций, во всяком случае, необходимо выполнение следующих условий

$$\left. \begin{aligned} M_{\bar{n}\bar{o}} + M_0 &\leq M; \\ Q_{\bar{n}\bar{o}} + Q_0 &\leq Q; \\ N_{\bar{n}\bar{o}} + Q_0 &\leq N. \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Для пластических материалов (сталь) при очень больших динамических нагрузках предел текучести оказывается меньше предела выносливости, и условия (3) будут достаточными.

Для хрупких же материалов, а также для пластических материалов при достаточно больших динамических нагрузках несущая способность будет определяться выносливостью материала. В таком случае необходимым является также выполнение условий, чтобы суммарные внутренние усилия в элементах конструкции не превосходили предельных усилий, определенных по расчетному пределу выносливости. Эти условия можно записать так

$$\left. \begin{aligned} M_{\bar{n}\bar{o}} + M_0 &\leq M_{\bar{a}\bar{u}\bar{i}}; \\ Q_{\bar{n}\bar{o}} + Q_0 &\leq Q_{\bar{a}\bar{u}\bar{i}}; \\ N_{\bar{n}\bar{o}} + Q_0 &\leq N_{\bar{a}\bar{u}\bar{i}}. \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

Условия (3) и (4), рассматриваемые совместно, являются необходимыми и достаточными для обеспечения несущей способности колеблющихся конструкций. При этом само собой разумеется, что при сложных напряженных состояниях, которым отвечают комбинации усилий в левых частях неравенств (3) и (4) (например, комбинации усилий M и N - для сжатых-изгибаемых элементов), в правых частях этих неравенств должны также стоять соответствующие этим комбинациям предельные усилия.

Строительные конструкции, например несущие конструкции зданий, должны рассматриваться как системы с бесконечно большим числом степеней свободы. Поэтому конструкция имеет большое количество частот собственных колебаний (теоретически - бесконечное). Совокупность частот собственных колебаний конструкции, расположенных в возрастающей последовательности

$$0 \leq n_1 \leq n_2 \leq n_3 \leq \dots \leq n_n \leq \dots, \quad (5)$$

называют спектром частот собственных колебаний конструкции. Частоту, имеющую на этом спектре порядковый номер k , называют k -й частотой или частотой i -го тона собственных колебаний. Первую частоту иногда называют основной частотой или частотой основного тона.

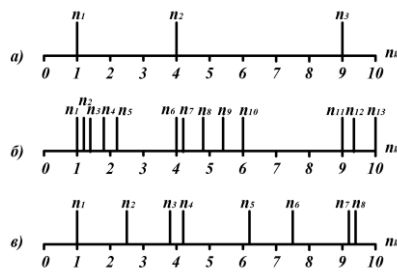


Рис. 1. Спектр частот собственных колебаний конструкции с неподвижными узлами: *a* - однопролетных; *б* - неразрезных равнопролетных; *в* - неразрезных неравнопролетных

Для наглядности спектр частот полезно изображать графически числовой осью, на которой положение частот собственных колебаний конструкции отмечены перпендикулярными оси отрезками (рис. 1). При этом первую частоту удобно принимать за единицу, иначе говоря, откладывать на числовой оси отношения n_k/n_1 .

Спектр частот собственных колебаний (5) является важной динамической характеристикой конструкции. Располагая им, можно ответить на вопрос о том, при каких значениях частоты динамической нагрузки возможны большие колебания конструкции. Как показано выше, это будут значения, совпадающие с частотами собственных колебаний конструкции. Такие значения частот динамической нагрузки называются критическими для данной конструкции. Следовательно, спектр частот собственных колебаний конструкции является вместе с тем спектром критических значений частоты динамической нагрузки.

Практический интерес представляет также взаимное расположение частот собственных колебаний на спектре, или структура частотного спектра конструкции. В зависимости от вида конструкции структура ее частотного спектра может быть различной. С этой точки зрения полезна следующая классификация несущих конструкций зданий:

Важнейшим следствием неучета свойств конструкции при определении динамического воздействия машины по способу динамического коэффициента было игнорирование явления резонанса. Между тем теория колебаний в применении к инженерному делу, в особенности к кораблестроению и машиностроению, рассматривала резонанс как безусловно опасное явление в работе конструкции на динамическую нагрузку. Отражением этого взгляда и явилось требование об исключении возможности резонанса в сооружениях [3]. Согласно этому требованию, частота собственных колебаний конструкции n_1 должна быть ниже или выше частоты динамической нагрузки n_0 не менее чем на 20 %

$$0.8n_1 \leq n_0 \leq 1.2n_1 \quad (6)$$

Запас в 20 % назначен из соображений, что расчетное значение частоты собственных колебаний конструкции вследствие неопределенности исходных данных может отличаться от фактического значения на ± 20 %. Это требование было первым шагом в направлении учета динамических свойств конструкции при оценке воздействия на нее динамической нагрузки.

Область отношений частот, ограниченная пределами 0,8 и 1,2, называемая резонансной зоной, представляет, таким образом, запрещенную зону ($\beta = \infty$).

Удовлетворить требованию исключения возможности резонанса практически бывает трудно, а часто и невозможно, например, когда речь идет о междуэтажных перекрытиях, на которых рядом располагаются машины с различными числами оборотов. В этом случае при смещении резонансной зоны влево или вправо (путем уменьшения или увеличения частоты собственных колебаний перекрытая) с целью выведения из нее числа оборотов какой-либо одной машины в эту зону может попасть число оборотов другой машины.

Эти затруднения усугубляются вследствие того, что перекрытия обладают не одной частотой собственных колебаний, с которой следует практически считаться, а целым спектром таких частот, расположенных близко друг к другу. Если n_1 - наименьшая, а n_n - наибольшая из указанных частот, то требование исключения возможности резонанса наложения на частоту машины n_0 по аналогии с (6) условие

$$0.8n_1 \leq n_0 \leq 1.2n_n \quad (7)$$

Таким образом, последовательное развитие требования исключения возможности резонанса машины с перекрытием привело к отрицанию возможности во многих случаях его практического осуществления.

Выводы и направление дальнейших исследований. Общие основания динамического расчет строительных конструкций сформулировать следующим образом.

Динамические нагрузки при определении амплитуд вынужденных колебаний конструкции должны рассматриваться независимо от статических нагрузок.

Резонансные условия работы конструкции можно рассматривать как допустимые, если только проверочный расчет конструкции на резонанс показывает, что в этих условиях удовлетворяются требования в отношении несущей способности и амплитуд колебаний конструкции.

Степень вероятности появления резонанса между динамической нагрузкой и конструкцией устанавливается путем определения частот собственных колебаний конструкций и сравнения их с частотами динамической нагрузки. При этом должно учитываться важное обстоятельство, что расчетное определение частоты собственных колебаний конструкции не может дать фактического значения частоты, но лишь нижний и верхний пределы некоторого диапазона, в котором оно заключено.

Если установлено, что частота динамической нагрузки попадает в резонансную зону, конструкция проверяется на резонанс. При этом для обеспечения надежности определения амплитуд резонансных колебаний конструкции применяется метод их оценки.

В заключение необходимо заметить, что обоснование принципиальной возможности допущения резонанса в строительных конструкциях было бы неправильно истолковывать как отрицание желательности его исключения там, где это возможно. Напротив, во всех случаях, когда имеется возможность исключения резонанса, а ее осуществление не встречает затруднений и оправдывается экономически, следует ею воспользоваться.

Список литературы

1. Сорокин Е.С. Динамический расчет несущих конструкций зданий / Е.С. Сорокин. М.: Госстройиздат, 1958. - 120 с.
2. Сорокин Е.С. Динамический расчет несущих конструкций зданий / Е.С. Сорокин. - Москва: Госстройиздат, 1956. - 340 с.
3. Справочник инженера проектировщика промсооружений, т. II и IV. Госстройиздат, 1934.

Рукопись поступила в редакцию 02.03.12

УДК 622.272

А.В. МАРТОВИЦКИЙ канд. техн. наук, ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»,

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОБРУШЕНИЯ СЛОЖНОСТРУКТУРНОГО ПОРОДНОГО МАССИВА ПРИ ДВИЖЕНИИ ЛАВЫ ОТ МОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ НА ПСП «ШАХТА СТЕПНАЯ» ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

Выполнен численный анализ изменений напряженно-деформированного состояния породного массива при последовательном продвигении забоя угольной лавы от монтажной камеры. Методом конечных элементов моделировались различные стадии развития очистных работ с учетом формирования зон разрушения в породной среде на основе обобщенного критерия Хоека-Брауна. Определен критический размер выработанного пространства, при котором происходит посадка основной кровли. Представлены данные визуальных и инструментальных наблюдений за состоянием пород при отходе лавы от монтажной камеры.

Введение. В настоящее время потребность Украины в угле составляет 110-120 млн т [1]. «Энергетической стратегией на период до 2030 г.» предусматривается увеличение потребления угля до 130 млн т - почти в 2 раза больше добычи 2005 г. (65,9 млн т). Достижение таких показателей, несмотря на сложность природных условий, возможно за счет концентрации горных работ и повышения их темпов. Реализация этих направлений осуществляется за счет внедрения новой высокопроизводительной техники и технологий, позволяющих достигнуть нагрузки на очистной забой более 3000 т в сутки.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Интенсивное ведение горных работ предполагает быстрое обнажение пород на значительной площади. Геомеханические процессы, которые при этом развиваются в породном массиве, на сегодняшний день изучены не достаточно хорошо, что приводит к необходимости проведения трудоемких и материально затратных ремонтных работ для обеспечения устойчивости протяженных выработок. Между тем, перечень и протяженность выработок, испытывающих влияние очистных работ и требующих разработки эффективных мероприятий по их поддержанию значительны. К ним относятся, в первую очередь, выработки, оконтуривающие выемочные столбы, для их повторного использования; выработки, предназначенные для вентиляции в условиях значительного повышается га-

зоносности угольных пластов; демонтажные камеры – для сокращения времени монтажно-демонтажных работ при подготовке новых очистных забоев. Таким образом, проблема поддержания горных выработок в зоне влияния высоконагруженных лав, продолжает оставаться актуальной. И, несмотря на имеющиеся многочисленные результаты исследований по данному направлению, каждая горнотехническая ситуация, даже в пределах одного разрабатываемого угольного пласта требует индивидуального подхода и детального анализа возможных вариантов охраны и поддержания протяженных выработок в зоне влияния очистных работ.

Анализ исследований и публикаций. На устойчивость штреков большое влияние оказывают цикличные скачкообразные изменения напряженного состояния породного массива, обусловленные периодическими посадками основной кровли в процессе очистной выемки [2-4 и др.]. Момент обрушения сопровождается резким возрастанием давления, как на крепь лавы, так и на крепь подготовительных выработок.

В зависимости от литологического состава вмещающих пород процесс обрушения имеет различную качественную и количественную картину, что в инженерной практике принято характеризовать понятием «обрушаемость» и рассматривать как классификационный признак. Количественным показателем при этом выступает шаг обрушения кровли. При начальном продвижении фронта очистных работ площадь обнажения возрастает значительно, особенно при залегании в кровле прочных пород. А.А. Борисов [5] отмечает, что в момент обрушения происходит мгновенное изменение характера и значений нагрузок на опорные целики, почву и кровлю, то есть происходит ударное нагружение одних и разгрузка других участков породного массива. При резком скачке опорного давления возможны посадки механизированных очистных комплексов «нажестко», существенные деформации крепи подготовительных выработок. Прогноз первичной и последующих посадок кровли (определение шага генерального и установившегося обрушения) является необходимым элементом при проектировании средств охраны выработок глубоких угольных шахт и, с точки зрения механики горных, пород представляет собой сложную научную задачу.

В условиях Западного Донбасса этот вопрос также приобретает актуальность в связи с усложнением горно-геологических условий. При введении в эксплуатацию 163-й лавы гор. 490 м. ПСП «Шахта Степная» ПАО «ДТЕК Павлоградуголь» интенсивные проявления горного давления при первичной посадке кровли определяются совокупностью факторов: увеличением глубины разработки, структурной неоднородностью пород основной кровли, в частности, наличием слоя прочного песчаника, высокими темпами очистных работ при работе стругового комплекса.

При наличии в кровле очистной выработки прочных пород, в частности песчаников и песчаных сланцев, создается консольное зависание пород с последующим внезапным, труднопрогнозируемым обрушением. При этом длина зависающей консоли a , следовательно, и интенсивность нагружения элементов крепи обусловлены влиянием большого количества факторов, которые не учитываются в рекомендациях, сформулированных в нормативных документах [6]. На формирование критического размера выработанного пространства, при котором происходит обрушение пород, окажет влияние прочность и мощность песчаника, а также расстояние от пласта до указанного слоя [7]. Наличие в кровле жесткого слоя песчаника может существенно повлиять на шаг первичной посадки кровли при отходе от разрезной печи, увеличив его от 30-35 м (что типично для условий западного Донбасса) до 55-70м. Такой размер выработанного пространства может спровоцировать обрушение кровли с большим динамическим эффектом, аналогичным горному удару, вызывая резкое повышение нагрузки на оборудование, раскрытие трещин, отжим воды, повышенное газовыделение и т.д.

Целью работы является установление закономерностей развития геомеханических процессов в породном массиве при отходе лавы от монтажной камеры и определение шага первичной посадки основной кровли в условиях шахты «Степная».

Теоретические предпосылки исследования. По сложившимся представлениям непрерывное подвигание очистного забоя сопровождается перераспределением напряжений в породном массиве, вследствие чего над выработанным пространством формируется область неупругих деформаций, в пределах которой состояние горных пород характеризуется разрыхлением, потерей связи между слоями, необратимыми деформациями. Согласно условию, предложенному М.М. Протодяконовым и развитому в работах Л.Я. Парчевского [8] обрушение наступит тогда, когда вес пород, заключенных в этой области, превысит величину удерживающей силы

$$Q \geq R_{y0}, \quad (1)$$

где $Q = S \cdot \gamma$ - вес пород внутри зоны разрушения (неупругих деформаций), определяемый как произведение площади S поперечного сечения зоны разрушения на объемный вес пород; $R_{y0} = \sigma_p \cdot L$ - удерживающая сила, определяемая как предел прочности на одноосное растяжение, взятый по всей длине L границы обрушения.

Таким образом, задача об определении критического размера выработанного пространства, т.е. шага первичной посадки кровли состоит из следующих этапов:

определение НДС породного массива; определение области разрушения над выработанным пространством в соответствии с выбранным критерием; проверка условия обрушения кровли $Q \geq R_{y0}$.

Для определения НДС массива в данной работе используется хорошо апробированный в задачах геомеханики метод конечных элементов. Реализация метода осуществляется с помощью лицензионной программы PHASE-2. В качестве критерия оценки состояния пород использовался обобщенный критерий Хоека-Брауна [9], в соответствии с которым разрушение породы имеет место при выполнении условия

$$\sigma_1 = \sigma_3 + R_c \left(m_b \frac{\sigma_3}{R_c} + s \right)^a, \quad (2)$$

где σ_1 и σ_3 - максимальное и минимальное действующие напряжения, R_c - среднее значение предела прочности на одноосное сжатие породных образцов, m_b - константа Хоека-Брауна, учитывающая генезис и состояние (качество) породного массива, s и a - константы.

Для нарушенного породного массива константа m_b определяется следующим образом

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28} \right). \quad (3)$$

Здесь GSI (*Geological Strength Index*) - параметр, учитывающий геологические особенности породного массива, в частности его структуру и наличие трещин ($5 \leq GSI \leq 100$). Для породного массива «хорошего» качества ($GSI > 25$) $s = \exp \left(\frac{GSI - 100}{9} \right)$, $a = 0,5$. Для породного массива

«плохого» качества ($GSI < 25$) $s = 0$, $a = 0,65 - \frac{GSI}{200}$. Числовые значения GSI выбираются из таб-

лиц лаборатории Rock Science на основе визуального обследования пород и заключении об их качестве и степени нарушенности.

Моделирование первичной посадки кровли для условий 163-й лавы шахты «Степная». Решение осуществляется путем реализации последовательности расчетных схем, которые имитируют движение лавы от разрезной печи. Первоначально моделировалось напряженное состояние нетронутого массива, нагруженного весом вышележащих слоев (начальные напряжения, отвечающее глубине разработки 470 м и плотности пород 2,47 т/м³, составили 11 МПа). Затем в массиве путем изменения граничных условий формировались поэтапно полости различных размеров: полость, соответствующая монтажной камере, полость, соответствующая разрезной печи; полость размером 5 м, имитирующая выработанное пространство при отходе лавы на 5 м от разрезной печи в процессе выемки угля, и так далее (рис.1). Всего расчетная схема включает 16 стадий, на каждой стадии добавляется 5 м выработанного пространства.

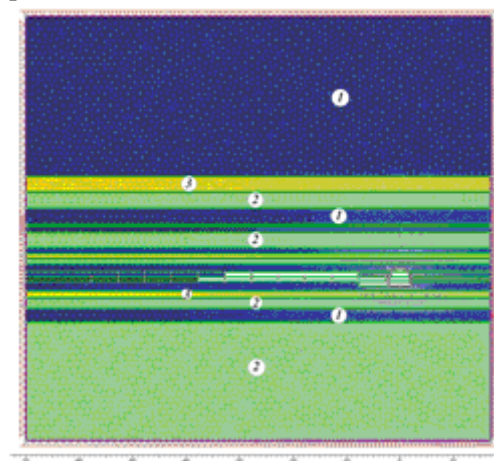


Рис. 1. Расчетная схема задачи (стадия 6 - отход лавы на 20 м от разрезной печи) и конечно-элементная сетка: 1 - алевролит, 2 - аргиллит, 3 - песчаник

После того, как лава отошла на расстояние 20 м от разрезной печи, имитировалось отслоение и обрушение непосредственной кровли мощностью 1 м позади забоя лавы. Породная среда смоделирована в соответствии с прогнозным паспортом 163-й лавы и данными геологической службы о физико-механических свойствах пород (табл. 1). Характерной особенностью является наличие в кровле пласта на расстоянии 15 м прочного слоя песчаника, образующего своеобразный «породный мост».

Фізико-механічні характеристики угля і вмещаючих порід

Название характеристики	Уголь	Аргил-лит	Алевро-лит	Песчаник
Модуль упругости (Юнга), МПа	11755	913	1197	14856
Коэф. Пуассона	0.26	0,3	0.3	0.3
Прочность на сжатие, МПа	20	20	25	70
Геологический индекс прочности	50	50	50	50
Объемный вес пород, т/м ³	2,47	2,47	2,47	2,47

На каждой стадии расчета анализировалось НДС массива и определялась зона разрушенных пород в соответствии с критерием (2). На рис. 2-4 показаны зоны разрушения на различных стадиях подвигания очистного забоя.

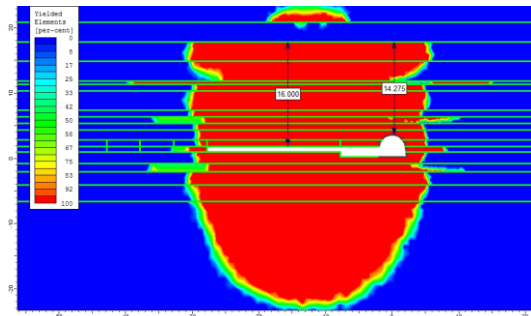


Рис. 2 Зона разрушения при отходе лавы от разрезной печи на 20 м

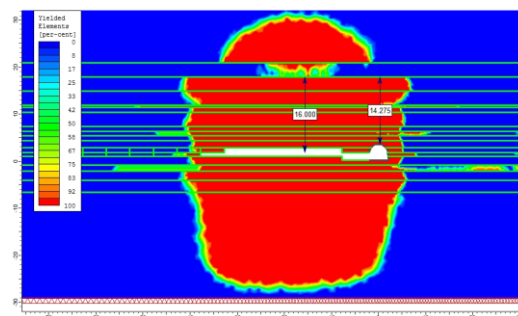


Рис. 3 Зона разрушения при отходе лавы от разрезной печи на 30 м

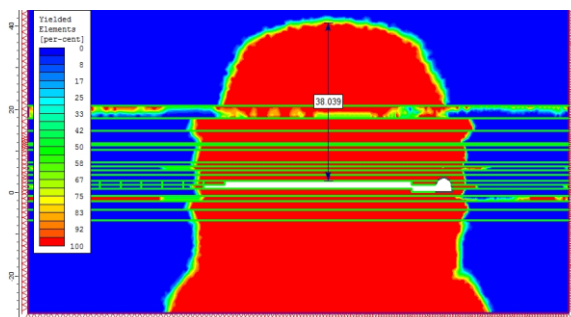


Рис. 4. Зона разрушения при отходе лавы от разрезной печи на 50 м

Из рисунков видно, что при отходе лавы от разрезной печи на расстояние 20 м вся основная кровля (15 м) охвачена зоной разрушения (темный цвет). Прочный песчаник остается неразрушенным, хотя в вышележащих менее прочных породах (алевролит прочностью 30 МПа) формируется область разрушения. При этом вес пород в зоне разрушения не превосходит сил сцепления

Обрушения кровли на этом этапе не происходит (удерживающая сила определялась при условии, что прочность аргиллита на растяжение составляет 2 МПа с коэффициентом структурного ослабления $K_c = 0,2$). При дальнейшем отходе лавы на расстояние 25, 30, 35, 40 м появляются очаги разрушения в слое прочного песчаника.

При отходе лавы на 45, 50 м большая часть песчаника над выработанным пространством разрушена. Зона разрушения над песчаником и под ним (в основной кровле) сливаются. Вес пород в образовавшейся зоне разрушения превосходит силу сцепления при отходе лавы на расстояние 45-50 м.

Таблица 2

Определение веса пород и удерживающей силы

Расстояние до забоя	Площадь зоны, м ²	Вес пород в зоне разрушения, Q кН	Длина огибающей зоны разрушения, м	Удерживающая сила, R, кН	Разность Q-R
15	273	6825	43	17200	-10375
20	560	14000	67	26800	-12800
25	624	15600	71	28400	-12800
30	720	18000	77	30800	-12800
35	800	20000	82	32800	-12800
40	1336,5	33412,5	88	35200	-1787,5
45	1445	36125	91	36400	-275
50	1786	44650	108	43200	1450

Таким образом, при наличии в кровле прочного песчаника на расстоянии 15 м от пласта угля условия для обрушения кровли создаются при отходе лавы от разрезной печи на расстояние 45-50 м.

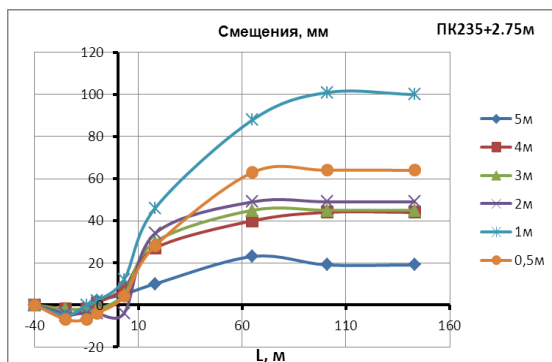
Визуальные наблюдения за состоянием подготовительных выработок при отходе лавы от монтажной камеры. Монтажный штрек 163-й лавы и 165 сборный штрек проходятся по пласту C_6 на площади восточного крыла прирезки к полю шахты «Степная». Для изучения деформационных процессов в приконтурном массиве при воздействии очистных работ в выработке устанавливались замерные станции, состоящие из глубинного репера и трех контурных реперов, два из которых установлены в противоположных боках выработки соосно, на высоте 1,8-2,0 м от почвы выработки, и один - в кровле выработки по ее вертикальной оси. До начала отработки 163-й лавы установлено 7 замерных станций в 165-м сборном штреке с интервалом в 10 м начиная от монтажной камеры. Таким образом, установленный ряд замерных станций позволяет получать данные о смещениях породного массива в окрестности 165-го сборного штрека на участке длиной 70 м.

На момент установки замерных станций влияние очистных работ отсутствовало, расслоений в приконтурной части выработки не отмечено.

На основе наблюдений установлен характер смещений точек породного массива в зависимости от расстояния L до очистного забоя (рис. 5). На графике начало координат соответствует моменту времени, когда i -й ($i = 1 \dots 7$) замерный пункт (ПК) и забой лавы находятся на одной оси.

Из графиков видно, что интенсивный прирост смещений имеет место при подходе забоя лавы непосредственно к месту расположения замерной станции (точка $L = 0$), и последующее увеличение смещений наблюдается при отходе лавы на расстояние 10-20 м.

Рис. 5. Смещения глубинного репера ПК 235+2,75м от расстояния до очистного забоя



стояние 10-12 м по отношению к краевым частям лавы в сторону движения забоя. Поэтому можно утверждать, что в средней части лавы обрушение кровли произошло при отходе комплекса на расстояние 43-50 м, что подтверждает результаты численного моделирования НДС в срединном сечении лавы.

В момент посадки отмечены деформации крепи на сопряжениях лавы с подготовительными выработками и капез воды из кровли пласта на расстоянии 30-40 м с завальной стороны в районе сборного штрека.

Выводы. Численным моделированием геомеханических процессов в породном массиве установлено, что при наличии в кровле прочного песчаника на расстоянии 15 м от пласта угля, обрушение кровли происходит при отходе лавы от монтажной камеры на расстояние 45-50 м. Сравнение данных математического моделирования с натурными наблюдениями за состоянием горных пород, показало достаточную достоверность геомеханического прогноза. Последующий мониторинг состояния подготовительных выработок показал, что расчетные схемы для численного моделирования и используемый математический аппарат адекватно описывают рассмотренные геомеханические ситуации, что позволяет более эффективно осуществлять прогноз шага посадки основной кровли в условиях шахты «Степная».

Список литературы

1. Полтавец В.И., Грядущий Б.А., Майдуков Г.Л. Альтернативы реформирования угольной промышленности Украины // Уголь. – 2008. – № 7. – С. 10-16.
2. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра. – 1995. – 398 с.
3. Грядущий Ю.Б. Периодический характер проявления горного давления за пределами движущейся лавы // ГИАБ. – 1997. – № 4. – С. 120-121.
3. Шашенко А.Н., Хозяйкина Н.В. Закономерности изменения предельного состояния в сложноструктурной кровле угольного пласта при установившемся обрушении // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2004. – № 4. – С. 49-52.
4. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. М.: Недра, 1980г. 360 с.

Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. Руководство КД 12.01.01.503-2001. Минтопливэнерго Украины. – К.: 2002г. – 141с.

5. **Иванов А.С., Сдвижкова Е.А., Бабен Д.В.** Численное моделирование влияния скорости обнажения горных пород на механические процессы вблизи сопряжения очистной и подготовительной выработки. // «Форум горняков – 2009». Материалы междунар. конф. – Д.: Национальный горный университет, 2009. – С. 37 – 44.

6. **Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я.** Методы теории вероятностей в геомеханике.-К.: Техника, 1994. – 209 с.

7. **Hoek E.** Practical Rock Engineering, 2000 Edition (Электрон. Ресурс <http://www.rocscience.com/hoek/Practical Rock Engineering>).

Рукопись поступила в редакцию 5.03.12

УДК 528.9+681.3

Е.Н. НОВИКОВА, канд. техн. наук, доц., Д.В. САМСОННИКОВ, аспирант,
Р.Н. ОПАЛАТЕНКО, Е.Ю. НИКОЛАЕНКО, студены
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЭКСПОНЕНЦИАЛЬНОЙ В АРИОГРАММНОЙ МОДЕЛИ НА ТОЧНОСТЬ ПОСТРОЕНИЯ ЦМР В ТОЧКАХ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ МЕТОДОМ КРАЙГИНГА

Показано, что механическое отбрасывание пар точек при построении вариограммного графика на основании априорного условия не позволяет построить ЦМР с максимально возможной точностью. Для оптимального выбора нужного количества пар точек следует выполнить анализ полного вариограммного графика, построенного по всем парам точек исходных данных.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время имеется практически бесконечное множество методов построения ЦМР, которые используются не только для картографических целей, но также и для решения различных задач, связанных с поверхностями, таких как отыскание объемов земляных работ, проектирование сооружений линейного типа и т.п. Ошибки построения ЦМР влияют на точность решения этих задач. Поэтому, при прочих равных условиях, должна быть выбрана такая ЦМР, которая позволит максимально уменьшить ошибки при ее построении. В этой статье проанализировано влияние параметров экспоненциальной вариограммной модели на точность построения ЦМР в точках исходных данных.

Анализ последних исследований и публикаций. Одним из самых перспективных методов построения ЦМР является метод Крайгинга. Как указывает Michael N. DeMers [1, 297], при построении модели поверхности этим методом, последняя разделяется на три части. Первая часть, общий тренд поверхности, описывается с помощью простого уравнения. Вторая часть - небольшие отклонения от тренда, которые являются взаимно коррелированными и поэтому могут быть рассчитаны. Третья часть - случайный (белый) шум, который невозможно определить в каждой точке поверхности, но можно учесть при анализе точности построения модели.

Таким образом, для вычисления модели поверхности методом Крайгинга следует выбрать формулу тренда и определить вторую и третью части модели. Формула тренда задается в ручном режиме. Для определения второй и третьей части модели используется график вариограммы, который является уникальным для каждой поверхности и для каждого набора ее точек. Вариограммный график строится по точкам исходных данных, а затем сравнивается с графиками типовых теоретических вариограмм. В системе Surfer [2, с. 73] имеется специальная процедура для построения вариограммного графика.

Постановка задачи и изложение основного материала исследования. Согласно [2, с.71] из точек исходных данных, каждая из которых имеет координаты X,Y,Z, формируются пары. Если файл содержит N точек исходных данных, то они образуют N(N-1)/2 пары. Эти пары являются уникальными, т.е. не повторяющимися, причем, каждая точка в этой паре имеет свое место. В частности, точка с меньшей величиной Y, является первой, ее координаты в паре - X₁,Y₁,Z₁. Аналогично, точка с большей или равной величиной Y, является второй, ее координаты в паре - X₂,Y₂,Z₂. Первая точка носит название головы, а вторая - хвоста пары. Для каждой пары вычисляются две величины S и θ, равные

$$S = \sqrt{(X_2 - X_1)^2 + (Y_2 - Y_1)^2}, \quad \theta = \arctan\left(\frac{Y_2 - Y_1}{X_2 - X_1}\right). \quad (1)$$

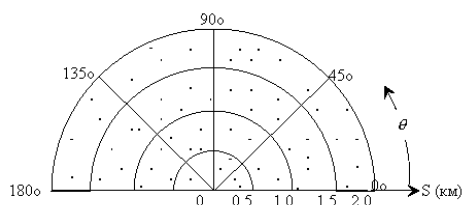


Рис. 1. Вариограммный полукруг

Так как для всех пар $Y_2 \geq Y_1$ величина θ изменяется в пределах от 0 до 180°. Если рассматривать величины S и θ как полярные координаты точки, то все пары могут быть показаны точками на вариограммном полукруге, представленном ниже, рис. 1.

Радиусы полуокружностей на рисунке можно выбрать различными способами. Например, можно приравнять максимальный радиус полуокружности к максимальному расстоянию между точками исходных данных, а затем, для получения промежуточных полуокружностей, разделить максимальное расстояние на несколько частей. Другой способ - выбрать максимальный радиус таким, чтобы он равнялся максимальному расстоянию между точками, при котором они еще имеют влияние друг на друга. В системе Surfer величина максимального радиуса определяется округлением $R_{\max}$, вычисленным по формуле

$$R_{\max} = \frac{1}{3} S_{\max} = \frac{1}{3} \sqrt{(X_{\max} - X_{\min})^2 + (Y_{\max} - Y_{\min})^2}, \quad (2)$$

до двух первых значащих цифр.

В равенстве (2) $X_{\max}, X_{\min}, Y_{\max}, Y_{\min}$ - максимальное и минимальное значения величин X, Y , выбранные по все точкам исходных данных, $S_{\max}$ - максимальное расстояние между двумя точками исходных данных. На рис. 3 величина $S_{\max}$, равная 548,722 (км), показана прерывистой линией. Учитывая формулу (2), можно получить

$$R_{\max} = 180 \text{ (км)}.$$

Точки, попавшие за пределы максимального радиуса полуокружности, в вариограммной модели системы Surfer не рассматриваются. Как будет показано ниже, такое принудительное отбрасывание данных при построении вариограммы не позволяет выбрать оптимальную вариограммную модель и тем самым, не позволяет построить ЦМР с максимально возможной точностью.

Полуокружности делят полукруг на несколько сегментов. В частности, на рис. 1 полукруг разделен на четыре сегмента. Чем больше сегментов, тем более точным будет график вариограммы. На практике, неплохой результат дают 20-25 полуокружковых сегментов.

Для каждого сегмента полуокружности вычисляется количество точек, попавших внутрь него n_i и вариограмма по формуле

$$\gamma(i) = \sum_{j=1}^{n_i} (Z_2 - Z_1)^2 / 2n_i. \quad (3)$$

В этой формуле Z_1 - значения координаты Z для голов, Z_2 - для хвостов каждой пары, попавшей внутрь сегмента. По полученным значениям величины $\gamma(i)$ строится график реальной вариограммы. На рис. 2 представлен график вариограммы для 256 точек исходных данных (32640 пар), показанных на рис. 3.

На графике интервалы, соответствующие определенным сегментам, отделены друг от друга вертикальными линиями, значения вариограммы откладываются в центральных точках интервалов. Полученные точки соединяются отрезками прямых. Рядом с каждой точкой, можно указать количество пар n_i , попавших в данный сегмент.

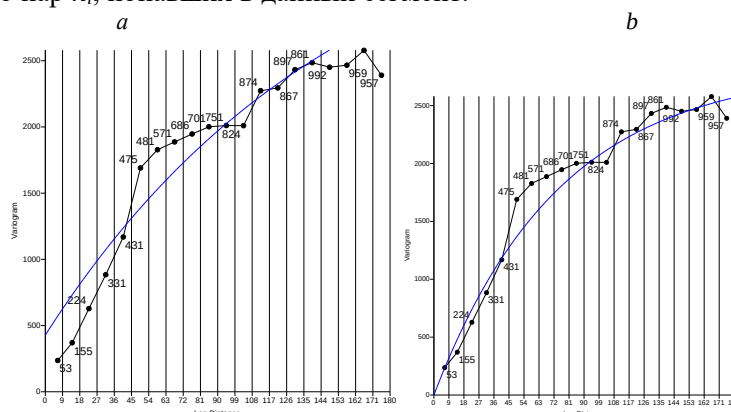


Рис. 2. График вариограммы для 20 сегментов с экспоненциальными моделями, рассчитанными по методу наименьших квадратов, определенными в системе Surfer (a) и в системе Excel (b)

График вариограммы для каждой поверхности является индивидуальным. Поэтому его можно считать характеристикой поверхности.

Полученная экспериментальная кривая вариограммы сравнивается с теоретическими кривыми, т.е. с моделями. В системе Surfer-7 имеется 10 стандартных моделей вариограмм [2, с. 71]. Каждая модель предполагает свой способ расчета высот ЦМР и зависит от двух параметров, определяющих ее уравнение и двух параметров анизотропии.

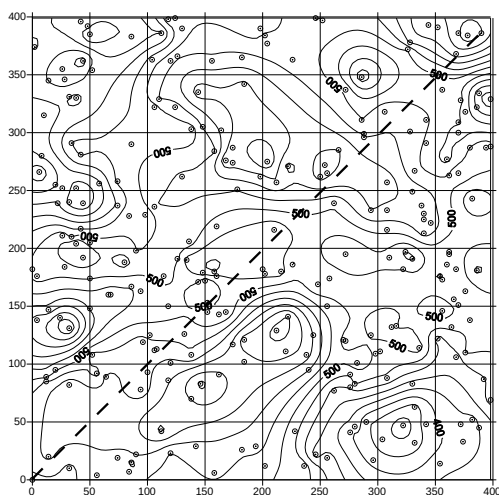


Рис. 3. Изолинейный слой ЦМР, построенный по 256 точкам исходных данных с помощью вариограммной модели 1 (см. табл. 1)

Кроме того, если предполагается, что исходные данные содержат случайные ошибки, в модель добавляется параметр, называемый «Эффектом самородка» («Nugget effect») [2, с. 74]. В частности, экспоненциальная модель вариограммы, рассматриваемая здесь, представляется следующим уравнением

$$\gamma = m \left(1 - e^{-\frac{S}{A}} \right) + b, \quad (4)$$

где γ - теоретическое значение вариограммы, определяемое с помощью модели, S - расстояние между двумя точками исходных данных, m, A - параметры модели, называемые масштабом (Scale) и длиной (Length), b - «эффект самородка».

Для того, чтобы получить модель, максимально подходящую к точкам исходных данных в системе Surfer-7 предлагается два метода подбора параметров: метод наименьших квадратов (Least Squares) и метод минимакса (Least Absolute Value).

В работе выполнен анализ того, как влияют параметры, найденные обоими методами, на точность построения ЦМР в точках исходных данных. С помощью системы Excel выполнен расчет параметров нескольких экспоненциальных вариограммных моделей, которые затем сравнивались с моделями, построенными с помощью системы Surfer. Сравнение выполнялось по точкам исходных данных, т.е. для каждой модели вычислялась СКО по формуле [3, с. 274]

$$СКО = \sqrt{\frac{\sum_{j=1}^N \Delta_j^2 Z}{N}}, \quad (5)$$

где

$$\Delta_j^2 Z = (Z_{j_{исх}} - Z_{j_{мод}})^2. \quad (6)$$

В формуле (6) $Z_{j_{исх}}$ - исходное значение величины Z точке, $Z_{j_{мод}}$ - значение Z - на поверхности модели в точке с теми же координатами X, Y .

На рис. 4 представлен полный график вариограммы для тех же 256 точек исходных данных, построенный с помощью системы Excel.

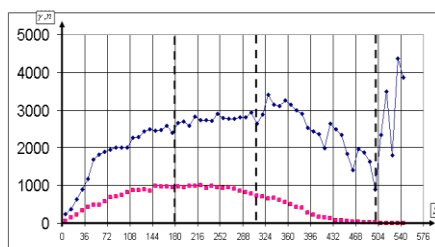


Рис. 4. Полный график вариограммы, построенный по всем парам точек

Как видно из рис. 4, нет существенного изменения в поведении вариограммы для расстояний между точками, больших 180 км. В то же самое время имеется резкое изменение в поведении этой функции при расстояниях 306 и 504 км. (показаны вертикальными прерывистыми линиями). В связи с этим, кроме модели вариограммы, построенной по точкам с расстояниями, меньшими 180 км, были построены модели вариограммы, с расстояниями, меньшими 306 и 504 км. Одновременно была построена модель, учитывающая все пары точек. Параметры моделей определялись из условия минимума суммы квадратов отклонений соответствующей модели от реальной вариограммы, т.е.

$$\sum_{i=1}^M (\gamma - \gamma_p)_i^2 = \min. \quad (7)$$

В формуле (7) M - количество точек, в которых задана реальная вариограмма.

Для нахождения параметров в системе Excel использовалась команда «Поиск решения» [4, с. 645]. В табл. 1 представлены значения параметров для моделей, основанных на формуле (4), отличающихся друг от друга количеством используемых точек вариограммы.

Таблица 1

Параметры экспоненциальных вариограммных моделей, построенных для одних и тех же исходных данных						
Параметр	Модель					
	1	2	3	4	5 «Минимаксная»	6 «Наим. Кв»
M	20	34	56	61	20	20
$R_{\max}$	180	306	504	549	180	180
Количество пар	13050	26023	32623	32640	13050	13050
m	2825,804	2899,111	2587,991	2663,940	3470	3158
A	75,01911	78,94025	58,64696	62,97496	274	304,6
b	0	0	2,68E-11	0	428	214,6
Радиус анизотропии	1	1	1	1	2	1,753
Направление анизотропии (градусы)	-	-	-	-	58,83	60,54
СКО (м)	3,31	3,30	3,33	50,30	12,38	11,58

Выводы. Таким образом, модель, построенная с учетом всех пар точек исходных данных (модель 4 в табл. 1) имеет СКО, намного большую, чем все остальные модели. Следовательно, для построения оптимальной модели, часть пар, точек исходных данных необходимо отбросить. Однако, анализируя СКО моделей 1 и 2, можно сделать вывод, что механическое удаление пар точек, расстояния между которыми не удовлетворяет условию $S \leq R_{\max}$, не дает оптимального результата. Для оптимального выбора необходимых пар, следует выполнить анализ полного вариограммного графика, и определить на нем точки, в которых вариограммная функция резко меняет свое поведение. Сравнение СКО модели, полученной по методу наименьших квадратов с помощью системы Surfer (модель 5), с моделью, построенной тем же методом, но с помощью системы Excel (модель 1), позволяет сделать вывод, что процедура построения модели в системе Surfer, содержит грубые погрешности в вычислениях параметров моделей. Аналогичный результат можно получить, сравнивая графики на рис. 2а,б. В результате, параметры, найденные в системе Surfer не могут считаться наилучшими.

Список литературы

1. ДеМерс, Майкл Н. Географические информационные системы. Основы.: Пер. с англ. . – М.: Дата+, 1999. – 490 с.
2. Сидоренко В.Д., Новикова О.М., Леснікова Н.О., Колчина М.С. Геоінформаційна система SURFER – 5.01. – Навчальний посібник. – Кривий Ріг:Мінерал, 2003. – 191 с.
3. Самсонников Д.В., Дмитренко А.П. Оценка точности и выбор оптимальной цифровой модели рельефа // Разраб. рудн. месторожд. – Вып. 92. – Кривой Рог.: КТУ, 2008. – С. 273-276
4. Блатнер П., Ульрих Л., Кук К., Дик Т. Использование Microsoft Excel 2000. Специальное издание.: Пер. с англ. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2000. – 1024 с.

Рукопись поступила в редакцию 05.03.12

УДК 528.48:681.3.06

А.Ю. ПАЛАМАР, аспірант, Криворізький національний університет

АНАЛІЗ СУЧАСНИХ СПЕЦІАЛІЗОВАНИХ ПРОГРАМНИХ КОМПЛЕКСІВ АВТОМАТИЗАЦІЇ КАМЕРАЛЬНОЇ ОБРОБКИ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОДЕЗИЧНИХ ДАНИХ НА ПІДПРИЄМСТВАХ КРИВБАСУ

Приведені основні напрямки роботи в програмних комплексах, які використовуються на підприємствах Кривбасу. Виконано порівняння характеристик програм, визначені основні їх недоліки та переваги.

Постановка проблеми. Автоматизація геодезичних обчислень є актуальною темою і необхідна в усіх галузях робіт, де використовується обробка результатів геодезичних вимірювань. Програми, які були розроблені кілька років тому, являються вже застарілими, на зміну їм прийшли більш точніші, ефективніші, удосконалені програмні комплекси. На сьогоднішній

день перед фахівцем постає проблема правильного вибору того чи іншого програмного комплексу. Тому саме для подолання такої проблеми пропонується здійснити порівняльний аналіз спеціалізованих програмних комплексів на підприємствах Кривбасу.

Зв'язок із важливими науковими і практичними завданнями. На сьогоднішній день існує безмежно велика кількість програмного забезпечення, кожна з яких відповідає конкретному виду діяльності. Є велика кількість інститутів, які розробляють і вирішують питання щодо поліпшення якості та надійності програмного забезпечення. Тісно співпрацюючи з кваліфікованими спеціалістами дані інститути, враховуючи побажання фахівців, кожен день удосконалюють засоби обробки геодезичних вимірювань.

Виклад матеріалу дослідження. Камеральна обробка результатів геодезичних вимірювань є однією з найважливіших частин процесу з отримання координат пунктів геодезичної мережі, але - це лише один аспект проблеми. Насправді, камеральна обробка результатів потрібна, практично, для будь-яких геодезичних робіт: починаючи від робіт з будівельної геодезії, і закінчуючи обробкою вимірювань в триангуляції, полігонометрії, трилатерації та інших геодезичних опрацюваннях. Якщо при роботах будівельної геодезії обсяг робіт з камеральної обробки відносно невеликий, то при камеральній обробці результатів вимірювань триангуляції та інших високоточних геодезичних робіт обсяг обчислень стає дуже значним. Це пов'язано зі специфікою даних робіт. Висока точність вимагає спеціальних методів як проведення власне вимірювань, так і камеральної обробки їх результатів, застосування спеціальних методів вирівнювання, введення великої кількості поправок. Це, природно, породжує за собою певні проблеми, основні з яких - недопущення помилок і тривалий час самої обробки із-за її великого обсягу. Хоча всі процеси обробки побудовані так, щоб максимально знизити ризик появи помилок (тут позначається вплив великого досвіду геодезистів: процеси побудовані таким чином, щоб відразу помітити «некоректний» результат і вчасно знайти і виправити помилку), але так як виконавцем робіт є людина, то, іноді, не можливо повністю гарантувати відсутність помилок. Звичайно, потім вони будуть виявлені і виправлені, але сам процес пошуку може зайняти чимало часу. Коли камеральну обробку виконує людина з великим досвідом проведення подібних робіт, то ризик подібних помилок знижується, зменшується і час, необхідний для проведення обробки [1]. Коли подібну роботу виконує людина, що не має подібного досвіду, то ризик, навпаки, в багато разів зростає, тому постає питання про автоматизацію геодезичних обчислень. Практика показала переваги подібного підходу, в даний час ручна обробка результатів геодезичних вимірювань зустрічається рідко.

В Україні сьогодні спеціалістами використовується велика кількість програмних продуктів для розв'язання інженерно-геодезичних задач. На сьогоднішній день підприємства Кривого Рогу приділяють найбільшу перевагу таким програмам, як CREDO, Digital. Саме ці програмні комплекси в порівнянні з програмою Інвент-град є на сходинок вищими за рівнем якості, ефективності, надійності використання. Нижче наводиться короткий аналіз можливостей таких засобів та вимог, що до них пред'являються.

Програма RGS 5.0 (розробка фірми «Румб», Москва) призначена для рішення всіх видів геодезичних завдань, існує можливість виведення результатів рішення для візуалізації в Автокад 2000 (i), Топокад й CAD Relief та роботи в середовищі Windows 98/NT/2000.

Програмний комплекс ТОПОКАД (мінімальна версія) призначений для створення цифрових моделей місцевості (ЦММ) і великомасштабних топографічних планів масштабів 1:500 - 1:5000 у середовищі Автокада (Map, LDD) 2000(i). Основна ідея Топокада - стандартні знаки в стандартному середовищі. Пакет дозволяє відмалювати всі стандартні вітчизняні топографічні умовні знаки - точечні, лінійні й площадні. На виході можна отримати цифрові моделі (кондиційні топоплани), які можуть використовуватись у ГІС, так і проектувальниками.

CAD PROTECTOR – захист dwg-файлів. Захист dwg-файлів як від редагування, так і від перегляду – досить актуальне завдання. Це потрібно як спеціалістам, які створюють топоплани у середовищі Автокада, так і спеціалістам різноманітних креслень – планувальних, будівельних, машинобудівних.

Комплекс ПЛАНІКАД (рис. 1)- використовується для проектування генеральних планів і вертикального планування об'єктів промислового призначення, міської забудови й спеціальних об'єктів у середовищі Автокада (Map) 2000(i). Одержувані за допомогою пакета креслення пов-

ністю відповідають вимогам ДЕРЖСТАНДАРТ 21.508-93 «Правила виконання робочої документації генеральних планів підприємств, споруджень і житло-цивільних об'єктів» [2].

Програмний комплекс Інвент-град - являється могутньою системою для обробки геодезичної і кадастрової інформації.

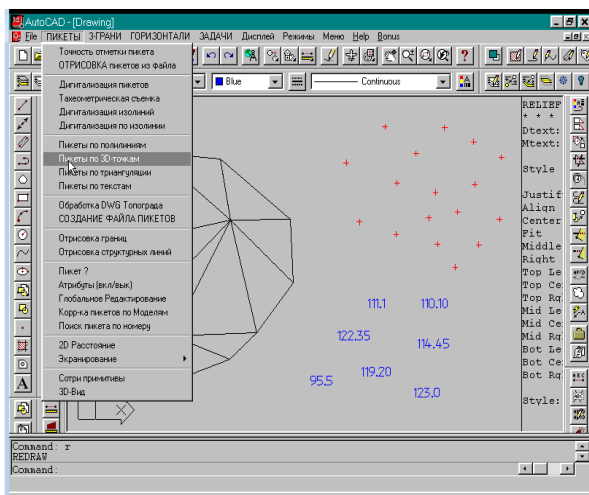


Рис. 1. Робоче вікно програми Планікад

Нова версія Інвент-град для Windows є подальшим розвитком однойменної системи для MS-DOS, яка впродовж багатьох років з успіхом експлуатувалася на багатьох проектно-вишукувальних підприємствах України. Система Інвент-Град (рис. 2) може застосовуватися при створенні державного геодезичного обґрунтування, виробництві інженерних вишукувань, побудові кадастрових систем, геодезичному забезпеченні будівництва, виробництві маркшейдерських робіт тощо.

За результатами зрівняння геодезичних мереж виконується оцінка точності визначення пунктів й їхніх елементів.

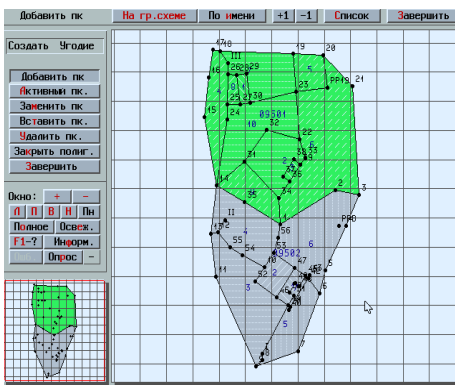


Рис. 2. Робочий екран програми Інвент-град

Використання загального каталогу пунктів проекту на район робіт забезпечує автоматичний зв'язок окремих геодезичних мереж, дозволяючи розглядати геодезичне обґрунтування проекту як єдине ціле.

Метою вивчення особливостей обробки геодезичних даних у системі CREDO_DAT 3.0 є освоєння роботи із системою на конкретних прикладах. Для роботи із системою не потрібно мати спеціальних комп'ютерних знань. Досить мати мінімальний досвід роботи в операційній системі Windows і володіти основними навичками по створенню, копіюванню й збереженню каталогів (папок) і

файлів [3].

Виконаний аналіз сучасних спеціалізованих програмних комплексів автоматизації камеральної обробки інженерно-геодезичних даних на підприємствах Кривбасу дозволив сформулювати таблицю. За допомогою якої фахівець буде мати можливість переглянути порівняльний аналіз та впевнитися у вірному рішенні щодо вибору того чи іншого програмного комплексу.

CREDO_DAT 3.0 призначена для автоматизації камеральної обробки інженерно-геодезичних даних. Дана програма виконує ряд важливих функцій, а саме :

Камеральна обробка інженерно-геодезичних вишукувань.

Обробка геодезичних даних при проведенні геофізичних розвідувальних робіт.

Підготовка даних для створення цифрової моделі місцевості (ЦММ) інженерного призначення.

Створення та коректування ЦММ інженерного призначення на основі даних вишукувань та існуючих карт матеріалів.

Формування креслень топопланів і планшетів на основі створеної ЦММ, експорт даних по цифровій моделі місцевості в системи автоматизованого проектування та геоінформаційні системи.

Обробка лабораторних даних інженерно-геологічних вишукувань.

Створення і корегування цифрової моделі геологічної будови майданчика або смуги вишукувань.

Формування креслень інженерно-геологічних розрізів і колонок на основі цифрової моделі геологічної будови місцевості, експорт геологічної будови розрізів в системи автоматизованого проектування.

Маркшейдерське забезпечення процесу видобування корисних копалин.

Проектування генеральних планів об'єктів промислового, цивільного і транспортного будівництва.

Підрахунок обсягів земляних робіт.

Проектування профілів зовнішніх інженерних комунікацій.

Проектування нового будівництва та реконструкції автомобільних доріг.

Проектування транспортних розв'язок.

Рішення задач проектування залізниць.

Ведення чергових планів територій і промислових об'єктів.

Геодезичне забезпечення будівельних робіт.

Призначення та функціональні можливості системи Digitals. Дана програма входить у програмний комплекс "Дельта". Програми комплексу захищені електронним ключем Guardant Hardlock [4]. Програма призначена для обробки польових вимірів полігонометричних мереж (теодолітної зйомки) і тахеометричної зйомки Крім того, за допомогою зовнішнього модуля зрівняння можна виконувати строге зрівняння геодезичних мереж різної топології, включаючи триангуляцію, трилатерацію, нівелювання й інші геодезичні побудови. Введені дані зберігаються у внутрішньому форматі *.GDS. Результати обчислень можна вивести у вигляді відомості зрівняння мереж полігонометрії й теодолітних ходів, відомості обчислення координат й оцінок висот тахеометричної зйомки, і експортувати у формат Digitals *.DMF. Програма дозволяє імпортувати дані з файлу, отриманого з реєстратора ряду електронних тахеометрів, перегляд вимірів в упорядкованому виді з можливістю редагування отриманих даних, збереження даних.

В програмі можна будувати плани та обчислювати площі ділянок, у тому числі внутрішніх контурів, що включаються в облік, створювати й редагувати (змінювати властивості) пунктів, ліній і відрізків контурів. При роботі в програмі формуються відомості окремих земельних ділянок. Забезпечено можливість вставки й модифікації об'єктів з інших додатків. При створенні креслення Користувач може редагувати його оформлення - змінювати рамку, тексти, фігури, умовні знаки тощо. У результаті роботи програми формується:

державний акт на земельну ділянку;

план меж землекористування;

схема прив'язок вершин кутів повороту меж землекористування;

різні відомості.

Програма також відкриває й записує карти в популярних форматах Autocad DXF/DWG, ArcGIS Shape, MapInfo MID/MIF, Microstation DGN, Panorama TFX й інших. Digitals прямо відкриває растри, які мають геодезичну прив'язку у форматах GeoTIF, ArcInfo World File й MapInfo TAB.

Графічне ядро програми використовується в цифрових фотограмметричних станціях Delta, відомих в усім світі. Дозволяє створювати векторні топографічні плани й карти в умовних знаках. Сполучає векторні карти й растрові зображення, такі як, результати аерокосмічної зйомки, ортофотоплани, скановані карти й схеми. Дозволяє накопичувати сотні тисяч об'єктів в одній карті. Не висуває особливих вимог до системи.

Таблиця 1

Аналіз сучасних спеціалізованих програмних комплексів автоматизації камеральної обробки інженерно-геодезичних даних на підприємствах Кривбасу

PRIVATEX характеристики	CREDO	Topocad	FieldWorks	Digitals
Розробники	(CREDO-Dialogue)	SMT Datatechnik	Intergraph	програмний комплекс "Дельта"
Операційна система	Всі програмні комплекси Linux та Windows 3.1/95/NT, 98, 2000	Windows 3.1/95/NT	Windows 3.1/95/NT	Windows 3.1/95/NT
Графічна середа	Не запрошується	Не запрошується	MicroStation	+
Оперативна пам'ять	16,5	12	16	14
Об'єм пам'яті, Мб	9	15	35	13
Російський варіант	+	+	-	+
Графічний формат	Особистий gds	Особистий TOP	Особистий FLD	+
Імпорт польових вимірів	Не підтримується	Geotronics, Leica, Psion	+	+
Редактор результатів вимірів	+	+	+	+
Імпорт результатів супутникових спостережень	ELTA, SDR LEICA TOPCON	Всі формати	Всі формати	Імпортує з електронного тахеометра, ELTA, SDR LEICA TOPCON
Обробка	Довільні мережі	Одиночний хід 5 типів, зворотня засічка.	Довільні мережі	
Зрівняння по МНК	Не підтримується	-	+	+
Контроль грубих помилок	+	+	+	+

Польове кодування об'єктів - кодування точених об'єктів	Лише символ та текст	Шар, умовні знаки, атрибути	Символ, текст	Символ, текст
- ломаних лінійних об'єктів	+	+	+	+
- з'єднань	+	+	+	+
- кривих функції	+	+	+	+
Графічний редактор	+	+	-	+
Структуризація графічних об'єктів	Підтримується шар, а останнє лише ввімкнуті і вимкнуті	Шар, колір, тип ліній	Шар, колір, тип ліній	Шар, колір, тип ліній
Складання умовних знаків	+	+	+	+
Російські умовні знаки	+	+	+	+
Побудова ЦМП	напівавтоматичне	напівавтоматичне	Напівавтоматичне по кодам точок	напівавтоматичне
Побудова горизонталей	автоматичне	автоматичне	автоматичне	автоматичне
Складання «твердих» копій	Відкривати копії в AutoCad (DFX)	Прилади, які підтримують систему Windows	Прилади, які підтримують систему Windows	Прилади, які підтримують систему Windows
Експорт даних	експорт даних по цифровій моделі місцевості	AutoCad (DFX), DWG	Через DGN MikroStation в інші такі, як: Intergraph, DXG DWG	експорт у формат Digitals *.DMF
Побудова профілю, обчислення об'ємів	Не використовується	Додаткові модулі Profile та Volume	Пакет SiteWorks	+

Висновки та напрямок подальших досліджень. Для підвищення ефективності виробництва на підприємствах Кривбасу особливе місце займають питання покращення ефективності використання та відтворення основних засобів автоматизації.

На підприємствах Кривбасу використовуються найновітніші програмні комплекси. З кожним роком з розвитком технологій вдосконалюються засоби обробки інформації геодезичних даних, що дає змогу як можна точніше опрацьовувати об'єкти спостереження. На рис. 3 зображено підприємства на яких користуються даними програмами.

З даної схеми програмних комплексів можна зробити висновок, що більш розповсюджений програмний комплекс: Digitals, Credo та AutoCad, а також оперативна система MS Office.

Практична робота даного аналізу програмних комплексів на підприємствах Кривбасу полягала в обробці одного і того ж самого теодолітного і нівелірних ходів, тахеометричної зйомки і нівелірного ходу.

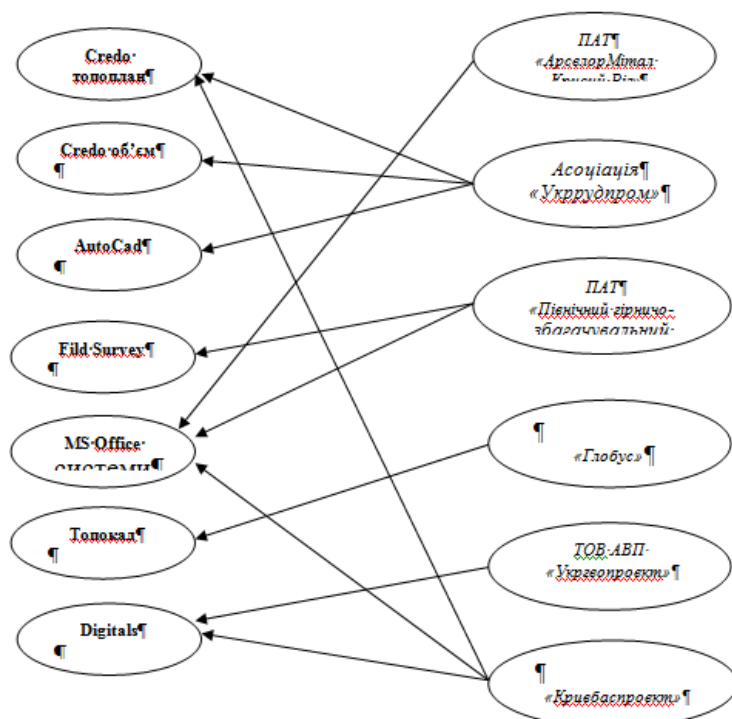


Рис. 3. Програмні комплекси, що використовуються на підприємствах Кривбасу

Результати спостережень показали, що на сьогодні підприємства Кривого Рогу приділяють найбільшу перевагу таким програмам, як CREDO, Digital, Інвент-Град та Exel. Саме ці програмні комплекси є на сходінку вищими за рівнем якості, ефективності, надійності використання тому, що:

Інвент-град виконує обробку теодолітних ходів лише тоді, коли вихідні точки ходу знаходяться по краям, на відмінну від CREDO, Digital які обчислюють не лише всі теодолітні ходи, а й мають спеціальні програми, які автоматично опрацьовують польові журнали і переносять результати до програмних комплексів, де виконується подальша робота;

Інвент-град опрацьовує ли-

ше прості нівелірні ходи, що не скажеш про інші програми, які виконують розробку всіх нівелірних мереж.

Кожна з програмних комплексів виконує ті, функції які були закладені при її розробці. Наприклад, програмний комплекс Інвент-град, призначений для кадастрових робіт і є однією з перших програм, що протягом багатьох років з успіхом застосовувалась на багатьох проектно-інженерних підприємствах, де вона являється найкращим програмним комплексом. Вона забезпечує автоматизовану обробку результатів топографо-геодезичних робіт по встановленню меж землекористувань і визначенню площ при інвентаризації земель. Програма CREDO призначена для автоматизації камеральної обробки польових інженерно-геодезичних даних.

Програма Digital призначена для обробки польових вимірів полігонометричних мереж (теодолітної зйомки) і тахеометричної зйомки. Digital забезпечує автоматизацію геодезичних робіт від обробки польових вимірів до створення обмінних файлів, кадастрових планів. Не вимагає додаткових програм, таких як Autocad або MapInfo. Створює графічні й текстові документи на основі шаблонів, що набудовують, дозволяючи максимально автоматизувати процес і легко адаптувати його під будь-які вимоги. Програму вже багато років використовують тисячі організацій по всій Україні й за її межами. Підприємства Укргеодезкартографії створюють карти у форматі Digital DMF. Це дозволяє легко обмінюватися цифровими картами без втрати їхнього змісту й оформлення.

В Digital можливо зрівнювати теодолітну й тахеометричну зйомку, створювати топографічні й спеціальні карти й плани, накопичувати кадастрову базу даних, будувати моделі рельєфу й моделювати горизонталі, розраховувати площі й об'єми, переглядати карти в тривимірному виді, використовувати супутникові знімки, ортофотоплани й скановані карти, створювати текстову й графічну документацію.

Digital уміє все те, що й будь-яка інша землевпорядна програма, а також дещо, чого інші програми робити не можуть, наприклад: завантажувати супутникові знімки з Google Maps й Virtual Earth.

Маючи підключення до Інтернет і карту будь-якої території у відомій системі координат, можна автоматично завантажити растрову основу прямо в карту. Знімки завантажуються «відразу» і трансформуються в потрібну проекцію (СК63, СК42, тощо.). Це дозволяє легко контролювати просторове положення кадастрових обмінних файлів й інших об'єктів. Зйомка всієї території земної кулі доступна з дозволом від 15 до 0.6 м.

Кожний програмний комплекс виконує свою функцію, тому судити про вибір конкретного програмного комплексу об'єктивно не можливо. Фахівець повинен користуватися наступними критеріями, а саме легкість у використанні, наявність фінансової можливості та інструктивним вимогам.

Список літератури

1. Міллер С.Ю., віцепрезидент ГИС-ассоциации. " ГИС-Обзор " 3/1997.Статья «Програмне забезпечення для обробки матеріалів топографічних зйомок»
2. Попов В.Н., Букринський В.А.. Геодезия и мапшейдерия. Московський державний горний університет. Издание 2-е, 2007 г. « Москва».
3. Волосецький Б. Оцінка впливу економічних параметрів на точність геодезичних вимірювань при кадастрових роботах, зб. Geodezja inzynieryjna i katastr w gospodarce narodowej. Lvov -Rzeszow, 1998, с. 19-22.
4. meteocenter.net/profi.htm
5. Білецького В.С. Гірничий енциклопедичний словник, т. 3. /. Донецьк: Східний видавничий дім, 2004. — 752 с. ISBN 966-7804-78.

Рукопись поступила в редакцию 29.03.12

УДК 622.257.1

Б.М. АНДРЕЄВ, професор, доктор технічних наук,
О.М. РОДЬКО, інженер, ДП «УкрНДПРІ промтехнології»

ТЕХНОЛОГІЯ ПРОХОДКИ УСТЯ ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ СПОСОБУ ОПУСКНОГО КРІПЛЕННЯ

Зроблено аналіз обґрунтування технології проходки устя ствола шахти «Закладочная», із застосуванням спеціального способу Новокосянтинівського родовища ДП «СхідГЗК».

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У гірничовидобувній промисловості з кожним роком освоюється все більше число родовищ корисних копалини, що

залягають у складних геологічних умовах, у малостійких обводнених гірських породах. У подібних умовах спорудження гірських виробок є складним інженерним завданням, рішення якого не можливе без застосування спеціальних способів.

Нерідко спеціальні способи проведення гірських виробок виявляються не лише єдино можливими з технічних причин, але й економічно доцільними.

Так, на прикладі Новокоптянтинівського родовища, після проведення інженерно-геологічної розвідки видно, що під час проходки устя ствола зустрінуться два водоносних горизонти, через які проходка устя ствола звичайним способом неможлива.

Аналіз досліджень та публікацій. Гідрогеологічні умови майданчика шахти «Закладочная» в межах рихлої осадової товщі характеризуються розвитком двох водоносних горизонтів водоносного горизонту нижньонеогенових відкладень (I); водоносного горизонту палеогенових відкладень (II).

Водоносний горизонт нижньонеогенових відкладень (N_1^{1-2}) розвинений повсюдно. Водонасичувачами породами є піски дрібні, від ясносірого до жовто-сірого кольору, однорідні.

Горизонт безнапірний, глибина залягання підземних вод змінюється в межах майданчика від 15,59 до 15,7 м (у абсолютних відмітках в межах 179,39 - 179,51 м). Середня потужність горизонту складає 11,8 м.

Водоносний горизонт має малопотужний, але витриманий водоупор, що відділяє його від напірного горизонту, який пролягає нижче. Літологічно водоупор представлений глиною того ж віку, що і горизонт, темно-сірою, щільною, середньою потужністю 1,1 м.

Гідродинамічні параметри встановлені дослідним шляхом і рівні: коефіцієнт водопровідності $kH = 27,8 \text{ м}^2/\text{добу}$; коефіцієнт рівнепровідності $= 6,6 \cdot 10^2 \text{ м}^2/\text{добу}$.

По хімічному складу підземні води гідрокарбонатно-сульфатно-кальцієво-магнієво-натрієві. Щільний залишок складає $0,6 \text{ г/дм}^3$, $pH=7,3$.

Підземні води горизонту неагресивні по відношенню до бетонів марки по водонепроникності W_4 і до арматури залізобетонних конструкцій, мають середнє значення агресивної дії на металеві конструкції. По відношенню до свинцевої оболонки кабелю корозійна активність низька, до алюмінієвої оболонки кабелю - середня.

Живлення горизонт отримує за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, розвантаження відбувається у водоносний горизонт, що пролягає нижче.

Водоносний горизонт палеогенових відкладень (P_3hr, P_2kv) розвинений повсюдно. Водонасичувачами породами є піски середньої великості та гравелісти, темно-сірі, неоднорідні, вуглисті.

Горизонт має невеликий натиск з середньою величиною, рівною 4,2 м. Глибина залягання покрівлі горизонту змінюється в межах 28,1-28,6 м, середня потужність складає 19,5 м. У покрівлі залягають нижньонеогенові глини, в підшві - елювіальні палеозой-кайнозойські утворення, представлені дресвяно-щебенистим матеріалом з каоліновим заповнювачем, місцями перекритими супіщано-суглинними каоліновими відкладеннями потужністю 2,3 м. Середня потужність усього підстилаючого елювію складає 3,8 м.

Гідродинамічні параметри горизонту встановлені дослідним шляхом і рівні: коефіцієнт водопровідності $k_m=101,1 \text{ м}^2/\text{добу}$, коефіцієнт п'єзопровідності $a=5,21 \cdot 10^4 \text{ м}^2/\text{добу}$.

По хімічному складу підземні води гідрокарбонатно-сульфатно-натрієві. Щільний залишок складає $0,6 \text{ г/дм}^3$, $pH=7,8$.

Підземні води горизонту неагресивні по відношенню до бетонів марки по водонепроникності W_4 і до арматури залізобетонних конструкцій, мають середній рівень агресивної дії на металеві конструкції. По відношенню до свинцевої і алюмінієвої оболонкам кабелю корозійна активність води середня.

Живлення горизонту здійснюється за рахунок перетікання з суміжних горизонтів, розвантаження відбувається поза межами майданчика.

Розрахунок можливого водопритоку в ствол шахти «Закладочная» Новокоптянтинівського родовища.

Розрахунок водоприпливу визначається за формулою, $\text{м}^3/\text{год}$

$$Q = 1,36kH^2 / (lqR - lqr),$$

де k - коефіцієнт фільтрації I водоносного горизонту, м/добу

$$k = \frac{kH}{H} = \frac{27,8}{11,8} = 2,36.$$

де H - потужність I водоносного горизонту рівна 11,8 м; r - радіус ствола шахти, дорівнює 3,0 м; R - радіус впливу відкачування із ствола, визначається по формулі Кусакіна

$$R = 2 \cdot S \sqrt{H} \cdot k;$$

де S - пониження рівня води в шахті, в даному випадку

$$S = H = 11,8 \text{ м};$$

$$R = 2 \cdot 11,8 \sqrt{11,8} \cdot 2,36 = 124 \text{ м}$$

$$Q = \frac{1,36 \cdot 2,36 \cdot 11,8^2}{lq124 - lq3,0} = \frac{446,9}{1,616} = 276,5 \text{ м}^3/\text{добу} = 11,5 \text{ м}^3/\text{годину}$$

Розрахунок водоприпливу розраховується по формулі

$$Q = 2dSk;$$

де d - діаметр ствола шахти, дорівнює 6,0 м; S - натиск, дорівнює 4,2 м; k - коефіцієнт фільтрації II водоносного горизонту, рівний

$$k = \frac{km}{m} = \frac{101,1}{19,5} = 5,2 \text{ м/добу};$$

$$Q = 2 \cdot 6 \cdot 4,2 \cdot 5,2 = 262,1 \text{ м}^3/\text{добу} = 10,9 \text{ м}^3/\text{год}$$

Розрахунок робиться за умови ізоляції ствола від припливу з водоносного горизонту I по формулі

$$Q = \frac{1,36 \cdot k(2H - m)m}{lqR - lqr};$$

де k - коефіцієнт фільтрації II водоносного горизонту, дорівнює 5,2 м/добу; H - висота п'єзометричного рівня, вимірювана від підшови II водоносного горизонту, дорівнює 23,7 м; m - потужність II водоносного горизонту, дорівнює 19,5 м; r - радіус ствола шахти, дорівнює 3,0 м; R - радіус впливу, визначається по формулі Кусакіна

$$R = 2S\sqrt{H} \cdot K;$$

де S - пониження рівня води в шахті, в даному випадку $S = H = 23,7 \text{ м}$

$$R = 2 \cdot 23,7 \sqrt{23,7} \cdot 5,2 = 526 \text{ м}$$

$$Q = 3 \frac{1,36 \cdot 5,2(2 \cdot 23,7 - 19,5)19,5}{lq526 - lq3,0} = \frac{3847,5}{2,244} = 1714,6 \text{ м}^3/\text{добу} = 71 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Постановка завдання. Для прискорення темпів проходки устя ствола в складних гідрогеологічних умовах, безпечного ведення робіт та здешевлення проходки (в порівнянні з іншими спеціальними способами), слід дуже ретельно підходити до вибору спеціального способу, а інколи і не обмежуватися вибором одного способу. Адже і після детальної геологічної розвідки під час проходки устя ствола потрібно додатково робити розвідку породного масиву за допомогою випереджаючих свердловин, та за потребою вносити зміни до проектної та робочої документації.

Викладення матеріалу та результати. Виходячи з даних гідрогеологічних досліджень видно, що при проходці контактної зони можуть виникнути ускладнення, обумовлені тим, що зруйновані кристалічні породи (кора вивітрювання) затампонувані практично неможливо. Виходячи з припущень, що окрім тампонажу може виникнути необхідність застосування й іншого спеціального способу, визначаємо такий порядок роботи.

На існуючу бетонну пробку, встановлюються 12 кондукторів під кутом 77° , з таким розрахунком, щоб забій цих свердловин вийшов під ніж опускного кріплення в кристалічні породи на 1,0-1,5 м. Глибина свердловин, від низу тампонажної подушки - 6,0 м.

Встановлюються 12 кондукторів для буріння похилих свердловин під кутом 80° , забій яких має бути на 6-7 м нижче за саму нижню точку кристалічних порід, побудованих за профілем в перерізі ствола на підставі розвідувального буріння із забою ствола. Глибина свердловини, від низу тампонажної подушки - 15 м. Також 4 кондуктори встановлюються в центрі ствола.

Кондуктора в забої ствола розташовані так, що пробурені свердловини можуть бути використані для розвідки, для тампонажу та для заморожування.

Після укладання бетонної подушки та витримки її на міцність, робиться розвідувальне буріння через 6 кондукторів для уточнення профілю корінних порід, уточнюється потужність кори вивітрювання, припливів води в ствол з кори вивітрювання і кристалічних порід.

На підставі отриманих даних приймається рішення про подальше виробництво робіт по спорудженню устя ствола методом опускного кріплення в тиксотропній сорочці.

Сутність способу опускного кріплення в тиксотропній сорочці полягає в застосуванні тиксотропного глинистого розчину, яким заповнюють порожнину між зовнішньою поверхнею споруди і ґрунтом, що значно знижує бічне тертя, та забезпечує стійкість ґрунтових стін. Порожнина шириною 10-15 см створюється завдяки виступу на ножовій частині опускної споруди. Для утримання глинистого розчину на поверхні по периметру опускної споруди влаштовують металеве або залізобетонне кільце - форшахту.

Простір між зовнішньою поверхнею стіни та ґрунтом по мірі опускання споруди заповнюють тиксотропною суспензією. Спосіб подачі суспензії в порожнину тиксотропної сорочки залежить від розмірів споруди, глибини її занурення та видів ґрунтів. Якщо споруда має порівняно невеликі розміри поперечного перетину і занурюється неглибоко через товщу зв'язних ґрунтів, то глинистий розчин подають через форшахту.

При опусканні великих споруд через незв'язні ґрунти глинистий розчин нагнітають в нижню частину сорочки над уступом ножової частини. Для цього з зовнішнього або внутрішнього боку оболонки вздовж стін монтують сталеві труби діаметром 40-50мм, розташовуючи їх через 3-5 м по периметру оболонки. При розташуванні труб з внутрішньої сторони в місцях нагнітання розчину влаштовують відведення. Нижню частину кожної труби роблять перфорованою по довжині 0,6-1 м. Отвори діаметром 10-15 мм робляться через 5-7 см в шаховому порядку тільки з боку труби, оберненою у напрямі до сорочки, для того, щоб частки ґрунту не засмічували ін'єктори.

Використання тиксотропної сорочки гарантує надійність, сприяє підвищенню безпеки робіт і скороченню термінів будівництва. Спосіб опускання підземних споруд в тиксотропній сорочці можна застосовувати практично в будь-яких незв'язних ґрунтах за відсутності в них великих порожнеч або карстів, куди може потрапляти глинистий розчин.

Виробництво робіт по спорудженню гирлової частини ствола методом опускного кріплення включає комплекс робіт, в результаті виконання яких відбувається занурення кріплення при дії активного навантаження по мірі її нарощування окремими кільцями і виїмки породи із забою ствола.

Технологічна схема по спорудженню устя ствола методом опускного кріплення в тиксотропному розчині, включаючи зону нестійких, обводнених порід, складається з таких процесів [2]:

- спорудження опорної конструкції;
- монтаж системи домкратів;
- монтаж ножової частини опускного кріплення;
- монтаж перших кілець з блоків Б-6 м в межах опорного коміра;
- заповнення проміжку тиксотропним розчином;
- розробка забою і видача породи на поверхню;
- занурення кріплення на висоту кільця кріплення;
- нарощування опускного кріплення;
- втискування ножової частини кріплення в підстилаючи породи водопору;
- укладання бетонної подушки методом підводного бетонування;
- заповнення закріпного простору і порожнеч (при їх наявності під опорним коміром) глиноцементно-пісчанним розчином;
- відкачування води із забою ствола.

В якості матеріалу для опускного кріплення використовуються залізобетонні блоки Б-6М. Конструктивно блок виконаний так, що внутрішня поверхня кріплення після зборки - металева. Така поверхня служить і захищає ствол від попадання із закріпного простору води і активно зчіплюється з бетонною «сорочкою» внаслідок адгезії бетону і металу.

Для занурення кріплення ствола і забезпечення необхідної глибини задавлювання ножової частини в породу із збереженням цілісності блоків кріплення рекомендується встановлювати вісім домкратів, кільця кріплення ствола, що рівномірно розташовуються по колу.

При цьому, вага опорного коміра з урахуванням ваги ґрунту, що визначається на консоль коміра повинен перевищувати максимальні навантаження, що створюються системою домкратів, не менше чим на 20 %.

Розробку котловану в умовах ствола шах. «Закладочная» здійснювати бульдозером типу ДТ-70 з виїмкою ґрунту у відвал грейфером «Темп-1», підвішеним на канат підйомного крану «К-162». Після виходу на відмітку -8,5 потрібне дно котловану відновлювати по рейці і приступити, під маркшейдерським контролем, до установки заставних пар опорних балок в ув'язці з арматурними каркасами і сіткою. Монтаж арматурної сітки по дну котловану повинні вестися по заздалегідь укладеній щелевій подушці завтовшки 100 мм.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Метод опускного кріплення в тиксотропному розчині дає можливість скоротити терміни будівництва устя до 6 місяців та значно знизити вартість 1 м ствола в порівнянні з такими спеціальними способами, як штучне заморожування порід або проходка в кесонах. Завдяки відсутності людей в забої під час виїмки породи підвищується безпека праці.

Тому й надалі потрібно досліджувати спеціальний спосіб проходки ствола методом опускного кріплення у тиксотропному розчині, шукати шляхи його здешевлення та вдосконалення.

Список літератури

1. Руководство по проектированию опускных колодцев, погружаемых в тиксотропной рубашке/ Харьков Промстройинипроект. – М.: Стройиздат, 1979. – 128с.

2. Шахтное и подземное строительство: Учеб. для вузов – 2-е изд., перераб. и доп.: В 2 т. / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик и др. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – Т. II – 582 с.: илл.

Рукопись поступила в редакцию 27.03.12

УДК 622: 69.059.7

Д.В. БРОВКО. канд. тех. наук, доц., В.А. ЯРОСЛАВСКИЙ, аспирант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ ПО УСИЛЕНИЮ КОНСТРУКЦИЙ С ОБЕСПЕЧЕНИЕМ УСТОЙЧИВОСТИ

Выполнен анализ методов производства работ по усилению конструкций горнотехнических зданий и сооружений и предложен новый.

Проблема и связь с практическими задачами. Многие промышленные предприятия строились в нашей стране еще в советский период, и размещались они, как правило, на окраине городов. Но в связи с тем, что с момента постройки многих из них прошло полвека и более, такие сооружения требуют проведения реконструкционных мероприятий. Причины реконструкции промышленных зданий могут быть следующими:

Во-первых, изменение их функционального назначения. Сегодня многие заводы и фабрики, оказавшиеся практически в самом центре городов в связи их разрастанием, перестраиваются в офисные или торговые заведения. Перечень строительных работ, выполняемых при реконструкции старого здания, во многом зависит от его исходного технического состояния в целом, а также от требований к новому функциональному назначению будущих помещений:

строительно-монтажные работы, связанные с увеличением либо уменьшением полезной площади;

- переоборудование и реорганизация внутренней площади помещений;
- устранение и ремонт фасадных трещин, реконструкция кладки из кирпича;
- усиление несущей способности конструкций;
- изменение планировки здания, перепланировка, в основном - по свободному типу;
- усиление несущей способности междуэтажных перекрытий;
- проведение более современных коммуникаций (теплоснабжение, вентиляция, лифты).

Во-вторых, модернизация технологических процессов, появление на рынке нового оборудования и расширение производства. На действующих промышленных предприятиях эти факторы требуют увеличения рабочих площадей. Ремонт и полная или частичная реконструкция в таком случае включает такие мероприятия, как:

- удаление промежуточных опор с целью увеличения пролетов;
- увеличение высоты помещений цехов;
- увеличение несущей способности перекрытий в связи с ростом технологических нагрузок.

Ремонт и реконструкция действующих старых промышленных зданий имеет ряд особенностей:

стесненные условия выполнения работ требуют использование малогабаритных установок и машин: погрузчиков, экскаваторов, оборудования для разрушения фундамента, стен, вдавливания свай и т.д.

максимальное использование существующих конструкций, пригодных к новым условиям эксплуатации благодаря своей прочности.

решение не только технологических, но и социальных вопросов: совершенствование и создание более оптимальных условий труда.

увеличение производственных мощностей за счет внедрения более гибких производств, безотходных и малоотходных технологий, уменьшения числа рабочих мест и т. д.

жесткое соблюдение экологической безопасности: снижение уровня промышленных шумов, исключение загазованности и запыленности окружающей среды, снижение пожаро- и взрывоопасности производства.

при демонтаже устаревших конструкций должны быть выполнены необходимые мероприятия по сохранению целостности действующих конструкций и здания в целом.

обеспечение безопасной транспортировки строительных материалов и конструкций.

работы в действующих цехах должны все время быть под надзором инженерно-технического персонала.

влияние производственного цикла на продолжительность и непрерывность строительно-монтажных работ (для действующих предприятий).

разработка специальных мероприятий по безопасной совместной работе подразделений, в которых проводится реконструкция, с деятельностью всего предприятия, табл. 1.

Применяем способ увеличения несущей способности с изменением напряженного состояния путем установки предварительно напряженной затяжки.

Цель выполнения работы. Разработать метод производства работ по усилению горно-технических зданий и сооружений.

Установка предварительно напряженной затяжки из арматурной стали на нижний пояс.

Если необходимо незначительно увеличить несущую способность стропильных ферм, достаточно выполнить усиление нижнего пояса горизонтальными тяжами из стержневой арматурной стали (рис. 1,2).

Таблица 1



Для анкерки арматурных канатов классов К-7 и К-19, а также плохо свариваемой стержневой арматуры рекомендуется применять анкеры типа «обжатая гильза»: для свариваемой

арматуры классов А-IV (марка 20ХГ2Ц) и А-V - высаженные головки и приваренные коротыши. Вид анкерного устройства, его диаметр и габариты должны учитываться при назначении расстояний между осями напрягаемых стержней. Длина стержней усиления и расположение анкерных устройств должны назначаться с учетом расчетного удлинения арматуры, после которого анкерные устройства должны занять свое проектное положение.

На рис. 3 показано приспособление для натяжения тяжей методом их отжатия от усиливаемой конструкции.

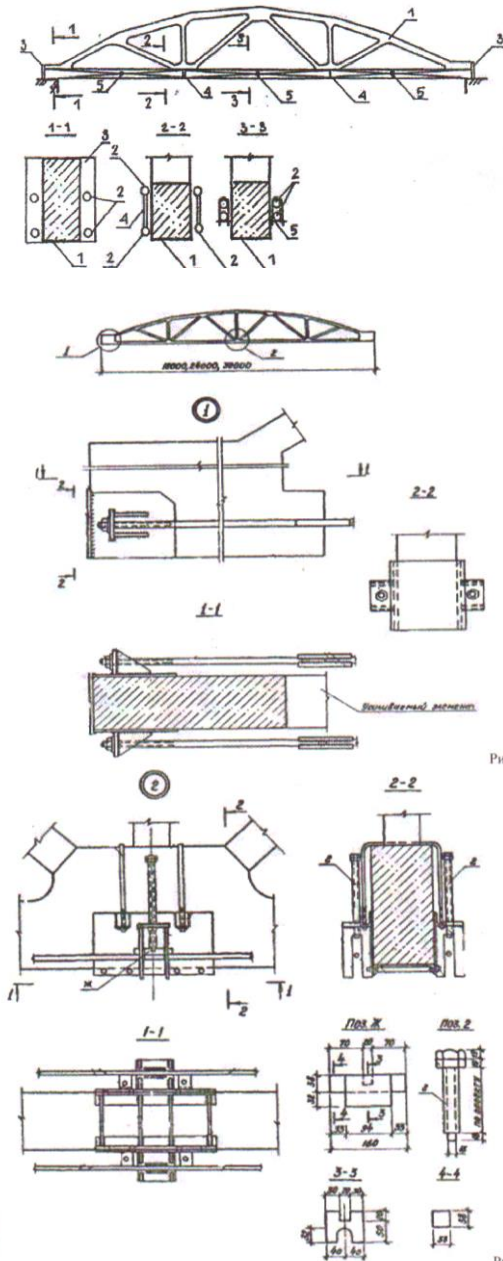


Рис. 1. Установка предварительно напряженной затяжки из арматурной стали на нижний пояс. 1 - усиливаемая ферма; 2 - затяжка из предварительно напряженной арматуры диаметром 25-40 мм класса А-III; 3 - торцевой упорный лист; 4 - распорка; 5 - стяжной хомут

Для более значительного увеличения несущей способности можно также применить горизонтальные тяжи из стержневой арматуры с последующим обетонированием узлов.

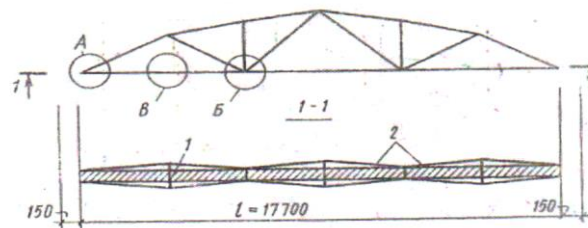


Рис. 4. Усиление нижнего пояса стропильной фермы затяжками из швеллеров: 1 - усиливаемая ферма; 2 - боковые предварительно напряженные затяжки

Для усиления применяют любую арматуру, рекомендуемую СНиП 2.03.01-84 для предварительно напряженных конструкций. При выборе дополнительной арматуры необходимо учитывать условия выполнения работ по усилению (например, необходимость выполнения сварных работ), а также условия эксплуатации (агрессивность среды, температурный режим и т.п.).

В связи с тем, что в процессе усиления конструкция теряет свое стабильное состояние и ее несущая способность может существенно снизиться, необходимо обеспечить надежную страховку путем устройства специальных подпорок. Подпорки устанавливают в узлах ферм с обязательным раскреплением их в обоих направлениях. Для включения подпорок в работу применяют клинья или выдвижные винты. Необходима проверка прочности и устойчивости фермы по правилам расчета железобетонных конструкций.

После установки железобетонных ферм на опоры в процессе монтажа необходимо до расстроповки обеспечить их устойчивость против опрокидывания и устойчивость плоской формы изгиба. Усиление нижнего пояса предварительно напряженными затяжками из швеллеров.

При усилении нижнего пояса стропильных ферм осуществляют установку горизонтальных предварительно напряженных затяжек из швеллеров с боков нижнего пояса. Предварительное напряжение затяжек для включения их в совместную работу с фермой выполняют путем отжатия швеллеров от нижнего пояса.

Для исключения изгиба нижнего пояса ферм предварительное напряжение затяжек производят одновременно в обеих ветвях и симметрично относительно середины пролетов ферм.

После завинчивания распорных винтов их приваривают к затяжкам и осуществляют антикоррозионную защиту металлоконструкций усиления перхлорвиниловым лаком или эмалями. В связи с тем, что в процессе усиления конструкция теряет свое стабильное состояние и ее несущая способность может существенно снизиться, необходимо обеспечить надежную страховку путем устройства специальных подпорок. Необходимо проверка прочности и устойчивости фермы по правилам расчета железобетонных конструкций.

Способы создания предварительного напряжения в тяжах при усилении изгибаемых конструкций:

приварка к оголенной арматуре нагретой затяжки; установка на упоры нагретой затяжки; установка гидродомкратов между конструкцией и затяжкой; установка гидродомкратов под затяжкой; затяжка гаек; стягивание муфт; стягивание болтов; стягивание хомутов; натяжение болтами; подклинка пластин-клиньев.

Выводы и направление дальнейших исследований: Обоснован и предложен метод производства работ по усилению конструкций ГТЗ и С. Результаты представляют интерес и нуждаются в дальнейших исследованиях.

Список литературы

1. Реконструкция и перепрофилирование производственных зданий / Д.В.Тончий. - М.: Изд-во Ассоциации строительных вузов, 2008. - 144 с.
2. Реконструкция и реставрация зданий / В.В. Федоров - Санкт-Петербург, Инфра-М, 2009. - 208 с.
3. Технология реконструкции и модернизации зданий. Учебное пособие / Г.В. Девятаева-Санкт-Петербург, Инфра-М., 2003. - 256 с.

Рукопись поступила в редакцию 27.03.12

УДК 622.261.2: 622.271.33

А.А. РОМАНЕНКО, аспирант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦЕНКА МЕТОДОВ НАБЛЮДЕНИЙ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТЫ «ЦЕНТРАЛЬНАЯ» НА УСТОЙЧИВОСТЬ СЕВЕРНОГО БОРТА КАРЬЕРА ПАО «ИнГОК»

Проведен анализ результатов наблюдений за северным бортом Ингулецкого карьера, который находится в зоне влияния ш. «Центральная». Сравнивались результаты, полученные с GNSS приемников ProMark 500 и электронного нивелира SDL – 30. Предложено дальнейшее направление исследований зон влияния шахты на устойчивость северного борта Ингулецкого карьера.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Ингулецкий карьер является одним из крупнейших железорудных карьеров Украины и темпы его отработки остаются очень высокими, а актуальность проблемы оценки состояния бортов карьера становится все более важным заданием, которое усложняется подработкой шахтных выработок, отработанной ш. «Центральная», часть которых попадает в карьерное поле Ингулецкого месторождения. Эти выработки находятся в районе северного борта карьера, часть из них уже была вскрыта горными работами, ведущимися в карьере.

Актуальность темы. На протяжении долгого времени вопрос наблюдения и оценки как методов, так и способов наблюдения за шахтными выработками остается полностью не раскрытым и требует дальнейших исследований. С возникновением все более глубоких карьеров и попадания их в зоны влияния шахтных выработок, возрастает степень риска, связанная, с возникновением оползней и выходом воронок.

Реализация такого риска может привести к большим затратам на восстановительные работы и к возможным жертвам среди работников предприятия.

Анализ исследований и публикаций. Вопросом об оценке влияния шахтных выработок на земную поверхность и построением зон деформаций занимались многие ученые, но, как известно, для каждого месторождения существуют свои особенности.

В настоящее время предложено довольно много способов для оценки состояния массива и методик проведения наблюдений. Из наиболее новых следует отметить работы Панжина А.А. В его работах, где он описывает работы в которых применялись GPS-технологии с последующим анализом результатов измерений, их достоинства и недостатки.

Постановка задачи. Определение влияния выработок ш. «Центральная» на устойчивость северного борта Ингулецкого карьера в данный момент является одной из самых актуальных задач, стоящих перед работниками службы по наблюдению за сдвижением и деформациями на горизонтах карьера и ярусах отвалов.

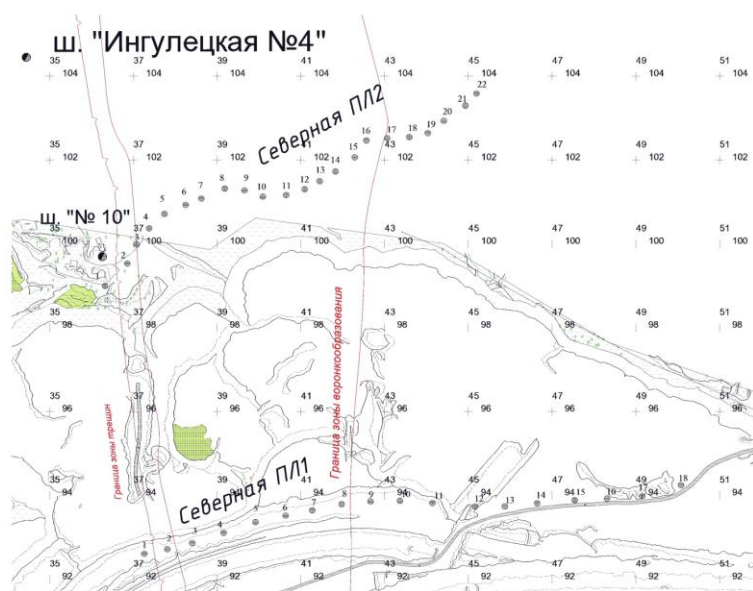
С научной точки зрения эта задача будет ставиться следующим образом: оценка методов произведенных наблюдений и выявление наиболее активных зон влияния шахты.

Изложение материала и результаты. На территории шахты «Центральная» проявлялась действие трех тектонических фаз, которые вызвали образование как пликативных, так и дизъюнктивных структур. Блочная структура месторождения обуславливается большим количеством разрывных нарушений, среди которых особенно большую роль играют продольные и поперечные смещения. Первые протягиваются, в основном, по простиранию синклинали косо под очень острым углом. Эти смещения нарушают синклинальную форму залегания пород, придавая чешуйчатое строение Лихмановской полосе. Поперечное смещение типа сбросов разбивают синклиналь на отдельные блоки с различной вертикальной амплитудой перемещения, что собственно и обуславливает блочное строение месторождения.

В пределах охранной зоны образована мощная зона обрушенных пород от разработки шахты «Центральная». Здесь же находятся участки интенсивно выщелоченных железистых кварцитов пятого железистого горизонта, представление проявлениями спикюлярита и зон маршалитизации. Эти участки имеют низкие физико-механические свойства, при насыщении водой могут обладать плавучими свойствами.

В связи с этим с ноября 2011 г. было начато создание наблюдательной станции «Северная», которая будет включать в себя 6 наблюдательных линий. На данный момент разбиты 2 наблюдательные линии. Первая профильная линия «Северная ПЛ1» (рис. 1) расположена на верхнем горизонте северного борта Ингулецкого карьера, а вторая «Северная ПЛ 2» начинается вблизи ствола ш. «№10» и располагается севернее линии «Северная ПЛ1».

На рис. 1 показано расположение выработок ш. «Центральная», часть которых уже вскрыта карьером. Наблюдательная линия «Северная ПЛ1» была создана 02.11.11. Она состоит из 18 реперов, которые располагаются вдоль гор. +70, расстояние между реперами составляет 40 м, в некоторых местах имеет большой перепад высот, что делает невозможным провести наблюдения с помощью электронного нивелира. Наблюдения ведутся с использованием комплекта из 7 GNSS приемников



марки ProMark 500, каждый из которых имеет возможность работы с тремя спутниковыми системами: GLONASS, SBAS, GPS. Также хотелось бы отметить, что спутники SBAS служат лишь для ускорения позиционирования приемника в поле, но никак не предназначены для высокоточных наблюдений в режиме долговременной статике. Спутники созвездия GLONASS используются, в основном, для сокращения времени стояния на одной точке с 30 до 20 мин. Они выступают поддержкой для спутников системы GPS, на которые опирается измерения в режиме длительной статике. Время наблюдений для данного режима составляет 20 мин на каждой рабочей точке. По данной линии было выполнено 4 серии наблюдений.

Время наблюдений для данного режима составляет 20 мин на каждой рабочей точке. По данной линии было выполнено 4 серии наблюдений.

Линия «Северная ПЛ2» насчитывает 22 репера, по которым ведутся наблюдения как с использованием GNSS приемников, так и электронного нивелира, поскольку на всем протяжении по этой линии нет больших перепадов высот между реперами. Всего произведено 2 серии GNSS наблюдений и 2 серии наблюдений с помощью высокоточного электронного нивелира SDL-30.

Для оценки деформационных процессов по линии «Северная ПЛ1» используются результаты наблюдений, которые уравниваются в программе GNSS Solution, используя функцию исключения векторов, точность определения которых составила более 1 см. После проведения уравнивания погрешность определения координат точек составляет 1-2 мм, она зависит от точности собранных данных, где учитывается уровень шума, расположение спутников и т.д. Точность определения точки самим прибором составляет 3 мм в плане и 6 мм по высоте, т.е., общая точность определения координат наблюдаемого репера составляет 4-5 мм в плане и 6-8 мм по высоте.

Наблюдения на линии «Северная ПЛ1» проводились с интервалов во времени 22, 6 и 37 суток.

Смещения реперов колеблются от 0 до 21 мм, скорости при этом составили от 0,1 до 3,1 мм/сутки. Но следует учитывать, что скорость 3,1 мм/сутки появляется при интервале в 6 суток между наблюдениями. Поэтому можно сделать вывод, что короткие периоды наблюдений с использованием ProMark 500 не являются целесообразными, поскольку не получаем реальные скорости смещений, ведь погрешность проведенных измерений может составлять до 8 мм, а при периоде наблюдения в 6 суток получаем погрешность определения скорости смещения репера в $\pm 1,33$ мм/сут. Такая точность является недостаточной для того, чтобы с помощью анализа измерений получить правильную (реальную) картину движения реперов, поэтому, исходя из полученных результатов, период наблюдения лучше выбрать раз в месяц.

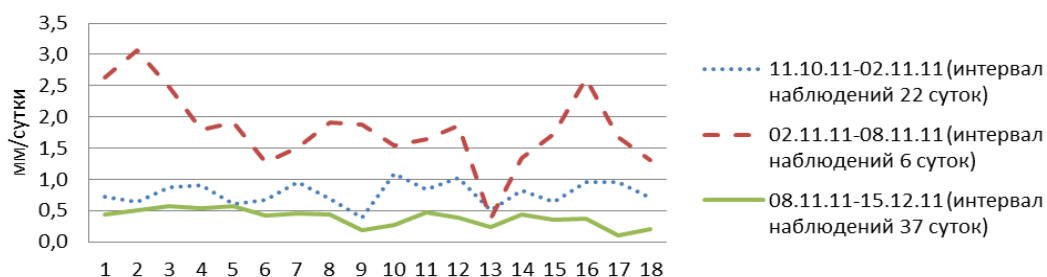


Рис. 2. Скорости смещения реперов по линии «Северная ПЛ1» при обработке результатов с одной спутниковой системы (только GPS)

На рис. 1 представлены результаты изменения скоростей смещения, обработанные с использованием двух частот L1 и L2. Решение получено для спутниковой системы GPS. Для сравнения также приведем результаты (рис. 2), полученные с обработки данных одновременно двух спутниковых систем GPS+GLONASS с одинаковыми заданными параметрами при выполнении уравнивания и отбраковке ненадежных векторов.

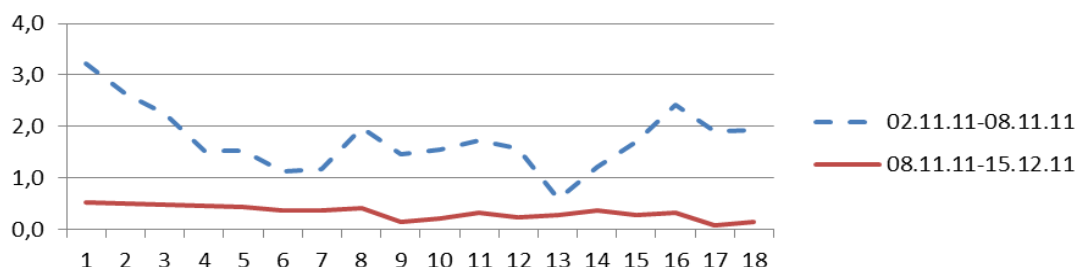


Рис. 3. Скоростей смещения реперов по линии «Северная ПЛ1» при обработке результатов одновременно с двух спутниковых систем (GPS+GLONASS)

Рано говорить, но по этим нескольким наблюдениям видно, что на линии «Северная ПЛ1» в настоящий момент наибольшую активность проявляют реперы с первого по пятый, находящиеся ближе всего к шахтным выработкам. По данным результатам нет стоит выводить зависимость влияния шахты в различных ее зонах на устойчивость развивающегося борта карьера, но как перспектива, исследования, направленные на определение этого влияния, помогут уста-

новить коефіцієнт ослаблення масива, вызваний впливом шахтних виработок и пустот отработанного пространства.

«Северная ПЛ2» немного интересней, чем предыдущая, поскольку на ней велись наблюдения двумя видами оборудования.

На этой линии произведено всего две серии наблюдений GNSS приемниками, с интервалом в 44 дня. И 2 серии наблюдений нивелиром SDL-30 с интервалом в 21 день.

По данным этих наблюдений можно сказать, что несмотря на достоинство GPS наблюдений, наиболее достоверную картину превышений дает нам электронный нивелир, но не стоит забывать, что в данном случае опорная точка находится в зоне влияния шахты. Поэтому, в случае возникновения смещения обширной площади (то есть начало процесса сдвижения или обрушения) может остаться незамеченным. GPS система позволяет вести наблюдения за реперами изолированно, поскольку базовая опорная точка располагается за зоной влияния шахты.

Выводы и направление дальнейших исследований. Наблюдения с помощью GNSS систем с короткими интервалами между сериями наблюдений не несут достаточно достоверной информации для оценки смещений реперов, поскольку точность самого прибора является для этого недостаточной, но, тем не менее, при месячном интервале наблюдений и сбора данных по 7-10 сериям можно будет вывести зависимость влияния каждой зоны на устойчивость массива. В 2012 году также планируется разбивка на юг еще нескольких краткосрочных наблюдательных линий, которые позволят оценить состояние устойчивости борта карьера и сравнить с результатами наблюдений вблизи шахтного поля. Это даст возможность оценить влияние близкого ведения горных работ на устойчивость массива.

Список литературы

1. Исследование деформирования породных массивов на больших пространственно-временных базах с использованием постоянно действующих GPS-станций. Известия ВУЗов. Горный журнал. – 2008. - № 8.
2. Фисенко Г.Л. «Устойчивость бортов карьеров и отвалов». - М.: Недра, -1965. -375 с.
3. Руководство Пользователя ProMark 500 2008г, 366с.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.12

УДК 622.013.36:553.048

В.М. СЕРКІН, інженер, ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАЛЕЖНОСТЕЙ ВЕЛИЧИНИ ОБ'ЄМУ ВІД КУТА НАХИЛУ ПЛАНОВОГО ПОЛОЖЕННЯ ПЕРЕРІЗІВ ТА ВЕЛИЧИНИ ВІДСТАНІ МІЖ НИМИ

Наведені головні етапи дослідження залежностей величини об'єму різних за конфігурацією виймальних блоків від кута нахилу планового положення перерізів та величини відстані між ними.

Успішне сучасне нарощування темпу ведення гірничих робіт, використання новітніх вимірювальних приладів, високопродуктивного обладнання та комп'ютерного забезпечення на гірничо-видобувних підприємствах України починає диктувати певні вимоги і змінювати застарілі методики, що використовувались. Не минає цих подій і маркшейдерська служба. Доступність та розвиток до належного рівня комп'ютерного забезпечення дозволив використовувати їх у достатній кількості кожним працюючим у відділі, а не як раніше лише одним або декількома окремими працівниками, при тому в останньому випадку розповсюдженою була ситуація використання одного комп'ютера по черзі. Це надало можливість автоматизувати буденні задачі, що виконуються у маркшейдерському відділі при камеральній обробці, навіть рядового маркшейдера. Серед головних проблем що необхідно вирішити є питання підрахунку та обліку об'ємів гірничих робіт при умові використання геоінформаційних систем, а саме які способи підрахунку використовувати для забезпечення необхідної точності, зручності використання і зменшення часу на виконання цих робіт.

Після огляду класичних методів підрахунку [1], що використовуються в маркшейдерській практиці приходимо до висновку, що більшість з них орієнтована на спрощення розрахунків, з метою використання їх при ручному способі обчислень. Отже постає питання створення або модернізації існуючих методів для використання їх у програмних продуктах.

В методі паралельних вертикальних перерізів, що був вибраний в якості базового для модернізації як найбільш придатний для цієї мети і до того ж доволі розповсюджений на вироб-

ництві є декілька проблемних питань. Серед яких необхідно звернути увагу на неможливість підраховувати об'єми в складних за конфігурацією виймальних блоків. Неможливо оптимально розташувати лінію перпендикулярно до котрої будують перерізи, не порушуючи при цьому умову їх паралельності, оскільки оптимальне розташування фрагментів лінії до окремих частин блоку не лежать на одній прямій. З другого боку використання однієї лінії, при умові нині дійсних відстаней між перерізами приводить до збільшення похибок при підрахунку.

Відомою є ситуація, коли в деяких випадках планове положення лінії для перерізів чітко встановлені. За таким розташуванням перерізів зручно підраховувати декілька фігур із можливістю їх постійного накопичення або виконання різних варіантів підрахунку, наприклад за різні проміжки часу. Проте завдяки цьому можливе виникнення варіантів із значною втратою точності. Головним чином похибка виникає у випадках, коли блоки або їх частини розташовані не поперек перерізів, а вздовж або під кутом близьким до цього. Оскільки при цьому між перерізами можливі вагомні зміни конфігурації контурів блока, що підраховується, а загальний об'єм частини блока між сусідніми перерізами обчислено із недопустимою похибкою.

Одним із рішень з цієї ситуації є додавання проміжних перерізів тим самим зменшуючи відстань між перерізами. Завдяки цьому похибка зменшується [2].

Грунтуючись на ці випадки висунемо припущення про використання одного довільного напрямку розташування перерізів у методі паралельних вертикальних перерізів при зменшенні до необхідного рівня відстані між сусідніми перерізами. Якщо винайти оптимальну відстань між перерізами, при використанні якої коливання об'ємів буде незначним при будь-якому напрямку розташування перерізів то етап знаходження оптимального розташування напрямку перерізів можна буде опустити для будь-якого підрахунку в межах родовища гірничовидобувного підприємства а можливо надалі і для будь-яких гірничо-видобувних підприємств. При цьому відбудеться спрощення процесу підрахунку та обліку об'ємів гірничих робіт. До недоліків цього можна віднести велику кількість перерізів отриманих в результаті і при ручному використанні робить цей метод майже неможливим при використанні на практиці. Проте з використанням його у геоінформаційних системах на сучасних ЕОМ цей недолік зникає.

Для дослідження поведінки величини об'єму від двох факторів кута нахилу планового положення перерізів та величини відстані між ними був змодельований експериментальний виймальний блок [3]. Через центр ваги блоку в площині ХУ і паралельно вісі У була проведена лінія перпендикулярно до якої окремо будувались перерізи через 20 мв. По них проводився розрахунок об'єму який складався з формування звіту, який складався з таблиці з розрахунками (табл. 1) та побудованих перерізів у відповідному масштабі (рис. 1), для можливості ручної перевірки отриманих результатів.

Таблиця 1

Розрахунок об'ємів методом паралельних вертикальних перерізів із відстанню між перерізами 20 м

Номер першого перерізу	Площа першого перерізу, м ² .	Номер другого перерізу	Площа 2-го перерізу, м ² .	Відстань між перерізами, м	Об'єм, м ³
1	0,00	2	201,77	16,87	1134,39
2	201,77	3	247,67	20,00	4486,61
3	247,67	4	223,37	20,00	4708,27
4	223,37	5	237,70	20,00	4609,96
5	237,70	6	256,99	20,00	4945,66
6	256,99	7	279,48	20,00	5363,07
7	279,48	8	256,65	20,00	5359,62
8	256,65	9	266,57	20,00	5231,91
9	266,57	10	236,68	20,00	5029,62
10	236,68	11	40,71	20,00	2503,68
11	40,71	12	0,00	6,82	92,51
Загальний об'єм					43465,31
Коефіцієнт розпушення:		1,00			
Об'єм фігури:		43465,31			



Рис. 1. Перерізи зі звіту розрахунку об'ємів методом паралельних вертикальних перерізів із відстанню між перерізами 20 м

Наступним кроком обчислимо той самий блок із відстанями між перерізами 20 м, але лінію, перпендикулярно до якої почнемо будувати перерізи розташуємо паралельно осі Х. Отримані із блок звіту за описаним раніше шаблоном результати порівняємо із попередніми. Тепер обчислимо об'єм де кут планового положення перерізів буде дорівнювати середньому із двох попередніх.

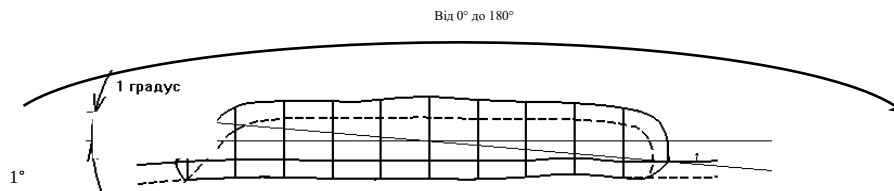


Рис. 2. Змодельований експериментальний виймальний

Аналізуючи результати попередніх розрахунків продовжимо повертати лінії перерізів в плані, але виконаємо це таким чином, щоб лінія відносно центра ваги поверталась за рухом годинникової стрілки на один градус і розрахунки повторювались. Так, доки лінія не була повернена на 180°, тим самим перебрав усі можливі варіанти підрахунку (див. рис. 2),

Спочатку обчислювались величини об'ємів при відстані між перерізами 20 м. Далі для перевірки вище описаного припущення почнемо зменшувати відстані між перерізами. Тим самим виконаємо попередні розрахунки для відстаней між перерізами 10;5;2 та 1 м.

Подальше зменшення відстаней не дало суттєвих різниць при цих величинах об'ємів, тому далі розглядатися не будуть. Завершуємо дослідження залежності обчисленням об'ємів при відстанях між перерізами 1 м.

Оскільки для кожного підрахунку формувався звіт, що містить у собі таблицю із даними номерів перерізів їх площ та об'ємів ділянок між двома перерізами.

За даними яких було побудовано графіки залежностей. Які вказують на те, що кут нахилу перерізів перестає грати істотну роль при зменшенні відстаней між перерізами до оптимального значення. Наприклад для вибраного блоку доцільно використовувати відстань між перерізами, що дорівнює один метр. Переконались в цьому можна навіть візуально розглянувши сумісний графік залежності величини об'єму виймального блоку, що підраховується від кута лінії простягання перерізів при різних значеннях відстані між перерізами (рис. 3). Лінія 20, що відповідає залежності при відстанях між перерізами, що дорівнює 20 м має найбільшу похибку величини об'єму і не припустима для використання довільного кута. Також неприпустимі і наступні лінії що відповідають відстаням 10;5 та 2 м. Проте розглядаючи їх із попередньою спостерігається тенденція до спрямлення лінії на відмітці вірного об'єму. Лінії 1 та 2 майже не відрізняються одна від одної. Та мають майже однакове значення об'єму при всіх варіантах кута нахилу, що підтверджує наше припущення. Проте саме лінія 1 має найменше відхилення від реального об'єму і тому відстань між перерізами яка дорівнює 1 м може бути використана для довільного планового кута розташування перерізів.

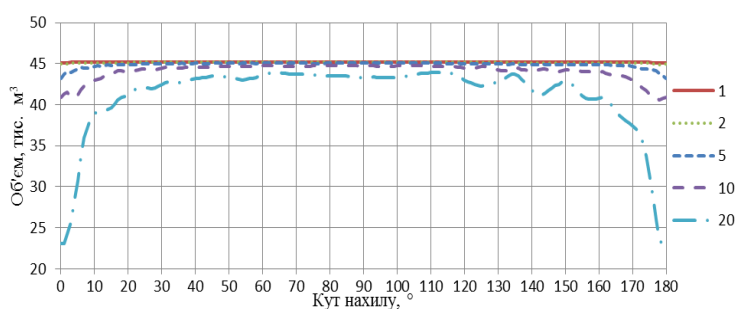


Рис. 3. Графік залежності величини об'єму виймального блоку, що підраховується від кута лінії простягання перерізів при різних значеннях відстані між перерізами. де 1 - залежність при відстані в 1 м; 2 - залежність при відстані у 2 м; 5 - залежність при відстані в 5м; 10 - залежність при відстані у 10 м; 20 - залежність при відстані в 20 м

Для з'ясування впливу різних конфігурацій підраховуваних фігур на точність підрахунку на практиці

на прикладі кар'єру ВАТ „Полтавський ГЗК”, вибиралися три конфігурації виймального блоку

на різних горизонтах: рівний витягнутий блок, блок з різко закругленою конфігурацією і проміжний варіант (рис. 4.). Після чого для кожного із блоків знаходився об'єм при різних значеннях відстані між перерізами та різного кута лінії простягання перерізів [3].

Оскільки результати прямої конфігурації блоку вагомо не відрізнялися від результатів попереднього блоку створеного для дослідження величини об'єму від впливу планового розташування перерізів та відстаней між ними, тому детальніше зупинімося на круглої та випуклої конфігураціях виймальних блоків.

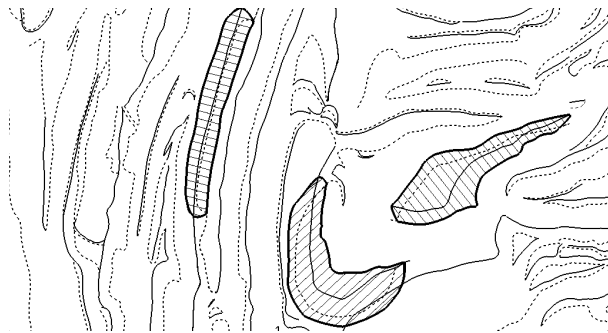


Рис. 4. Різноманітні по конфігурації виймальні блоки з перетинами для підрахунку об'ємів

Для круглої конфігурації виймального блока, за раніше описаною методикою також були отримані результати які були зведені в таблицю з метою наступного порівняння схожих даних та їх статистичного аналізу для визначення та оцінки точності проведених досліджень. Аналогічні дії виконаємо і для блоку з випуклою конфігурацією. Для порівняння результатів отриманих за різними конфігураціями виймальних блоків, що підраховуються були побудовані наступні графіки (рис. 5,6)

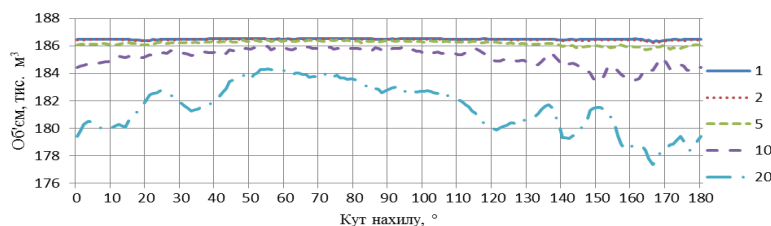
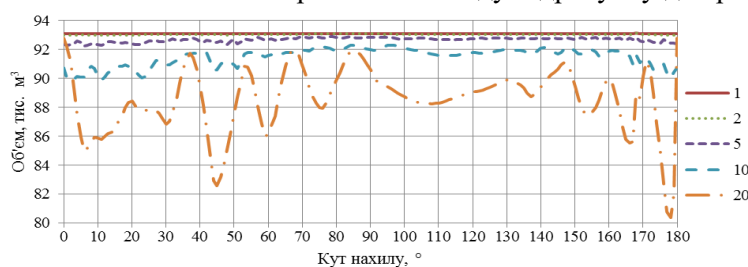


Рис. 5. Графік залежності величини об'єму виймального блоку круглої конфігурації, що підраховується від кута лінії простягання перерізів при різних значеннях відстані між перерізами

ристання довільного напрямку розташування перерізів в плані, та підтверджуємо припущення стосовно можливості використання методу підрахунку для різних конфігурацій блоків, що підраховуються.



З аналізу побудованих графіків приходимо до попереднього висновку про використання методу підрахунку для різних конфігурацій блоків, що підраховуються.

Рис. 6. Графік залежності величини об'єму виймального блоку витягнутої конфігурації, що підраховується від кута лінії простягання перерізів при різних значеннях відстані між перерізами

Схожі дослідження були виконані і на інших кар'єрах України, які підтвердили попередні результати. Отже, можна сформулювати такі **висновки**:

1. При зменшенні відстані між перерізами до оптимального значення можна використовувати довільний напрям планового розташування перерізів.
2. Для зручності використання і вибору єдиного напрямку, а також для усунення непорозуміння при виборі різних напрямів пропонується використовувати північний напрям.

Список літератури

1. Инструкция по производству маркшейдерских работ/ Министерство угольной промышленности СССР, Всесоюзный научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела. - М.: Недра, 1987. - 240 с.
2. Шолох М.В., Серкін В.М. Оптимальне розміщення перерізів для автоматизованого методу підрахунку балансових запасів// Вісник КТУ. - Вип. 13. - Кривий Ріг, 2006. - С. 46-48.
3. Шолох М.В., Серкін В.М. Эффективный метод подсчета объемов горных работ в цифровой модели карьера на примере Полтавского ГОКа // Вісник КТУ. - Вип. 17. - Кривий Ріг: КТУ, 2007.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 622.34: 658.562

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., О.Л. ТОПЧІЙ
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОСОБЛИВОСТІ ФОРМУВАННЯ ЯКОСТІ РУДНОЇ СИРОВИНИ ГІРНИЧОВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Розглянуто питання формування якості рудної сировини гірничо-видобувних підприємств, а також всієї сукупності факторів, що впливають на процес формування якості рудної сировини і визначальний її рівень. Наведена схема трансформації якості рудної сировини на гірничо-збагачувальному комбінаті.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Випуск високоякісної залізорудної продукції в переробній галузі значною мірою залежить від якості рудної сировини, що споживається. Чим вище якість рудної сировини, тим менша величина безповоротно-супільної праці, що витрачається, і навпаки. При використанні рудної сировини низької якості, при рівних витратах праці, одній і тій же техніці, технології і кваліфікації працівників, залізорудна готова продукція, яка випускається має більш низьку якість, техніко-економічні показники виробництва і споживання, чим залізорудна готова продукція, яка виготовлена з більш якісної рудної сировини. Тому одним з основних питань проблеми підвищення якості залізорудної готової продукції є вивчення факторів, які формують якість, і взаємодія між ними. Оцінити ступінь впливу на якість залізорудної готової продукції кожного фактора окремо не завжди можливо або досить важко, що зумовлює необхідність вивчення впливу групи факторів, а не кожного фактора окремо.

Всю сукупність факторів, що впливають на процес формування якості рудної сировини і визначальний її рівень, можна підрозділити виходячи з того, до якого моменту основних умов виробництва (предмет праці, засобу праці, праця) вони належать, на наступні групи: природні (предмет праці), технічні (знаряддя праці), технологічні, економічні, соціально-економічні.

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, А. М. Марголіна, П. О. Рижова, І. Д. Савинського, В. І. Смірнова, І. Н. Ушакова, І. І. Фінаревського, О. В. Назаренка, а також закордонних вчених М. Да-вида, У. Крамбейна, Д. Криге, А. Марешаля, Ж. Матерона, В. Немеца, Ж.-М. Ренду та ін. При наявності ефективних розробок окремих питань дотепер, однак, відсутні комплексні дослідження, що спрямовані на створення теорії, методів і технології інформаційного маркшейдерсько-геологічного забезпечення управління якістю рудної сировини, що видобувають.

Постановка завдання. Названа проблема 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 формування і складність управління якістю руд, вибору раціонального комплексу математичних методів вирішення завдань і побудови ефективної системи обробки масивів інформації з використанням комп'ютерних технологій.

Викладення матеріалу та результати. Звичайно руди балансових запасів корисних копалин представляють собою складні мінеральні агрегати, які складаються з суміші рудних і нерудних мінералів - кремнезему, глинозему, вапна, магнезії 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 гірничо-видобувного підприємства, 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. Схема трансформації якості рудної сировини на гірничо-збагачувальному комбінаті наведена на рис. 1.

Морально або фізично застаріле обладнання, недосконала технологія і організація виробництва не можуть забезпечити випуск високоякісної готової продукції (концентрат, агломерат, окатиші). Тому на процес формування якості рудної сировини на гірничовидобувному підприємстві впливають наступні фактори: тип видобувного, транспортного і подрібнюючо-збагачувального устаткування, їхні характеристики і робочі параметри; прийнята система розробки і організація гірничих робіт; прийнята технологія збагачення; методи і способи рудопідготовки і стабілізації якості рудної сировини.

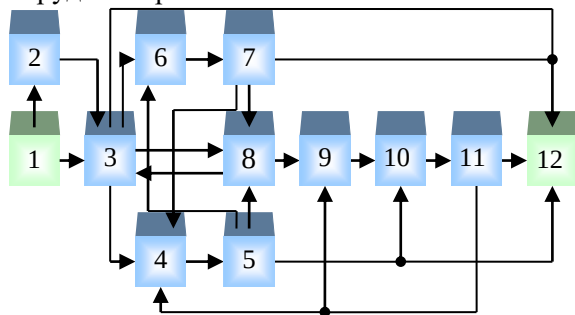


Рис. 1. Схема трансформації якості рудної сировини: 1,2,3 - якість рудної сировини, відповідно в масиві рудного тіла (природна якість), відбитого (розпушеного буровидобувними роботами і механічним способом), у транспортних ємностях; 4,6,8,10 - якість рудної сировини відповідно на входах накопичувально-перевантажувально-усереднюючих ємностей, подрібнюючо-сортирувальної фабрики, збагачувальної фабрики, агломераційної фабрики; 5,7,9,11 - якість рудної сировини відповідно на входах накопичувально-перевантажувально-усереднюючих ємностей, подрібнюючо-сортирувальної фабрики, агломераційної фабрики; 12 - якість готової продукції

Основним і визначальним моментом у формуванні якості рудної сировини є виробничий процес, у якому, об'єднуючись воедино, предмет праці, знаряддя праці і робоча сила створюють, в остаточному підсумку, споживчі властивості рудної сировини, які визначають її якість. Якість виробничого процесу залежить від якості рудної сировини, устаткування, яке застосовується і його параметрів, кваліфікації працівників, якості управління, що забезпечує раціональну взаємодію між елементами процесу виробництва, стабільності, стійкості і економічності виробничого процесу.

Наявність високоякісної рудної сировини, засобів праці і висококваліфікованої робочої сили ще не означає, що виготовлена продукція буде високої якості, тому що через неправильне технічне і організаційне управління якістю продукції, яка випускається не буде відповідати технічним можливостям.

Існуюча практика управління якістю рудної сировини зводиться в основному до здійснення розрізнених, не пов'язаних між собою в єдину систему заходів щодо поліпшення її якості. Для створення системи управління якістю рудної сировини і здійснення цілеспрямованого впливу на процес формування якості продукції необхідно розробити певну програму дій, основними положеннями якої повинні бути: мета, яку необхідно досягти, і заходи, які необхідно розробити і впровадити; методика оцінки досягнутих результатів; заходи щодо забезпечення стійкості досягнутих результатів і подальшого прогресу.

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.

Таким чином, основою і умовою ефективної дії системи управління якістю рудної сировини є наявність ефективного оперативного зворотнього зв'язку між якістю, що споживається і

видобувається завдяки якому можливе забезпечення коригувального впливу на хід технологічного процесу з метою виготовлення продукції необхідної якості.

Необхідною умовою нормального функціонування системи управління якістю 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. При управлінні якістю рудної сировини необхідно використати як зовнішню, так і внутрішню інформацію.

Зовнішня інформація представляє собою дані про потреби в рудній сировині певного рівня якості, про фактичний рівень якості рудної сировини, що проявляється в умовах її споживання з даним показником виробничої якості, а також дані про споживання рудної сировини.

Внутрішня інформація представляє собою дані про якість вихідної рудної сировини, відхиленнях умов виробництва при виготовленні продукції, відхиленнях показників якості рудної сировини від заданого рівня, що виникають у процесі її видобування, а також дані про витрати, які пов'язані з ліквідацією відхилень від заданого рівня якості.

Оскільки в даній системі взаємодія її складових частин не може бути точно визначена, оскільки система управління якістю є ймовірнісною, а не детермінованою. Для даної системи можна з більшим або меншим ступенем ймовірності встановити її поведінку в будь-яких заданих умовах.

Особливу увагу при створенні системи управління варто звертати на те, щоб діяльністю по управлінню якістю були охоплені всі ланки підприємства, що забезпечить концентрування зусиль усього колективу підприємства на поліпшення якості рудної сировини, яка видобувається. При цьому безпосереднє залучення керівництва підприємства до вирішення проблеми якості рудної сировини забезпечить керівникам служби якості більшу підтримку з їх боку.

Представляється доцільним вести роботи з управління якістю, які спрямовані на безпосереднє забезпечення високої якості рудної сировини, і роботи, що спрямовані на вдосконалення структури управління підприємством і приведення її у відповідність із системою управління якістю рудної сировини.

Особливе місце в управлінні якістю рудної сировини, а отже, і в її формуванні займає контроль якості. Існуюча система контролю якості практично тільки констатує факт відповідності або невідповідності якості уже готової продукції (концентрат, агломерат, окатиші) необхідному рівню якості. Контроль якості рудної сировини ефективний тільки тоді, коли він ґрунтується на попередженні випуску недоброякісної готової продукції, а не на усуненні недоліків продукції, які виготовляється. З огляду на особливості гірничого виробництва, організація контролюючої служби на гірничих підприємствах, відповідно до ищенаведеного положення, дуже ефективна тому, що усунення браку пов'язане зі значними труднощами і витратами. Отже, існує необхідність організації контролю якості виготовлення продукції в ході виробництва. Поряд зі здійсненням контролю ходу виробництва спеціальним управляючим апаратом необхідно впроваджувати самоконтроль якості, тобто в ході виготовлення робітник виконує контроль якості продукції і на основі аналізу отриманих даних ухвалює рішення щодо необхідних дій по підтримці характеристик виробничої якості на певному рівні або в заданих межах.

Підвищуючи якість виробничого процесу з погляду його технологічного і організаційного змісту, не можна втрачати економічну сторону процесу, тому що, забезпечуючи високий рівень зазначених властивостей (технологічних та організаційних), можна перевершити економічно обґрунтовані розміри капітальних вкладень і поточних витрат, що спричинить значне зростання собівартості і зниження рентабельності роботи підприємства. Отже, підвищення якості рудної сировини має сенс до визначеного, економічно доцільного рівня, тому що, процес формування якості рудної сировини піддається впливу економічних факторів, до яких належать собівартість видобування і перероблення рудної сировини, собівартість кінцевої продукції гірничозбагачувального комбінату, витрати на споживання рудної сировини даного рівня якості, ціни на рудну сировину, що існують, тощо.

Основними задачами, вирішення яких забезпечує формування необхідної якості рудної сировини і ефективне управління нею на різних етапах видобування і перероблення, є: розробка науково обґрунтованих вимог до якості рудної сировини; визначення економічно обґрунтованих рівнів якості, у тому числі вмісту корисного компонента в рудній сировині і припустимі

межі його коливання; удосконалювання цін на продукцію гірничо-збагачувальних підприємств, які стимулюють підвищення якості рудної сировини і зменшення коливання вмісту корисного компонента в рудній сировині; удосконалювання методів, техніки і технології оперативного опробування і контролю якості рудної сировини в свердловинах, видобувних забоях, шахт, кар'єрів, на складах і у технологічних ланцюгах і апаратах збагачувальних фабрик; створення якісно-технологічних карт родовищ корисних копалин, які є інформаційною базою планування розвитку гірничих робіт; розробка методів планування і управління якістю рудної сировини при видобуванні, транспортуванні, складуванні і переробленні на основі застосування сучасних досягнень науки про управління з використанням технічних засобів отримання, передачі інформації і комп'ютерних технологій; удосконалювання техніки і технології буро-вибухових робіт, які забезпечують за рахунок підвищення інтенсивності подрібнення поліпшення якості і стабілізацію гранулометричної складової рудної сировини; удосконалювання технології і організації усереднення рудної сировини на етапах видобування, транспортування, складування і перероблення; створення техніки для формування і розвантаження усереднювальних складів, які забезпечують ефективне усереднення рудної сировини з необхідними якісно-технологічними показниками; розробка методів, алгоритмів і створення надійних і ефективних технічних засобів оперативного управління технологічними процесами гірничо-збагачувальних підприємств на основі використання комп'ютерних технологій; створення на гірничо-видобувних підприємствах служб контролювання і управління якістю рудної сировини, наділених адміністративними повноваженнями для здійснення управління роботами по забезпеченню необхідної якості рудної сировини, вирішення оперативних задач контролювання і управління якістю.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Вирішення більшості з перерахованих задач можливо тільки з застосуванням комп'ютерних технологій, що дозволяє вирішувати як організаційні задачі, так і основні завдання управління технологічними процесами. 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. Бастан П. П., Азбель Е. И., Ключкин Е. И. Теория и практика усреднения руд. М., Недра, 1979.
2. Гостев В. И. Методы управления качеством продукции. Крупносерийное и массовое производство. М., Машиностроение, 1980.
3. 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.
4. Ломоносов Г. Г. Формирование качества руд при открытой добыче. М., Недра, 1975.
5. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.

Рукопись поступила в редакцию 30.03.12

УДК 621.311.22

ГЕНЧО ПАНИЧАРОВ^{*}, канд. техн. наук, инж., Варненский свободный университет (Болгария)
О.Г. МОВЧАН, канд. хим. наук, доц., ГВУЗ» Криворожский национальный университет»

РЕНОВАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ ТЭС НА ОСНОВЕ СТРОИТЕЛЬСТВА ГИБРИДНЫХ МОДУЛЕЙ

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Старение энергетического оборудования, срок службы которого рассчитан не менее чем на 40 лет, – вполне естественный процесс. Грамотные эксплуатация и техническое обслуживание позволяют обеспечить его нормальное технологическое состояние в течение этого срока. Тем не менее, несмотря на то, что теплоэнергетика является очень инерционной отраслью промышленности, энергетическое оборудование постоянно совершенствуется. Это приводит к «моральному» старению: устаревший объект имеет существенно больший расход топлива на выработку электроэнергии, худшие показатели экологических нормативов, надежности и меньшую маневренность, чем усовершенствованные энергоблоки.

^{*} © Генчо Паничаров, Мовчан О.Г., 2012

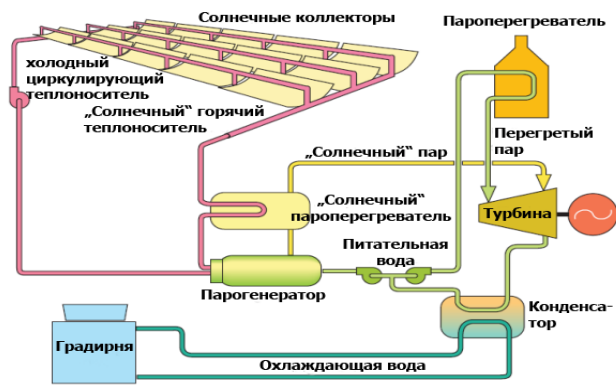


Рис. 1. Принципиальная схема реновации ТЭС на основе гибридных модулей

Энергетические стратегии развитых стран обязательно включают увеличение производства электроэнергии ветро-энергетическими и соляными парками. Но основная цель теплоэлектрической станции является производство электроэнергии при максимальной экономической и экологической эффективности. Основная проблема производства «зеле-

ной» электроэнергии связана с тем, что ветер и солнце не могут гарантировать постоянную мощность, а потребители энергии требуют постоянного энергоснабжения.

В связи с этим энергия ВЭИ может занимать только ограниченную часть энергетического баланса страны в зависимости от наличия резервных мощностей, способных быстро компенсировать флуктуации генерирования электроэнергии ВЭИ[1].

Подходящей технологией реновации производства электроэнергии на ТЭС является трансформирование термической энергии Солнца в электрическую энергию.

При этой технологии солнечная энергия не трансформируется в электрическую через фотовольтаические системы, а с помощью зеркальных систем большой площади концентрируется в зоне с минимальной площадью, где происходит перегрев теплоносителя до высоких температур[2]. Таким образом общим в технологии производства электроэнергии на старых и реновируемых ТЭС является генерирование высоких тепловых энергий теплоносителей (в частности - воды и пара), необходимых для эксплуатации турбогенераторных установок.

Постановка задачи. Как известно, реновируемые ТЭС генерируют перегретый пар, который подводится к паровой турбине. При таком положении необходимо осуществить промышленный дизайн централи таким образом, что технологии обоих типов электростанций свелись к применению одной турбоустановки. Это позволяет существенно снизить инвестиции, поскольку можно избежать дублирования не только основного, но и вспомогательного оборудования - насосов, задвижек, управления, защиты и т.д.

Рассмотрим несколько способов концентрации солнечных лучей и генерирования теплоты.

Параболические коллекторы. При этой технологии применяются длинные лоткообразные коллекторы, вращение которых синхронизировано с движением солнца. Они фокусируют солнечные лучи на поверхностях трубопроводов, расположенных по фокальной линии зеркал. По трубопроводу циркулирует специальный теплоноситель, который нагревается и потом в теплообменнике превращает воду в перегретый пар.

Компактные линейные френелевые рефлекторы. При этом способе плоские зеркала (или зеркала с небольшой вогнутостью) находятся на одной линии земли и фокусируют отраженных солнечных лучей на поверхностях компактных линейных френелевых рефлекторах, которые концентрируют энергию на трубных пучках, превращая воду в перегретый пар. Такая технология требует меньше инвестиций, потому, что зеркала дешевле, с элементарным позиционированием по одной оси и нет дополнительного теплообменника, а перегрев пара осуществляется непосредственно.

Коллекторы башенного типа. Это принципиально различный способ, где башня находится в середине поля с десятками тысяч плоских зеркал, с индивидуальным тридименсионным вращением, позволяющим индивидуальной ориентации каждого зеркала так, чтобы отраженные солнечные пятна всех зеркал наложились на поверхности термического коллектора, который смонтирован на энергетической башне. Концентрированная тепловая энергия всего поля достаточна для образования перегретого пара в термическом коллекторе, а впоследствии пар подводится к турбоустановке.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим некоторые аспекты технико-экономической целесообразности реновации ТЭС гибридными модулями.

По укрупненным показателям, полные капитальные затраты на строительство новой ТЭС на твердом топливе составляют 1680 Евро/кВт [5], а на строительство реновируемой ТЭС - 970

Евро/кВт [2]. Себестоимость выработанной электроэнергии для ТЭС на твердом топливе (уголь с теплотворной способностью 5500 ккал/кг и цена 85 долл/т) составляет порядка 0,038-0,055 Евро/кВт·ч, на мазуте - 0,075-0,01 Евро/кВт·ч и на газе (цена 300 долл/1000 м³) - 0,026-0,038 Евро/кВт·ч. [4]. Себестоимость выработанной электроэнергии на реновируемых ТЭС составляет 0,05-0,12 Евро/кВт·ч.[2].

Для выполнения положений Рамочной Конвенции ООН по изменению климата и Киотского протокола к ней к 2015 г. должны быть снижены на 32 % выбросы парниковых газов (источники которых являются в основном предприятия металлургии и ТЭС). Строительство очистных сооружений приводит к удорожанию производства эл. энергии на 10,7 %/кВт·ч, а удельные капитальные затраты на очистку дымовых газов ТЭС от оксидов азота и серы составляют 1,07 Евро/кВт·ч. В общем это приводит к удорожанию 1 кВт установленной мощности на 31 % [5].

Оперативные расходы персонала реновируемых ТЭС тоже снижаются, так как один и тот же руководящий и технический персонал осуществляет управление центрами. Кроме этого такой способ применимый как при проектировании и строительстве новой централи, так и при модернизации уже существующей и при этом появляется возможность эффективного использования местности около централи. Важно отметить также, что при осуществлении гибридизации ТЭС имеет место большая гибкость возможностей - способ применимый и для централи с газовой турбиной и при комбинированном цикле производства электрической и тепловой энергии и для котлов на твердом топливе, газе или мазуте. Соответственно теплоноситель реновируемой ТЭС может быть подведенным в разных точках парового цикла - к котлу, к котлу-утилизатору или к пароперегревателям - для дополнительного перегрева.

Не надо забывать, что в принципе каждая солнечная установка обязательно требует адекватной электрической мощности ТЭС, способной в реальном времени компенсировать флуктуации мощности вследствие переменным солнечным излучением. Но при реновируемой ТЭС вместо балансирования мощности двух центральных - солнечной и теплоэлектрической, чтобы поддерживать стабильности эл. системы, все сконцентрировано в одной электрической станции. Так не только идет сбережение денежных средств и энергоресурсов, но и электрическая станция легко может усвоить соответствующие ей квоты эмиссии оксидов углерода.

Как доказательство, что реновация ТЭС уже переходит из стадии проектирования в стадию реализации, укажем на четыре пилотных проектах, реализация которых началась в 2009 г. в США, Испании и Марокко институтом исследования электрической энергии EPRI[3].

ТЭС на газовом топливе с комбинированным циклом Chuck Lenzie, Невада, США.

ТЭС мощностью 1102 МВт расположена в штате Невада, недалеко от Лас Вегаса. В паровом цикле централи подается перегретый пар солнечных коллекторов, а балансирование флуктуации мощности компенсируется сжиганием газа. Цель системного оператора - использовать максимальное время солнцестояния в штате.

ТЭС на твердом топливе (уголь) и перегретый пар от компактных линейных френелевых рефлекторах Escalante Generating Station, США. ТЭС мощностью 245 МВт находится в Преуит, штат Нью-Мексико, США. Пар подается в промежуточных пароперегревателях котла.

ТЭС PS2 Abengoa La Mancha. ТЭС на газовом топливе и гибридный модуль башенного типа Abengoa La Mancha находится неподалеку от Кастильи, Испания в городке Suidad Real, ее мощность составляет 2×50 МВт. Работает вместе с ТЭС мощностью 110 МВт.

ТЭС Abengoa Morocco. ТЭС, сочетающая тепловой электростанции на газовом топливе и солнечной электростанции башенного типа. Находится в городке Aim Beni Mathar, Марокко. Ее проектная мощность составляет 470 МВт. Работает с мая 2011 г.

Выводы. К преимуществам реновации ТЭС следует отнести:

- снижение потребления дорогих топлив;
- снижение эмиссии парниковых газов;
- снижение инвестиционных затрат на достижения экологических норм;
- снижение себестоимости выработанной электроэнергии;
- снижение себестоимости строительства новых мощностей;
- возможности инвестирования от специализированных фондов внедрения ВЭИ.
- повышение независимости энергопроизводства от импорта топлив.

Недостатки реновации ТЭС:

географическое положение и климатические факторы, влияющие на солнечное излучение; необходимость конструктивных изменений теплоэлектростанции; экономическая нецелесообразность строительства в регионах с дешевым топливом (газом).

В заключение необходимо указать, что реновация теплоэлектрических станции на базе строительства гибридных модулей не являются универсальным ключом для решения экологических проблем энергопроизводства. В то же время они могут найти своего места для достижения большой цели энергетики - экологическое и надежное производство электроэнергии.

Список литературы

1. **Стребков Д.С.**, академик РАСХН. Будущее солнечной энергии. М., 05.11.2011.
2. Integrating solar, conventional energy resources By Thomas F Armistead, Consulting COMBINED CYCLE JOURNAL, Second Quarter 2010.
3. EPRI Solar ThermalHybrid Demonstration Project at a Natural Gas Combined-Cycle 3420 Hillview Avenue, Palo Alto, California 94304-1338 PO Box 10412.
4. **Нигматулин Б.И.** О стоимости электроэнергии угольных ТЭС для потребителей России, Германии и США. М, 2010.
5. **Кочуров Е. Л., Рубиновский А. В.** Энергообследование и ТЭО строительства ТЭЦ. Наш опыт.- В кн.: Сб. докладов X Международного симпозиума "Энергоресурсоэффективность и энергосбережение". Ч. 1, декабрь 2010.

Рукопись поступила в редакцию 19.01.12

УДК 721.001.63

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф., В.В. АБЛЕЦ, канд. геол.-мин. наук,
ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СОБЛЮДЕНИЕ НАИБОЛЕЕ ОБЩИХ ПРИНЦИПОВ

Рассмотрен процесс разработки проектной документации для строительства с точки зрения соблюдения общих принципов. Актуализированы и дополнены известные принципы проектирования. Составлен перечень наиболее важных принципов проектирования, обеспечивающих высокое качество проектной документации.

Проблема и ее связь с научными задачами. Выполнение проектных работ является важным элементом и первым этапом создания предприятий, зданий и сооружений (далее - объектов). Проектировщики являются первыми творцами прообразов (мыслительных конструкций) различных объектов в текстовой или графической форме, на бумаге или в электронном виде.

Проектирование отлично от науки и от инженерии. Знания для проектирования - это только средства. С их помощью (на основе описаний прототипов, функций, конструкций, соотношений, норм и т.п.) проектировщик, с одной стороны, создает «предписания» для изготовления объекта в материале (проект как система предписаний). С другой - описывает строение, функционирование и внешний или внутренний вид объекта, добиваясь чтобы его структура удовлетворяла требованиям заказчика и принципам проектирования (проект как модель создаваемого объекта) [1].

Творческий процесс проектирования захватывает различные функциональные составляющие объектов, их внутреннее и внешнее строение. При этом процедура выполнения (технология) проектных работ, как и всякая технология, подлежит определенному регламентированию. Это регламентирование может рассматриваться с различных позиций. Например, разработка проектной документации должна выполняться в рамках действующих законодательства и нормативных документов. С другой стороны, проектирование можно рассматривать с точки зрения процессного подхода в рамках системы качества ISO или других систем качества. Мы бы хотели процедуру проектного создания объектов рассмотреть, как это ни громко звучит, с позиции наиболее общих принципов, близких к философским. Соблюдение этих принципов, на наш взгляд, является одной из важных основ реализации проектирования как такового. Очевидно, что качеством и полнотой охвата структуры, связей и особенностей функционирования планируемых объектов в проектной документации в значительной мере определяются свойства и успешность реальных объектов в будущем.

Анализ исследований и публикаций. В 1974 г. в институте «Кривбасспроект» главным специалистом горного отдела В.Д. Зябровым была разработана тема «Методология проектирования, научные принципы и научные методы проектирования» [2]. Тема разработана на основе материалов лекций, прочитанных в Институте повышения квалификации руководящих работ-

ников и специалистов при Главпроекте МЧМ СССР в январе-феврале 1971 г. проф. Н.И. Коробовым [3]. Этот документ представляет определенный практический интерес для сегодняшней практики проектирования.

С точки зрения философии [1] для традиционного проектирования характерны следующие наиболее общие принципы:

независимости (материальная реализация проекта не меняет природу и ее законы) (авторы данной статьи считают, что материальная реализация проекта меняет природу);

реализуемости (по проекту в существующем производстве можно изготовить соответствующее проекту изделие - вещь, сооружение, систему и т.п.);

соответствия (в проектируемом объекте можно выделить, описать, разработать процессы функционирования и морфологические единицы и поставить их в соответствие друг другу);

завершенности (хотя почти любой проект может быть улучшен во многих отношениях, т.е. оптимизирован, в целом, тем не менее, он удовлетворяет основным требованиям, предъявленным к нему и его реализации заказчиком);

конструктивной целостности (проектируемый объект решается в существующей технологии);

оптимальности (проектировщик стремится к оптимальным решениям).

Как уже отмечено, проектирование характеризуется двумя моментами: идеальным характером действия и его нацеленностью на появление (образование) чего-либо в будущем. Эти две характеристики отличают проектирование как таковое от других широких типов деятельности, например, от исследования. В принципах проектирования выделяются два взаимосвязанных слоя: онтологический (слой видения и понимания) и организационно-деятельностный (слой действия и его организации). Любые преобразования осуществляются сперва в мыслительной имитации и лишь затем в действии [4].

Постановка задачи. Нашей задачей явилось актуализировать и дополнить принципы проектирования, проанализированные в материалах [2], сопроводив их конкретными примерами из практики проектирования и отбросив идеологическую составляющую.

Изложение материала и результаты. Анализируемые ниже принципы проектирования не претендуют на окончательно оформленный вид. Положения многих принципов являются в какой-то мере повторением содержания других. Некоторые из них в полной мере не раскрыты и требуют самостоятельного более детального изложения. Кроме того, принципы имеют разную степень обобщенности. Если одни из них явно можно отнести к философским, то другие имеют большее отношение к непосредственной практике проектных работ.

По нашему мнению, наиболее важным принципом проектирования есть принцип комплексности проектных решений. Несоблюдение этого принципа ведет к наибольшему количеству существенных несоответствий и ошибок в проектной документации.

Проектные решения по отдельным частям проектируемого объекта должны быть взаимосвязаны и должны составлять единый комплекс проекта.

Проектные решения делятся на простые (единичные) и сложные (общие). Сложные решения включают простые решения. Каждое простое решение существует в связи со сложным.

Решение может быть общим в одном отношении и единичным в другом.

Всякое проектное решение, как простое, должно рассматриваться на фоне сложного (проект предприятия - на фоне отрасли, проект цеха - на фоне предприятия и т.п.).

Всякое проектное решение, как простое, должно рассматриваться во взаимной связи с другими решениями, входящими в состав сложного. Наиболее распространенной ошибкой в проектах является нестыковка различных простых составляющих из-за их различных свойств, в частности, различных свойств пограничных узлов, соединяющих подсистемы. Разные подсистемы должны быть адаптированы друг к другу, иметь возможность осуществлять связи друг с другом (принцип соответствия по [1]).

Всякое проектное решение, как сложное, должно содержать в себе наиболее целесообразный комплекс простых решений.

Во всяком сложном проектном решении могут быть определены одно или несколько простых решений, которые определяют характер развития всего сложного проектного решения.

Принцип объективности. Любое проектное решение должно исходить из того, что проектируемые объекты будут объективно существовать, а проектирование - начальный «документальный» этап их строительства. Проектируемые объекты будут «помещены» в реально суще-

ствующую многокомпонентную среду со своими связями и развитием, они будут связаны с этой средой большим количеством связей разного содержания и ранга (здесь можно выделить *принцип связи с окружающей средой*). Принцип объективности не допускает субъективного подхода и волюнтаризма в разработке проектных решений без учета фактов, касающихся проектируемого объекта и среды, в которой он размещается.

В свете соблюдения принципа объективности необходимо отметить, что наименования проектируемых объектов и проектной документации должны в полной мере отражать их объективную суть, быть понятными и однозначными.

Принцип перспективности. В проектных решениях необходимо учитывать возможность в будущем развития и совершенствования проектируемых объектов, повышения качества продукции и производительности труда, увеличения выпуска продукции и изменения его состава, возможность перехода на другие виды сырья, а также территориального расширения объекта. В конструкциях агрегатов и оборудования необходимо предусматривать целесообразные запасы прочности и мощности, конструктивные особенности, необходимые для дальнейшей интенсификации (модернизации) производства. Кроме того, важно учитывать изменения, которые будут происходить в среде, окружающей проектируемый объект.

В проектировании и развитии объектов горнорудного комплекса, в частности, железорудных предприятий Кривбасса, принцип перспективности проявляется наиболее ярко. Разработка (открытая и подземная) и переработка полезных ископаемых связаны с постоянным изменением (расширением) границ и объемов выемки полезного ископаемого и вмещающих горных пород, ростом глубины и площади карьеров, углубкой и расширением шахтных горизонтов, развитием зон сдвижения от подземных горных работ, развитием отвального хозяйства, постоянным расширением хвостохранилищ. Актуальным является перспективный переход к разработке и переработке новых типов руд, а также переход на комбинированные (открыто-подземные) схемы разработки. Горнорудные предприятия, как никакие другие, изменяют во времени свои технологические и пространственные характеристики, а также производительность.

В развитие принципа перспективности можно выделить *принцип жизненного цикла* проектируемого объекта. При проектировании крупномасштабных объектов, особенно таких, как горнорудные предприятия, необходимо рассматривать последовательные этапы их существования: период строительства, период эксплуатации (развития), период снижения мощности, период ликвидации (перепрофилирования) объекта и реабилитации окружающей среды, послеликвидационный период.

Принцип ретроспективности. С позиций изменений во времени, в дополнение к принципу перспективности мы выделяем новый принцип проектирования - *принцип ретроспективности* - при проектировании объектов необходимо учитывать ситуацию, которая сложилась на территории проектирования до начала проектирования.

Принцип ретроспективности можно разделить на несколько других. Например, можно выделить природную составляющую, которая сложилась на территории размещения планируемых объектов, и техногенную - выделить условия, сформированные человеческой деятельностью. Планирование объектов может происходить на «целинных» землях с мало измененной природной средой (но порой с весьма сложными инженерно-геологическими и другими условиями). Но чаще всего проектирование и строительство объектов осуществляется на уже затронутых деятельностью человека территориях. Особой разновидностью проектирования (строительства) в последнем случае является реконструкция существующих объектов.

Природные особенности конкретной территории (климатические, инженерно-геологические и другие) определяют характер планировочных и строительных решений, режим работы объекта, вид и объемы использования энергетических ресурсов, характер транспорта и т.д. (*принцип территориальности* по [2]).

Важно учитывать наличие на территории проектирования объектов, так или иначе ограничивающих планируемую деятельность, таких как коммуникации, жилые зоны, охраняемые природные объекты, объекты историко-архитектурного наследия, объекты жизнеобеспечения и их охранные зоны, зоны залегания полезных ископаемых и их разработки и т.д.

Строительство и развитие объектов может происходить на территориях, заметно затронутых деятельностью ранее существовавших или существующих объектов. Например, развитие горнорудных предприятий в Кривбассе - на площади открытых и подземных рудников дорево-

люционного, предвоенного и послевоенного периодов. Развитие новых добычных горизонтов действующих шахт происходит под уже отработанными вышележащими горизонтами. Открытые горные работы могут предусматриваться на площади развития подземных горных работ как ранее существовавших, так и современных рудников и т.д.

Принцип прогрессивности проектных решений. В проектах должен обеспечиваться наиболее высокий уровень техники и технологий с тем, чтобы на момент ввода объекта в эксплуатацию, он не уступал действующим отечественным и зарубежным аналогам.

Принцип экономичности. Проектируемые решения должны обеспечивать наибольшую экономическую эффективность проектируемых объектов. Эффективность предприятия характеризуется производством товара или услуг с наименьшими издержками. Для определения эффективности производства используются показатели производительности труда, фондоотдачи, рентабельности, прибыльности, срока окупаемости и многие другие. Экономическая эффективность планируемых объектов во многом зависит от того, насколько их продукция (услуги) соответствуют запросам рынка на определенный период времени. В рамках принципа экономичности можно выделить весьма актуальный сегодня *принцип энерго- и ресурсосбережения*.

Принцип оптимальности. Проектные решения должны быть наиболее целесообразны и гармоничны в количественных и качественных характеристиках при заданных условиях (критериях). Это может касаться самых разных сторон проектируемых объектов: их мощности и технологических особенностей, объемно-планировочных и конструктивных решений, стоимости оборудования и строительства, уровней воздействий на окружающую среду и т.д. Достижение улучшения одних характеристик объекта не должно сопровождаться абсурдным ухудшением других его характеристик. Например, увеличение мощности предприятия не должно сопровождаться существенным ухудшением качества продукции или заметным ухудшением состояния окружающей среды. Параметры планируемого объекта должны обеспечивать выполнение намеченного объема производства продукции в установленный период времени с максимально возможной экономической эффективностью.

Определение оптимальных решений должно выполняться на основе разработки и сравнения нескольких вариантов проектных решений. Многовариантность проектных решений является важным условием принятия наиболее оптимальных решений (здесь можно выделить *принцип вариантности*). Принцип оптимальности тесно связан с *принципом постепенного приближения* (см. ниже), а также с принципом экономичности.

Принцип безопасности. Проектные решения (включая разработку специальных мероприятий) должны максимально обеспечивать безопасность:

- самого проектируемого объекта от внутренних и внешних опасных факторов,
- трудящихся и других лиц, находящихся на проектируемом объекте,
- окружающей природной среды,
- окружающей техногенной среды, включая промышленные, транспортные, энергетические, сельскохозяйственные, социальные и другие объекты,
- местного населения, проживающего (находящегося) вокруг планируемого объекта.

Исходя из представленного перечня охраняемых объектов, принцип безопасности можно разделить на несколько подпринципов: безопасности проектируемого объекта, безопасности человека на проектируемом объекте, безопасности окружающей природной среды, безопасности окружающей техногенной среды, безопасности населения.

Идентификация и оценка всякого рода опасностей и соответствующих рисков [5]. должна проводиться в составе:

- технологических и архитектурно-строительных решений (в том числе противоаварийных и противопожарных);
- проектных решений по инженерной защите территорий и объектов;
- проектных решений по гражданской обороне;
- проектных решений по охране здоровья и обеспечению безопасности труда;
- идентификации потенциально опасных объектов;
- идентификации объектов повышенной опасности;
- декларации объектов повышенной опасности;
- оценки воздействий на окружающую среду;
- раздела «Охрана окружающей природной среды» (в составе градостроительной документации в соответствии с ДСТУ-Н Б Б.1.1-10:2010) [6].

В проектной документации по каждому виду опасностей должны быть разработаны мероприятия по их предотвращению или уменьшению до приемлемых уровней.

Принцип эстетичности. Проектные решения должны обеспечивать красивый и визуально комфортный внешний вид проектируемых объектов. Форма и расположение объектов должны быть выдержанными в определенном стиле, функционально оправданными и устойчивыми к влиянию времени и внешней среды. Кроме того, проектируемые объекты должны максимально гармонично вписываться в окружающий техногенный или природный ландшафт, а часто и улучшать его. Внешнее оформление мест пребывания людей, включая, рабочие места, должно оказывать по возможности благоприятное эмоциональное действие. Можно выделить принцип проектирования, который содержит элементы принципа безопасности и принципа эстетичности - *принцип комфортности*: условия среды, в которой пребывает человек на проектируемых объектах и возле них должны быть максимально благоприятными. Характеристики проектируемых объектов должны обеспечивать удобство (эргономичность) их эксплуатации, обслуживания и проведения ремонтных работ.

Принцип постепенного приближения. Чаще всего в практике проектирования невозможно однократно «в один присест» разработать полностью укомплектованную и детальную проектную документацию. Инвестиционное проектирование объекта проходит несколько последовательных стадий (чем сложнее объект, тем этих стадий больше) с постепенно растущей от стадии к стадии детальностью и достоверностью. Элементом каждой из стадий является оценка полученных результатов и выбор наиболее оптимальных вариантов (см. *принцип оптимальности*). Выбранные варианты детализируются на следующих стадиях. Происходит последовательная «утрастка», поиск, уточнение, улучшение проектных решений выбранных вариантов.

Принцип нормативности. Проектирование должно вестись с соблюдением положений документов разного уровня и разной направленности: законодательных документов, стандартов и правил, систем качества. Если перечень нормативно-правовых документов дополнить другими документами, определяющими условия и рамки проектирования, можно говорить о *принципе условий и ограничений*. К таким документам, кроме нормативно-правовых, можно отнести: градостроительные условия и ограничения, технические условия, другие условия, устанавливаемые органами власти и другими инстанциями, имеющими на это право. Для проектирования важным является соблюдение согласованных ранее стадий проекта или градостроительной документации, а также выполнение положений, установленных заданием на проектирование от заказчика проектной документации. Соблюдение принципа условий (ограничений) является весьма важным с точки зрения успешного прохождения экспертизы и согласования проекта заказчиком и местными органами власти.

В работе [2] выделен *принцип типизации* (типового проектирования), который выражается в унификации объемно-планировочных параметров и конструктивных решений зданий и сооружений массового строительства, имеющий целью: 1) создание условий для превращения строительного производства в механизированный процесс сборки и монтажа из готовых конструкций; 2) обеспечение высокого качества и сокращения сроков строительства, повышение экономической эффективности. «Типовой проект - образцовый проект, отличающийся наиболее высоким качеством проектных решений, проверенный практикой строительства и эксплуатации и подлежащий массовому применению на определенном отрезке времени» [2]. К каким результатам может привести «массовое применение на определенном отрезке времени», мы все прекрасно знаем. Но, в то же время нельзя сказать, что принцип типизации лишен целесообразности использования в проектировании. В настоящее время его необходимо наполнить новой смысловой нагрузкой. Во-первых, все строительные нормы и стандарты, а также системы качества, диктуют определенную типизацию проектируемых объектов и их частей (см. *принцип нормативности*). Во-вторых, опыт качественной разработки проектных решений, особенно для сложных объектов и в сложных условиях, не должен теряться при выполнении последующих работ. В этом случае выделим важный для проектирования принцип - *принцип накопления и преемственности опыта*. К сожалению, приходится признать, что преемственность опыта, сохранение наилучших традиций проектирования и строительства прошлого не стали выразительной чертой отечественного проектного дела. Во многом этому препятствовали причины историко-политического характера.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, в проектировании зданий и сооружений, решающее значение имеют следующие общие принципы: независимости, реализуемости, соответствия, завершенности, конструктивной целостности, комплексности, объективности, свя-

зи с окружающей средой, перспективности, ретроспективности, территориальности, прогрессивности, жизненного цикла, экономичности, энерго- и ресурсосбережения, оптимальности, вариантности, безопасности, эстетичности, комфортности, постепенного приближения, нормативности, условий и ограничений, типизации, накопления и преемственности опыта.

По сравнению с [1,2], выделены следующие новые принципы проектирования: связи с окружающей средой, ретроспективности, жизненного цикла, энерго- и ресурсосбережения, вариантности, комфортности, постепенного приближения, условий и ограничений, накопления и преемственности опыта. Принципы перспективности, безопасности, эстетичности наполнены новым содержанием. Принцип безопасности разделен на подпринципы: безопасности проектируемого объекта, безопасности человека на проектируемом объекте, безопасности окружающей природной среды, безопасности окружающей техногенной среды, безопасности населения.

Каждый из проанализированных принципов заслуживает внимания для детального рассмотрения в самостоятельных исследованиях.

Список литературы

1. Новая философская энциклопедия: в 4 т. / Ин-т философии РАН. Предс. научно-ред. совета В. С. Степин. – М.: Мысль, 2000-2001. Интернет-версия издания. <http://iph.ras.ru/elib/2455.html>.
2. **Зябрев В.Д.** Тема 1.19 «Методология проектирования, научные принципы и научные методы проектирования». Составлена на основе материалов лекций, прочитанных в Институте повышения квалификации руководящих работников и специалистов при Главпроекте МЧМ СССР в январе-феврале 1971 г. профессором Коробовым Н.И. Кривой Рог: Институт «Кривбасспроект», 1974. – 16 с.
3. Личности. **Коробов Николай Иванович.** <http://www.persons-info.com>.
4. Новейший философский словарь / Сост. А.А. Грицанов. Мн.: Изд. В.М. Скаун, 1998. – 896 с. <http://www.term.ru/dictionary/175/word>.
5. **Аблец В.В.** Оценка воздействий на окружающую среду: определение рисков // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. – 2011. – № 28. С. 52-57.
6. ДСТУ-Н Б Б.1.1-10:2010. Настанова з виконання розділів «Охорона навколишнього природного середовища» у складі містобудівної документації. Склад та вимоги. – К.: Мін регіон буд України, 2011. – 12 с.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 624.016.5

И.И. МОЙСЯ, Е.В. ЛАВРИНЕНКО, Н.Г. АРТЕМЬЕВА, З.П. РОЩУПКИНА
ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫЙ БЕЗРИГЕЛЬНЫЙ КАРКАС ОБЩЕСТВЕННОГО ЗДАНИЯ ПО СЕТКЕ КОЛОНН 9×9 м

Изложен опыт проектирования общественного здания с несущим монолитным железобетонным безригельным каркасом 9×9 м, проанализированы преимущества применения такого каркаса при проектировании и эксплуатации здания.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При проектировании крупных общественных зданий универсального функционального назначения (торгово-развлекательных комплексов и т.п.) требуется применить несущий остов долговечный, надежный, соответствующий требованиям пожарной защиты, с максимально возможными пролетами, без завышения строительной высоты перекрытий по всем направлениям, таким требованиям может отвечать железобетонный монолитный безригельный каркас.

Поэтому, когда встал вопрос о разработке конструктивного решения нового торгово-развлекательного комплекса в старом центре Кривого Рога, на пересечении улиц Карла Маркса и Чкалова, было принято решение о применении железобетонного монолитного безригельного каркаса по сетке колонн 9×9 м, с капителями сложной формы.

Анализ исследований и публикаций. Несущий остов здания – монолитный железобетонный безригельный каркас по сетке колонн 9×9м. Поиск аналогов безригельного каркаса такого пролета в доступных источниках информации результатов не дал. Проектирование выполнялось на основе имеющейся технической литературы [3,4], в соответствии с требованиями нормативных документов [1,2], и с применением практического опыта проектной работы накоп-

ленного в нашем институте, успешно занимающемся проектированием крупных промышленных и гражданских объектов уже более 75 лет.

Безригельные монолитные каркасы применялись довольно давно [4], но расчеты конструкций производились по упрощенным, примерным схемам - как системы перекрестных условных рам. И только теперь, благодаря применению универсального расчетного инструмента - программного комплекса «ЛИРА», стало возможным выполнять расчет пространственного каркаса с достаточно подробным описанием реальных конструкций, с учетом нелинейных свойств железобетона и совместной работы сооружения и основания. Расчеты пространственной системы для каждого отсека здания, во взаимодействии с основанием, выполнялись на программном комплексе ЛИРА 9.4.

Постановка задачи. Перед авторами конструктивного решения стояла задача – лаконично вписать несущие конструкции здания, учитывая возможность применения «гибкой» планировки и соответствующее размещение инженерных коммуникаций. Таким требованиям наилучшим образом отвечает безригельный железобетонный каркас с жесткими узлами и дисками перекрытий.

Предметом данной статьи является краткое описание конструктивного решения здания торгово-развлекательного комплекса. Здание размерами в плане 79×45 м, имеет 2 наземных этажа высотой по 4,5 м, и под частью здания - подземный этаж высотой 5,5 м, размерами в плане 26,2×45 м. В связи со значительной протяженностью здания и наличием перепада заглубления фундаментов на участке с подвальной частью, здание разрезано двумя деформационными швами на 3 отсека длиной 36, 27 и 16 м.

Правильность выбора конструктивной системы для больших пролетов - безбалочного каркаса, с распределительными плитами и капителями в местах сопряжения перекрытий с колоннами, подтвердилась впоследствии результатами исследований, изложенными в статье И.Н. Тихонова и М.М. Козелкова «Расчет и конструирование железобетонных монолитных перекрытий зданий с учетом защиты от прогрессирующего обрушения» [6].

Изложение материала и результаты. В 2009 г. построен торгово-развлекательный комплекс, получивший название «Либерти». Объемно-планировочное решение и проработка фасадов деликатно вписались в сохранившиеся частицы старой застройки бывшей Почтовой улицы.

Архитектурное решение разрабатывалось с учетом корректного решения экстерьера здания, стилизованного под «начало 20-го века», и свободной планировки внутреннего пространства, допускающего широкие возможности адаптации для разнообразных вариантов использования - для торговли, развлечений, под офисы для бизнеса. Свободная планировка по сетке колонн 9×9 м, применение светопрозрачных элементов кровли - купола диаметром 18 м и фонаря размерами 9×27 м, двухсветные открытые пространства, - придали объекту дух современности и свободы самовыражения.

Железобетонный монолитный безригельный каркас позволил решить поставленные планировочные и конструктивные задачи наилучшим образом.

Фундаменты под колонны запроектированы в виде жесткой системы из перекрестных лент с ребрами. На наиболее нагруженных участках - сплошные плиты с ребрами, на упругом основании. На пересечениях ребер жесткости располагаются подколонники. Основание фундаментов - суглинки бурые твердые, непросадочные, грунтовые воды до глубины 10 м не встречены и подъем их уровня не прогнозируется. Значительный перепад уровней заложения фундаментов между бесподвальными блоками здания и средним блоком, с подвалом глубиной 5,5 м, компенсирован подбетонками (класса В7.5), выполненными уступами.

В заглубленной части здания стены подвала - монолитные железобетонные толщиной 550 мм. Колонны подвальной части имеют сечение 600×600 мм и 400×400 мм, колонны надземной части здания - сечением 400×400 мм и 800×400 мм.

Перекрытия - безригельные, монолитные железобетонные. Опирающие плиты перекрытия толщиной 250 мм на колонны запроектировано через капители, состоящие из плитной части размерами 3,2×3,2 м толщиной 130 мм, и усеченной пирамиды под углом 45° высотой 700 мм. По краю перекрытий выполняются обвязочные балки сечением 400×650 мм (h), воспринимающие крутящие усилия от односторонней нагрузки, и служащие для анкерования верхней арматуры плиты перекрытия. Под купольной двухсветной частью, в двух уровнях (на отм. +4,500 и на отм. +9,000), по краю проемов в перекрытиях запроектированы кольцевые балки, сечением

400×800 (h) мм, диаметром (по оси) 18 м. Лестничные марши и площадки также запроектированы и выполнены из монолитного железобетона.

Конструкции фундаментной части здания запроектированы из тяжелого бетона класса В20, марки W4, на шлакопортландцементе. Конструкции каркаса выше отм. 0,000 - колонны, капители, плиты перекрытий, обвязочные балки - из тяжелого бетона класса В25. Армирование предусмотрено ненапрягаемой арматурой периодического профиля класса А-III (А400) и гладкой арматурой класса А-I (А240), по ГОСТ 5781-82* - как более надежной по сцеплению с бетоном по сравнению с «серповидной» арматурой. На основании расчетных данных для армирования плит перекрытия (толщиной 250 мм) принята арматура:

в середине пролета - нижняя Ø14 А-III с шагом 100×100 мм;

на опорах - верхняя: к основной «фоновой» арматуре Ø14 А-III с шагом 200 мм дополнительно устанавливаются арматурные сетки Ø20 А-III с шагом 100мм, размерами 4,2×4,2 м - для средних колонн, 2,4×4,2 м - для колонн крайних рядов. Армирование капителей выполняется арматурой Ø12, Ø16 А-III и Ø10 А-I. Для армирования колонн и балок применялась, в основном, рабочая арматура Ø25...Ø28 А-III(А400) и хомуты Ø10 А-I(А240).

Выводы. Наиболее интересным опытом данного проекта и его воплощения было, безусловно, освоение большепролетного безригельного монолитного каркаса на капителях сложного сечения, по сетке колонн 9×9 м.

Преимущества безригельного каркаса сказываются:

при планировке внутреннего пространства;

при проектировании и монтаже систем вентиляции и кондиционирования;

при производстве строительных работ - уменьшается удельный расход арматуры и бетона, сокращается поверхность перекрытия подлежащая отделке;

на сокращении эксплуатационных расходов на отопление за счет снижения строительного объема здания.

Проанализированы данные по снижению расходов:

железобетона на устройство капителей, по сравнению с перекрестными балками - на 113,5 м³, что в стоимостном выражении на 12.2011 составляет 346,6 тыс. грн.;

энергоресурсов на отопление (в стоимостном выражении) - за счет сокращения строительного объема здания в «глухих» межбалочных пространствах перекрытий. Сокращение строительного объема составляет 3794,0 м³, снижение эксплуатационных расходов на отопление - 84,2 тыс. грн. в год.

В настоящее время пространство торгово-развлекательного комплекса функционально освоено, и конструкция показала свою комфортность и гибкость для использования под заведение самого разного назначения.

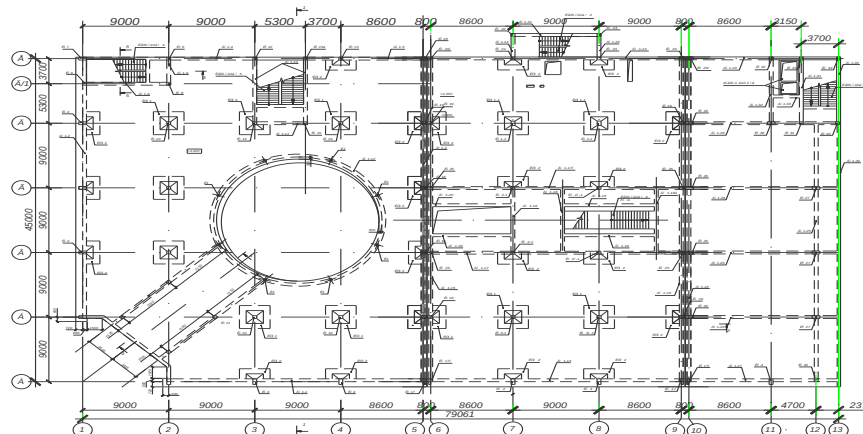


Рис. 1 Схема железобетонного каркаса здания. План

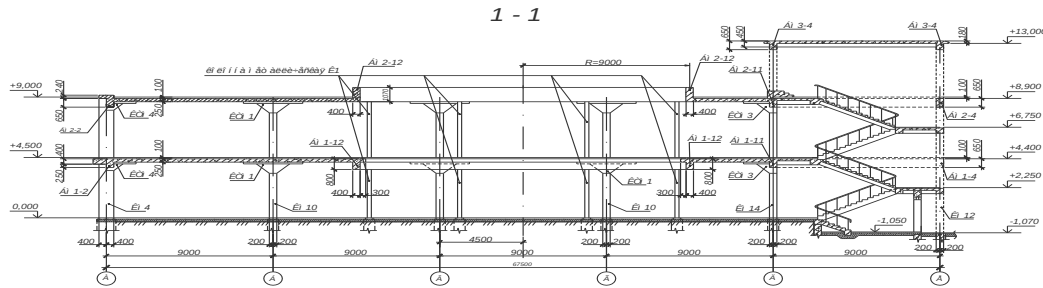


Рис.2 Поперечний розрез 1-1

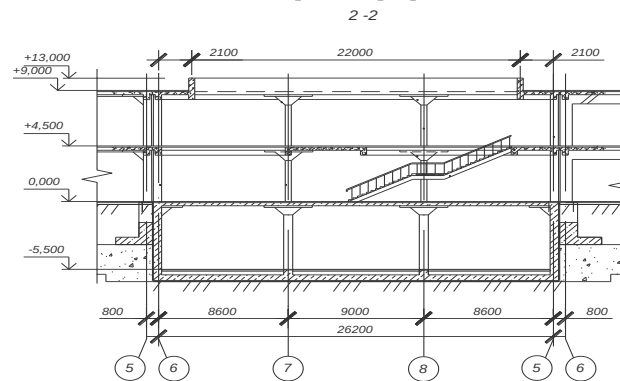


Рис.3 Разрез по подвальной части здания

Список литературы

1. Руководство по проектированию железобетонных конструкций с безбалочными перекрытиями. М., «Стройиздат», 1979.
2. Пособие по проектированию бетонных и железобетонных конструкций из тяжелых и легких бетонов без предварительного напряжения арматуры (к СНиП 2.03.01-84), М., ЦИТП, 1989.
3. В.Н. Байков, Э.Е. Сигалов. Железобетонные конструкции. Общий курс. М., «Стройиздат», 1991.
4. М.Я. Штаерман, А.М. Ивянский. Безбалочные перекрытия. М., «Стройиздат», 1953
5. А.Б. Голышев, В.Я. Бачинский и др. Проектирование железобетонных конструкций. Справочное пособие. Киев, 1990.
6. И.Н. Тихонов, М.М. Козелков. Расчет и конструирование железобетонных монолитных перекрытий зданий с учетом защиты от прогрессирующего обрушения. «Бетон и железобетон», №3-2009.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 69.728: 658.26

Р.О.ТІМЧЕНКО, д-р техн. наук, проф., Д.А.КРІШКО, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»,
О.В. ШЕВЧУК, Л.В. ПЕТРОВА, ДП «ДПІ „Кривбаспроект»

НОВІ ПІДХОДИ В ПРОЕКТУВАННІ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНИХ БУДІВЕЛЬ

У даній статті розглядаються нові підходи в проектуванні енергоефективних будівель.

Постановка проблеми. Проблеми сучасного світу в тому числі і України такі як енергокриза, криза екології та еко-соціальна криза є найважливішими факторами розвитку сучасної архітектурної та інженерної думки. Останні дослідження у галузі будівництва та екології підтвердили невтішні статистичні дані про те, що на 60 % теплові викиди CO₂ виникають від житлових будівель (разом з електроенергією, яку виробляють для них з не відновлюваних джерел) та 25 %, завдяки пальній, транспортній активності [1]. Нераціональне використання цієї енергії привело до дефіциту енергоресурсів і як наслідок їх подорожчання. А використання неякісних та шкідливих технологій будівництва, не екологічних матеріалів шкідливо впливає на здоров'я людей. У зв'язку з цим, на перше місце у світовій архітектурній інженерії виходить три найважливіших показники:

- енергоефективність будівель;
- їх незалежність і автономність від централізованих мереж;

екологічність і загальна ефективність архітектурного середовища.

Мета дослідження. Енергетична і економічна ситуація, яка склалася в теперішній час в країні потребує іншого, нового підходу до проблеми енергозбереження при будівництві нових і реконструкції існуючих об'єктів, який відповідав би реаліям сучасного світу. Одже, стоїть задача підвищити енергоефективність існуючого житлового фонду і, безумовно, використовувати всі існуючі наукові розробки в нових проектах, з метою поліпшити енергоефективність нової забудови і надати їй нові переважні споживчі якості, очевидні не тільки мешканцям, але й інвесторам, а також ріелторам.

Основна частина. Тема енергозбереження в будівництві отримала розвиток у другій половині 70-х років минулого століття внаслідок усвідомлення необхідності економії енергоресурсів після світової енергетичної кризи 1974 р. У той час було реалізовано декілька проектів енергоефективних будівель, але впровадження енергозберігаючих технологій обмежувалося відсутністю відповідних будівельних норм і стандартів. До середини 80-х нормативна база існувала у ряді країн Європи, в тому числі - Данії, Швеції та Німеччині. Наступний етап розвитку енергоефективного будівництва пов'язаний з розробкою німецьким архітектором Вольфгангом Фейстом концепції "пасивного будинку" (Passivhaus) в середині 80-х років минулого століття. За задумом її творців, пасивний будинок повинен використовувати для опалення переважно внутрішні теплові ресурси. Для того, щоб досягти цього, необхідно максимально утилізувати тепло викидів і забезпечити мінімальні тепловитрати за рахунок ефективної теплоізоляції. Перший експериментальний проект було реалізовано в 1991 р. у місті Дармштадт (Німеччина), а в 1996 р. тут був створений Інститут Пасивного будинку. На протязі декількох років його співробітники розробили ефективні проектно-конструкторські рішення, які дозволили почати масове будівництво енергоефективних будівель. Відповідно до статистичних даних, до 1999 р. у Німеччині існувало 300 таких будівель, а до середини 2007 р. - більш 7000 [7]. Об'єм будівництва з ефективним використанням енергії продовжує зростати, отримали розвиток у міжнародній практиці стандарти, правила і інші нормативні документи по проектуванню і оцінці енергоефективності таких будівель. Незважаючи на це відчувається нестача інформації про наукові методи, на основі яких виконується проектування будівель. Не менш гостро відчувається необхідність уточнення термінології.

Тому, перш за все, необхідно найбільш точно визначити, що мається на увазі під поняттям енергоефективний будинок. Енергоефективний будинок з низьким споживанням енергії або з нульовим споживанням енергії із стандартних джерел (Energy Efficient Building or Zero Energy Efficient Building) - це будівля, в якій ефективне використання енергоресурсів досягається за рахунок застосування інноваційних рішень, які можуть бути впроваджені технічно, економічно обгрунтовані, а також прийнятні з екологічної і соціальної точок зору і не змінюють звичного способу життя. До енергоефективних будинків можуть бути віднесені будівлі з низьким енерговикористанням і будинки з нульовим енергоспоживанням із стандартних джерел [1].

Сучасне інженерне обладнання дозволяє значно знизити витрати споживаної будівлею енергії. Сучасні системи водопостачання, опалення, кондиціонування і вентиляції допомагають створити комфортні для людини умови існування навіть на висоті 300 метрів від рівня землі. Наприклад:

застосування охолоджуваних стель і панельно-променевого опалення для зниження затрат енергії на охолодження й опалення, а також для покращення комфорту;

знижена до мінімально необхідного рівня продуктивність системи кондиціонування повітря за рахунок зниження теплових надходжень до приміщення в теплу пору року і використання природної вентиляції;

утилізація тепла повітря, яке видаляється, для підігріву приточного повітря;

застосування в системі водяного опалення насосів з автоматично регульованою швидкістю обертання для зниження витрат енергії та, як наслідок, отримання комфортної температури повітря у приміщеннях, що обслуговуються.

Але для того щоб запропонувати діючі заходи по підвищенню ефективності використання енергії в будівлі необхідно грамотно скласти і розрахувати тепловий баланс будівлі і зробити оцінку його енергоефективності. Тепловий баланс включає в себе опалювальне навантаження будівлі, на яку впливають витрати тепла через огорожуючі конструкції, витрати тепла на підігрів повітря, що інфільтрується, витрати тепла на підігрів вентиляційного повітря, тепловиділення від сонячної радіації крізь світові отвори та внутрішні побутові тепловиділення.

Показником теплоенергетичної ефективності проектного рішення називають відношення витрат енергії на створення мікроклімату в приміщеннях енергоефективної будівлі до витрат

енергії на створення мікроклімату в приміщеннях будівлі без використання енергоефективних систем

$$h = Q_{\text{сф}} / Q_{\text{пр}} \quad (1)$$

З урахуванням поділу теплового режиму будівлі як єдиної теплоенергетичної системи на три пов'язаних підсистеми можна записати

$$h = h_1 h_2 h_3 \quad (2)$$

де h_1 - показник теплоенергетичної ефективності оптимального обліку впливу зовнішнього клімату на будівлю; h_2 - показник теплоенергетичної ефективності оптимального вибору тепло- і сонцезахисних характеристик зовнішніх огорожуючих конструкцій; h_3 - показник теплоенергетичної ефективності оптимального вибору систем забезпечення мікроклімату [4].

На фоні існуючої тенденції підвищення термічного опору вікон та зниження їх повітропроникності, що призводить до збільшення відносної вологості повітря до 70-80 % при нормі в 50-55 % та збільшення вмісту вуглекислого газу, постає питання про примусову подачу та витяжку повітря для підтримання необхідного повітрообміну [3].

Принципова схема системи примусово-витяжної вентиляції, сумісної з системою опалення, включає центральний вентиляційний блок на даху і дві шахти - витяжну та приточну. Приточна забезпечує роздачу повітря по квартирам. Витяжка відпрацьованого повітря традиційно відбувається через ванні, туалети й кухні. Даховий центральний блок засмоктує атмосферне повітря і крізь фільтр подає його на калорифер попереднього підігріву, щоб в зимовий час не створювались нальоди, і далі на рекуператор (рис. 1).

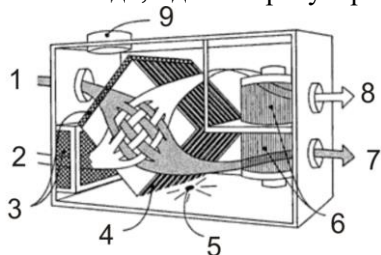


Рис. 1. Схема рекуператора: 1 - свіже повітря зовні; 2 - старе повітря всередині; 3 - фільтр; 4 - теплообмінник; 5 - злив конденсату; 6 - вентилятори; 7 - змішане повітря в будівлю

Практика показує, що 40-50 % всіх теплових витрат припадає на підігрів вентиляційного повітря, приблизно 20-30 % тепла витрачається через світові отвори і лише 30 % складають витрати тепла через зовнішні стіни, поли й покриття [2].

На фоні існуючої тенденції підвищення термічного опору вікон та зниження їх повітропроникності, що призводить до збільшення відносної вологості повітря до 70-80 % при нормі в 50-55 % та збільшення вмісту вуглекислого газу, постає питання про примусову подачу та витяжку повітря для підтримання необхідного повітрообміну [3].

Розроблені й діючі вітчизняні рекуператори дозволяють віддавати повітрю, що подається до квартир, до 60-80% теплової енергії. Далі тепле повітря через вентилятор подається на квартирний блок через систему шумопоглинання та розподіляється по житловим кімнатам. Система суміщається з блоком додаткового підігріву, який через автоматичний блок управління забезпечує заданий температурний режим в приміщеннях з розподілом повітря по квартирам. Для підігріву повітря тут може використовуватись як електрична енергія, так і енергія гарячої води. Може бути застосована локальна дахова котельня - можливі різноманітні варіанти енерго-забезпечення.

Система, яка повинна в обов'язковому порядку повинна буди присутньою в будинку нового покоління, - це система, яка забезпечує використання енергії сонця для попереднього підігріву в системах гарячого води водопостачання (рис. 2).

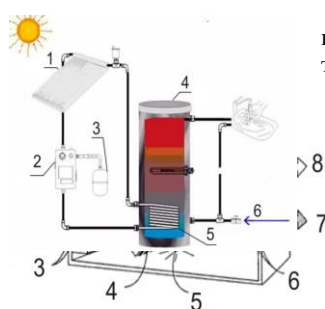


Рис. 2. Схема системи використання енергії сонця для підігріву води: 1 - сонячний колектор; 2 - блок управління; 3 - розширювальний бак; 4 - бойлер-акумулятор; 5 - теплообмінник; 6 - холодна вода

Принципова схема гарячого водо-постачання з використанням сонячного колектора достатньо проста і включає блок сонячних колекторів, циркуляційний насос з трубою розподільчою системою, утеплений бак-акумулятор та водонагрівач. Подана система пов'язана з центральною системою холодного водопостачання, із якої в нижню частину утепленого бака-накопичувача надходить холодна вода, яка через фільтр подається на сонячні колектори. Далі, тепла вода подається в верхню частину накопичувача. Забір теплої або гарячої води відбувається в основному в ранковий або вечірній час. У денний час забору гарячої води практично нема - відбувається його накопичення.

Аналіз і розрахунки показують, що впровадження запропонованих систем дозволяє знизити рівень використання енергії будинками нового покоління та довести його до 40 кВтч/м² у рік (при нормативному показнику до 89 кВтч/м²) [8].

До зовнішніх огорожуючих конструкцій пред'являють в загальному випадку достатньо велику кількість вимог. Високий рівень теплозахисту в холодний період в умовах теплопередачі, близької до стаціонарного режиму, високий рівень теплотривкості в теплий та холодний періоди в умовах теплопередачі близької до періодичного режиму, низька енергоємність внутрішніх шарів при коливаннях теплового потоку всередині приміщення, висока ступінь повітропроникності, низька вологоємність. Безумовно, при проектуванні прагнуть задовільнити, в першу чергу, головним вимогам. Практика показує, що кількість таких вимог, як правило, не більше двох. У першу чергу, це теплозахист та теплостійкість. Для максимального зменшення витрат тепла крізь зовнішні стіни, їх опір теплопередачі повинен бути не менше $R = 5 \text{ м}^2 \cdot \text{К}/\text{Вт}$, що відповідає 20 см плити пінополістирольної або 36 см плити мінераловатної, а щоб побудувати одношарову стіну з таким рівнем опору теплопередачі із порокераміки, потрібна стіна товщиною 1 м. При будівництві з газобетону товщина стіни буде аналогічною. Для облаштування стіни з оптимальним для енергоефективних будівель опором теплопередачі ($R = 10 \text{ м}^2 \cdot \text{К}/\text{Вт}$) товщина стін в традиційному виконанні є неприйнятною [6]. Сучасні типові варіанти рішення стін також мають ряд істотних недоліків при використанні їх в енергоефективній будівлі. Наприклад, при будівництві двошарової стіни легше домогтися потрібного опору теплопередачі, але утеплювач без достатнього захисту прослужить не довго. Трьохшарові стіни в цьому плані мають істотну перевагу, так як утеплювач надійно захищений зовнішнім шаром, наприклад із облицзовальної цегли, але облаштування стін такого типу - процес трудомісткий і дорогий, який потребує спеціальних знань і навичок. Наприклад, при мінераловатному утепленні обов'язково необхідним є вентиляційний зазор. Одним із шляхів будівництва доступних енергоефективних житлових будівель стало каркасно-щитове будівництво (типу канадських будинків). Але будинки такого типу недовговічні порівняно з традиційним будівництвом та більш пожежонебезпечні.

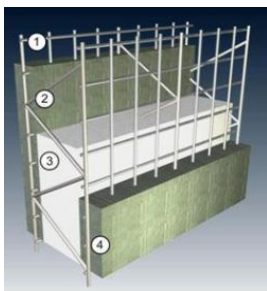


Рис. 3. Схема МДМ-панелі: 1 - дві сталеві сітки; 2 - зигзагоподібні опорні елементи; 3 - утеплювач; 4 - піщано-цементний розчин

Новою для України будівельною технологією є використання опалубки з пенопласту, яка не знімається. Бетонний каркас усередині й утеплювач зовні робить такі стіни теплими й достатньо міцними для малоповерхового будівництва. Але при цьому пенопласт захищений лише тонким шаром штукатурки, що викликає сумнів у його довговічності.

Одним із прогресивних рішень є використання МДМ-панелі (рис. 3).

Це конструкція, яка складається із трьох шарів: зовні дві сталеві сітки, пов'язані між собою зигзагоподібними опорними елементами, створюють просторовий арматурний каркас, всередині якого знаходиться утеплювач. МДМ-панель - універсальний будівельний елемент розміром 1,2х3 м, з якого збираються стіни, перекриття, скати покрівлі, після чого вся конструкція бетонується піщано-цементним розчином. Це робить конструкцію монолітно міцною й абсолютно герметичною, без містків холоду. Утеплювач надійно захищений монолітним залізобетоном на весь строк служби всієї будівлі [9].

Стіна із двох МДМ-панелей з опором теплопередачі більше $R = 10 \text{ м}^2 \cdot \text{К}/\text{Вт}$ має товщину не більш 55 см. Хоча у Європі з аналогічних панелей будують більше 50 років, в Україні МДМ-панелі були впроваджені вперше 5 років назад. Але українські споживачі, спеціалісти уже високо оцінили простоту монтажу, надійність та довговічність конструкцій із МДМ-панелей.

Висновки: Поняття комфорту відповідно до сучасних вимог включає: оптимальний для людини тепловий режим в приміщенні - оптимальна температура повітря всередині приміщення, відсутність наднормативних перепадів температур між внутрішніми поверхнями приміщення і температурою внутрішнього повітря (при «холодних» стінах зростає інтенсивність радіаційного теплообміну між поверхнею стін і поверхнею тіла людини), відсутність у приміщенні конвективних потоків повітря, які сприймаються як «протяги», забезпечення оптимальної вологості повітря в приміщенні (при підвищеній вологості повітря в приміщенні зростає коефіцієнт тепловіддачі від тіла людини до повітря, що сприймається як дискомфорт), оптимальний склад повітря в приміщенні, в першу чергу, наявність необхідної кількості кисню й відсутність маючих неприємний запах і шкідливих для здоров'я людини

домішок (свіже повітря). Енергоефективна будівля надає великі можливості при проектуванні будівель в залежності від національних традицій і географічного місцезнаходження, але, нічого фундаментально відмінного від традиційного будівництва немає. З економічної точки зору реалізація такого проекту потребує збільшення капітальних витрат на будівництво на 5-8 %, але, ці вклади окупаються економією енергії і, відповідно, зниженням експлуатаційних затрат і забезпеченням комфортних умов проживання.

Список літератури

1. Цицин С.В. Тенденції розвитку сучасної архітектури // С.В.Цицин // www.ecorussia.info.
2. Оцінка енергоефективності будівлі // В.А. Гусєв, В.П. Капустін, В.К. Піжов, В.В. Сєнніков, Е.В. Міхайлова / – К.: ЭСКО – 2004. – № 4. – С. 25-35.
3. Золотов С.В. Системний підхід до енергосбереження в житлових будівлях // С.В. Золотов, Л.Н. Данілевський / – К.: ЭСКО – 2004. – № 4. – С. 36-45.
4. Табунщиков Ю.А. Наукові основи проектування енергоефективних будівель // Ю.А. Табунщиков, М.М. Бродач / – К.: ЭСКО – 2002. – № 3. – С. 16-23.
5. Золотов Е.С. Житло ХХІ століття. Досвід проектування й експериментального будівництва житлових будівель нового покоління // Е.С. Золотов / – К.: ЭСКО – 2004. – № 4. – С. 46-53.
6. Енергосбереження по-українськи. Як навчитися економити енергоресурси? // www.artel-bk.com.
7. Енергоефективний дім // www.kytok.info.
8. ДБН В.2.6-31:2006. Теплова ізоляція будівель. – К.: 2006. – 120 с.
9. Качур В.Д. МДМ-панели: современная энергосберегающая технология для строительства дома. // В.Д. Качур / <http://mdmsystems.com.ua>.

Рукопись поступила в редакцию 05.03.12

УДК 622.68: 504.06

В.В. АБЛЕЦ, канд. геол.-мин. наук, С.А. САМАРИН, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

АСПЕКТЫ ОЦЕНКИ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ ИЗ КАРЬЕРОВ

На примере материалов оценки воздействий на окружающую среду (ОВОС) в составе «Технико-экономического обоснования выбора вариантов транспортирования сырой руды с нижних горизонтов карьера Ингулецкого ГОКа» рассмотрены некоторые аспекты оценки воздействий карьерного транспорта на окружающую среду.

Проблема и ее связь с научными задачами. Важным элементом обеспечения устойчивого экологически безопасного развития регионов с развитой горнорудной промышленностью является выбор наиболее экологически оптимальных вариантов развития горнорудных предприятий. Транспортирование руды и пустых горных пород из горных выработок на поверхностные перерабатывающие комплексы и отвалы занимает существенную долю в энергетических затратах предприятий и их влиянии на окружающую среду.

Анализ исследований и публикаций. Вопросы минимизации влияния предприятий горнорудного комплекса на состояние окружающей среды посвящено много публикаций различной тематики и степени детализации. Авторы настоящей статьи ранее рассматривали особенности обеспечения охраны окружающей среды при проектировании промышленных объектов в целом [1,2] и горнорудных объектов в частности, а также оценки их воздействий на окружающую среду [3-5]. В настоящей статье рассмотрены особенности оценки воздействий на окружающую среду карьерного транспорта.

Постановка задачи. Нашей задачей явилось рассмотреть на конкретном примере открытой разработки железных руд карьером Ингулецкого горнообогатительного комбината наиболее главные особенности оценки воздействий карьерного транспорта на окружающую среду при выборе разных вариантов транспортирования горной массы из карьера.

Изложение материала и результаты. Ингулецкий горно-обогатительный комбинат был построен и сдан в эксплуатацию в 1961-1966 гг. В состав комбината входят 20 основных цехов и подразделений, в том числе: карьер, отвальное хозяйство, дробильная фабрика, рудо-обогатительные фабрики - РОФ-1 (шаровое измельчение) и РОФ-2 (рудное самоизмельчение), хвостохранилище, объекты транспортного хозяйства, складское хозяйство, объекты электрохозяйства и др. Проектная мощность предприятия составляет 36 млн т сырой руды в год, добываемой открытым способом в карьере, и 15,5 млн т железорудного концентрата в год, получаемого на обогатительных фабриках.

В карьере применяется комбинированная транспортная система разработки с использованием автомобильно-конвейерного и автомобильно-железнодорожного транспорта. Для транспортировки руды из карьера на фабрику построен подземный комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ), состоящий из двух конвейерных трактов («Западного» и «Восточного»). Вскрышные породы с верхних горизонтов отгружаются непосредственно в железнодорожный транспорт и транспортируются в отвал. С нижних горизонтов карьера вскрышные породы транспортируются автосамосвалами на внутрикарьерные перегрузочные пункты, где перегружаются в думпкары и железнодорожным транспортом доставляются в отвал.

Руда доставляется автомобильным транспортом внутри карьера до дробильно-перегрузочных пунктов, где происходит крупное дробление дробилками ККД 1500/180. Затем руда подается подземными конвейерными трактами «Западный» и «Восточный» на дальнейшую переработку на 2-4 стадию дробления дробильной фабрики и далее на РОФ-1. Тракт «Восточный» загружает секции самоизмельчения РОФ-2. Максимальная производительность каждого из конвейерных трактов составляет 18 млн. т/год. Технологической схемой предусмотрена подача руды с тракта «Западный» на тракт «Восточный» и наоборот.

В 2011 году ГП «ГПИ «Кривбасспроект» разработал «Технико-экономическое обоснование выбора вариантов транспортирования сырой руды с нижних горизонтов карьера Ингулецкого ГОКа» [6], в составе которого был выполнен раздел «Оценка воздействий на окружающую среду» (ОВОС). В ТЭО рассмотрены два варианта транспортирования железной руды с нижних горизонтов карьера ПАО «ИнГОК».

По первому варианту магнетитовые кварциты (руда) выдаются двумя существующими конвейерными трактами «Восточный» и «Западный» комплекса циклично-поточной технологии.

Руда поступает на пункт дробильно-перегрузочный (ПДП) горизонта -300 м тракта «Восточный» и на ПДП горизонтов -60 м и -240 м тракта «Западный», затем транспортируется на обогатительную фабрику. По мере понижения горных работ, для сокращения расстояния доставки руды на обогатительную фабрику с нижних горизонтов и снижения внутрикарьерного пробега автотранспорта, предусматривается дальнейшее развитие комплекса циклично-поточной технологии с переносом ПДП на нижележащие горизонты.

По второму варианту руда с нижних горизонтов автосамосвалами направляется на существующие пункты дробильно-перегрузочные на горизонте -180 м тракта «Восточный» и горизонтах -60 м и -240 м тракта «Западный». Работа пункта дробильно-перегрузочного концентрационного горизонта -60 м тракта «Западный» предусмотрена до конца отработки месторождения. ПДП горизонта -180 м тракта «Восточный» находится в работе до 2031 г. В 2031 г. ПДП горизонта -60 м тракта «Западный» переключается на систему конвейеров тракта «Восточный». Перенос ПДП на нижележащие горизонты карьера не планируется.

В качестве основных автосамосвалов по обоим вариантам приняты БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т.

При осуществлении транспортировки горной массы наибольшее воздействие оказывается на состояние атмосферного воздуха. Загрязнение атмосферного воздуха оксидами азота, серы, углерода, углеводородами и сажей происходит при работе дизельных двигателей автосамосвалов. При движении автосамосвалов по внутрикарьерным автодорогам, во время погрузочно-разгрузочных и перегрузочных работ происходит загрязнение атмосферы пылью.

Для снижения объемов выбросов пыли в атмосферу применяется орошение автодорог водой и в холодный период года незамерзающими водными растворами солей.

Количества выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух от источников предприятия определены в соответствии с отраслевыми методическими указаниями и рекомендациями. Расчет количества выбросов вредных веществ в атмосферу при работе двигателей технологического автотранспорта в карьере выполнен согласно «Методике расчета выбросов загрязняющих веществ передвижными источниками» [7]. Расчет количества выбросов пыли в атмосферу при движении технологического автотранспорта по автодорогам выполнен в соответствии со «Сборником методик по расчету содержания загрязняющих веществ в выбросах от неорганизованных источников загрязнения атмосферы» [8]. Максимальные выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от технологического автотранспорта по обоим вариантам произойдут в 2016 г., что связано с максимальной производительностью по добыче руды в карьере и наибольшими пробегами автосамосвалов.

Источниками выделения пыли неорганической при транспортировании горной массы по конвейерным трактам являются технологические узлы по разгрузке в приемный бункер, дроблению, а также по перегрузке горной массы с одних элементов (питатели, бункера, конвейера) конвейерных трактов на другие. Мероприятия по снижению выбросов пыли включают орошение транспортируемой горной массы водой, а также очистку воздуха на аспирационных системах циклонами СИОТ. Объемы выбросов в атмосферу от конвейерных трактов ЦПТ по вариантам одинаковы и в сравнении вариантов не учитывались.

По варианту 1 максимальный объем выбросов загрязняющих веществ в атмосферу от технологического автотранспорта в карьере (диоксида азота, сажи, сернистого ангидрида, оксида углерода, углеводородов предельных, пыли неорганической) составит 336,349 т/год.

Объем выбросов загрязняющих веществ в атмосферу от технологического автотранспорта в карьере по варианту 2 составит 467,115 т/год, что на 130,766 т/год (38,9 %) больше, чем по варианту 1 (по максимальному объему выбросов в атмосферу в 2016 г.).

Вариант 2 характеризуется большими по сравнению с вариантом 1 объемами выбросов загрязняющих веществ в атмосферу от технологического автотранспорта, причем по всем годам, начиная с 2016 г., что связано с увеличением количества автосамосвалов и расходов дизельного топлива при транспортировании руды с нижних горизонтов карьера.

Расчеты рассеивания загрязняющих веществ в приземном слое атмосферы выполнены по программе «ЭОЛ», версия 5.23, по шести загрязняющим веществам (диоксид азота, сажа, диоксид серы, оксид углерода, углеводороды предельные, пыль неорганическая) и одной группе веществ одностороннего действия (диоксид азота + диоксид серы), с учетом источников выбросов планируемой деятельности и существующих источников выбросов ПАО «ИнГЭК».

Оба варианта характеризуются величинами приземных концентраций загрязняющих веществ в атмосфере, формируемыми всеми источниками выбросов ПАО «ИнГЭК», в пределах допустимых значений. Расчетные максимальные приземные концентрации загрязняющих веществ по вариантам отличаются незначительно (по диоксиду азота: вариант 1 - 0,026 мг/м³, вариант 2 - 0,028 мг/м³; для санитарных зон ПДК_{мр} - 0,2 мг/м³).

Кроме того, при эксплуатации и обслуживании транспортных механизмов образуются производственные отходы: отработанные аккумуляторные батареи, отработанные масла, автошины отработанные, отработанные накладки тормозных колодок.

Объемы образования отходов определены с учетом пробега автосамосвалов, срока службы узлов и деталей, норм расхода материалов. Максимальная масса промышленных отходов технологического автотранспорта по обоим вариантам будет образована в 2016 г., что связано с максимальным количеством используемых в карьере автосамосвалов. По варианту 2 масса промышленных отходов технологического автотранспорта составит на 28 % больше, чем по варианту 1 (по варианту 1 масса промышленных отходов транспорта составит 1674,028 т/год, по варианту 2 - 2327,083 т/год).

Учитывая валовый выброс загрязняющих веществ в атмосферу, а также объемы образования промышленных отходов, более предпочтительным вариантом с экологической точки зрения является вариант 1, с переносом (углубкой) существующего дробильно-конвейерного комплекса выдачи руды. Вариант 2 характеризуется более интенсивным использованием автосамосвалов, что связано с увеличением расстояний транспортирования руды на нижних горизонтах карьера от экскаваторных забоев до ПДП, вызванном углубкой карьера и переносом добычных работ на нижележащие горизонты.

Выводы. Таким образом, основное воздействие на окружающую среду при транспортировании горной массы из карьеров определено выбросами загрязняющих веществ в атмосферный воздух от технологического транспорта и образованием производственных отходов при эксплуатации и обслуживании транспортных механизмов. Снижение нагрузки на атмосферный воздух при транспортировании горной массы автотранспортом сегодня является одной из приоритетных и проблемных задач при проектировании транспортных схем карьеров. Усилия проектных организаций должны быть направлены прежде всего на организацию рациональных режимов, схем грузопотоков и перегрузок горной массы в карьерах, совершенствование конструкции карьерных автодорог, применение при доставке горной массы конвейеров и электрифицированного железнодорожного транспорта, применение автомобильного и железнодорожного транспорта с эффективными нейтрализаторами выхлопных газов.

Список литературы

1. **Аблец В.В., Терещенко В.А.** Обеспечение охраны окружающей среды при проектировании предприятий, зданий и сооружений в свете требований государственных строительных норм // Екологія довкілля та безпека життєдіяльності. – 2007. – № 3. – С. 45-48.
2. **Аблец В.В., Терещенко В.А.** Проектирование экологически приемлемых объектов // Екологія довкілля та безпека життєдіяльності. – 2007. – № 4. – С. 40-47.
3. **Аблец В.В., Терещенко В.А.** Экологические аспекты проектирования горнорудных объектов на примере железорудных предприятий // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – № 7. – С. 46-53.
4. **Аблец В.В., Самарин С.А.** Геоэкологические аспекты проектирования карьеров по добыче нерудных полезных ископаемых // Геолого-мінералогічний вісник. – 2009. – № 1-2. С. 28-34.
5. **Аблец В.В., Самарин С.А.** Минимизация воздействий железорудных предприятий на атмосферный воздух // Сучасні технології розробки рудних родовищ. Збірник наукових праць за матеріалами роботи міжнародної науково-технічної конференції (Кривий Ріг, 22-23 квітня 2011 р). ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут», «Видавничий дім», 2011. С. 110-111.
6. Технично-экономическое обоснование выбора вариантов транспортирования сырой руды с нижних горизонтов карьера Ингулецкого ГОКа. ГП «ГПИ «Кривбасспроект». Кривой Рог. 2011.
7. Методика расчета выброса загрязняющих веществ передвижными источниками. Киев. 2000. С. 8-18.
8. Сборник методик по расчету содержания загрязняющих веществ в выбросах от неорганизованных источников загрязнения атмосферы. Донецк. 2001. С. 99-102.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 581:504

А.В. БЛОЩУК, провідний інженер ДП „ДПІ „Кривбасспроект”

ЦЕНОТИЧНА СТРУКТУРА РОСЛИННИХ УГРУПОВАНЬ ВІДВАЛІВ ГЗК ПАТ „АРСЕЛОРМІТТАЛ КРИВИЙ РІГ”

Розглянуто фітоценотичну структуру рослинних угруповань. Виявлено, що різноманітність субстратів та вік формування рослинних угруповань впливають на зміни показників фітоценотичної активності та зустрічальності видів.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Розвиток підприємств гірничо-металургійної промисловості Криворізького басейну зумовив використання значних територій. Потужними перетворювачами природних ландшафтів тут виступають підприємства з відкритої та підземної розробки залізних руд. Відвали та кар'єри гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК) Криворіжжя утворюють ландшафт, який простягається з півночі на південь понад 160 км [6]. Різноманітні екологічні умови регіону сприяють формуванню різноякісних рослинних угруповань, які привертали увагу дослідників з початку індустріального промислового освоєння родовищ Кривбаса [4].

Рослинний покрив відображає умови навколишнього середовища і знаходиться у тісному взаємозв'язку з ним. Завдяки здатності до саморегулювання та самовідновлення рослинність витримує значні техногенні та антропогенні навантаження. Рослинні угруповання порушених територій виконують важливі функції щодо закріплення поверхні, накопичення поживних речовин та сприяють ґрунтоутворенню [5].

Вивчення процесів спонтанного формування рослинного покриву на порушених гірничими роботами територіях спрямоване на обґрунтування заходів щодо поліпшення стану навколишнього середовища в регіоні.

Аналіз досліджень та публікацій. Деякі аспекти з вивчення рослинності та умов місцезростання були висвітлені в попередніх роботах [7-9]. Велика увага приділялась вивченню структурної організації та видового складу рослинних угруповань.

Представлена робота є продовженням з вивчення структурно-функціональної організації рослинних угруповань на порушених територіях Криворіжжя.

Постановка завдання. Метою даної роботи є висвітлення найменш вивченої ценотичної структури рослинних угруповань на відвалах ГЗК ПАТ „АрселорМіттал Кривий Ріг”. Загальна площа території, яку займають об'єкти комбіната, складає 4084,9 га, зокрема, під кар'єрами зайнято 648 га, зовнішніми відвалами порожніх порід - 1119 га, хвостосховищами - 863 га, промділянка займає площу 822 га [10].

Об'єктами вивчення були рослинні угруповання відвалу «Північний» ГЗК ПАТ „АрселорМіттал Кривий Ріг”. На відвалі було закладено 8 ключових ділянок, виконано 523 повних геоботанічних описів та проведено їх аналіз за загальноприйнятими методиками [1, 2]. Фітоценотична активність виду визначалась за відносною зустрічальністю виду в угрупованнях [3].

Викладення матеріалу та результати. Верхня четверта берма відвалу (діл. 68) наймолодша її вік складає 15-20 років. Угрупування, що сформувались на ній належать до двох стадій: полинно-буркунової та пірийної. Зустрічальність *Melilotus officinalis* (L.) Pall. складає 100%, а *Melilotus albus* Medik. - 60%. Суттєво відрізняються і показники фітоценотичної активності (відповідно 30 та 5,1%). Другий компонент цієї стадії *Artemisia austriaca* Jacq. повністю витіснений такими видами, як *Elytrigia repens* (L.) Nevski, *Poa angustifolia* L. та *Koeleria cristata* (L.) Pers., які мають високі показники фітоценотичної активності. Високу зустрічальність мають також *Centaurea diffusa* Lam. та *Coronilla varia* L., але фітоценотична активність у них значно менша. Участь видів, що мають обидва низькі показники складає 53,65% (табл. 1). Отже, угруповання полідомінантні з чітко вираженим ценотичним ядром.

Таблиця 1

Розподіл видів за класами зустрічальності та фітоценотичної активності						
Ділянка 68						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	53,65	2,44	-	-	-	-
II	-	9,76	2,44	-	-	-
III	-	7,32	-	-	-	-
IV	-	-	12,19	2,44	2,44	7,32
Ділянка 69						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	58,49	5,66	-	-	-	-
II	-	1,89	-	-	-	-
III	-	11,32	1,89	1,89	-	-
IV	-	1,89	7,54	-	7,54	1,89
Ділянка 70						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	66,19	11,76	1,47	-	-	-
II	-	8,82	4,41	-	1,47	-
III	-	1,47	2,94	1,47	-	-
Ділянка 71						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	63,49	1,59	1,59	-	-	-
II	-	11,11	3,17	-	-	-
III	-	3,17	-	1,59	-	-
IV	-	1,59	6,35	1,59	1,59	3,17
Ділянка 72						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	69,81	5,66	1,89	-	-	-
II	-	5,66	3,77	-	-	-
III	-	1,89	5,66	3,77	-	-
IV	-	-	1,89	-	-	-
Ділянка 73						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	56,14	3,51	3,51	1,75	-	-
II	-	10,53	3,51	-	-	-
III	-	7,02	-	-	-	-
IV	-	-	5,26	3,51	1,75	3,51
Ділянка 74						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	63,33	3,33	1,67	-	-	-
II	-	10	1,67	1,67	-	-
III	-	5	6,66	-	-	-
IV	-	-	5	-	-	1,67
Ділянка 75						
Класи	1	2	3	4	5	6
I	62,26	7,55	3,77	-	-	-
II	-	7,55	1,89	-	-	-
III	-	-	3,77	-	1,89	3,77
IV	-	-	7,55	-	-	-

Примітка. Класи фітоценотичної активності: 1 - до 2,5%; 2 - 2,5-5,0%; 3 - 5,1-10,0%; 4 - 10,1-15,0%; 5 - 15,1- 20,0%; 6 - більше 20%; класи зустрічальності: I - до 40%; II - 40-60%; III - 61-80%; IV - більше 80%. Характеристики ділянок наведено у тексті.

На третій бермі (діл. 69) сформувались злакові угруповання з переважанням *P. angustifolia* та *E. repens*. У склад фітоценотичного ядра входять *Achillea pannonica* Scheele, *Xeranthemum annuum* L., *Convolvulus arvensis* L. та *Anthemis subtinctoria* Dobrocz. Набувають значення *Chondrilla juncea* L. та *Medicago lupulina* L., але у багатьох місцях зберігається *Hieracium echinoides* Lumn. Все це свідчить про формування власне злакової стадії заростання.

Схил від третьої берми (діл. 70) покритий угрупованнями, що знаходяться у стадії постійного поновлення. У ньому за зустрічальністю переважають такі види: *C. varia*, *A. pannonica*, *X. annuum*, *A. subtinctoria*. А злакові види *E. repens* та *P. angustifolia* мають суттєво меншу зустрічальність, але досить високе значення фітоценотичної активності (9,4 та 15,2% відповідно). Фітоценотичне ядро виражене слабкіше. Кількість видів досягає 68, але перевищує це значення у порівнянні з попередньою ділянкою 69 (53 види).

На другій бермі (діл. 71), завдяки досипці, формуються угруповання, які носять риси злакових і буркунових стадій. За відносною зустрічальністю переважають *M. albus*, *E. repens*, *Artemisia vulgaris* L., *X. annuum* та *A. pannonica*. Велика зустрічальність *A. vulgaris* зумовлена наявністю червоно-бурих глин. Різноманітність умов сприяє збільшенню видового багатства: воно за величиною майже таке ж, як і на попередньому схилі (63 види).

Схил від другої берми (діл. 72) складений переважно червоно-бурими глинами і створює специфічні умови. В угрупованні за зустрічальністю домінують *A. vulgaris*, *Grindelia squarrosa* (Pursh) Dun., *X. annuum*, *A. subtinctoria*. Але два останні види мають значно меншу фітоценотичну активність. У цілому угруповання збіднене на види (53 види), в ньому спостерігається поступове вселення злакових видів (*P. angustifolia*, *Poa compressa* L. та *K. cristata*).

У більш екстремальних умовах південної експозиції цього ж схилу (діл. 73), де поверхня складена переважно із суглинків та кам'янистих відшарувань, найбільшу зустрічальність мають *P. angustifolia*, *Lathyrus tuberosus* L., *Hieracium umbellatum* L., *M. albus*, *C. varia* та *X. annuum*. Але перші три види мають найбільшу фітоценотичну активність (38,4; 14,5 та 13,6% відповідно). Досить вагомий внесок в угруповання дають деревні види - *Acer negundo* L. та *Elaeagnus argentea* Pursh.

На першій бермі, яка має найбільший вік (діл. 74), угруповання належать до злакової стадії заростання. В цих угрупованнях, крім *P. angustifolia*, велику зустрічальність мають *A. subtinctoria* та *X. annuum*. *E. repens* має високу фітоценотичну активність (13,1%), але низьку зустрічальність (59%). Наявність червоно-бурих глин сприяє вселенню *A. vulgaris*. У цілому угруповання досить багате видами (60 видів). У ньому проявляються риси вторинних степів. Але на ділянці простежується вплив пасквальної дигресії, що призводить до зменшення видового багатства.

На схилі від першої берми (діл. 75) найбільшу зустрічальність мають *Linaria vulgaris* Mill., *A. subtinctoria*, *M. albus*, *C. diffusa*. Такий набір пов'язаний із постійним поновленням поверхні, завдяки чому створюються умови для повторного вселення *M. albus* та інших видів. Отже, в цьому угрупованні є добре виражене фітоценотичне ядро, яке складається із злаків та видів, що належать до буркунової стадії.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, визначальними факторами у формуванні рослинних угруповань на досліджуваному відвалі є вік заростання, склад субстрату, положення в елементі рельєфу та пасквальна дигресія. У цілому на ділянках простежується інтенсивне вселення видів злакових стадій заростання, у складі яких може вселятися *G. squarrosa*, а на ділянках з постійним порушенням (діл. 70, 73 та 75) домінує буркунова стадія. Відносно невелика участь деревних порід у заростанні берм (діл. 71, 74).

На даний час відсутні узагальнюючі роботи, в яких би рослинний покрив розглядався з позиції оцінки його екологічного потенціалу. Тому напрямком подальших досліджень буде спрямований на:

- деталізацію типологічної та топологічної класифікації рослинного покриву;
- визначення екологічного потенціалу різних типів рослинності з метою розробки методів оптимального управління розвитком рослинного покриву антропогенно порушених територій.

Список літератури

1. Григора І.М., Соломаха В.А. Основи фітоценології. – К.: Фітосоціоцентр, 2000. – 240 с.
2. Тарасов В.В. Флора Дніпропетровської та Запорізької областей. Судинні рослини. Біологічна характеристика видів: Моногр. – Д.: ДНУ, 2005. – 276 с.
3. Дидух Я.П. Проблемы активности видов растений // Ботан. журн. Т. 67. – 1982. – С. 925-935.

4. Добровольский И.А. Влияние промышленных загрязнений среды на искусственные лесные посадки и степной растительный покров на юге Украины (Криворожье) // Реф. докл. и сообщ. IV Урал. коордн. совещ. по проблеме «Растительность и промышленные загрязнения». – Свердловск, 1969. – С. 86-89.
5. Добровольский И.А. Эколого-биологические основы оптимизации техногенных ландшафтов степной зоны Украины путем озеленения и облесения: Автореф. дис. д-ра. биол. наук: 03.00.16. – Днепропетровск, 1979. – 36 с.
6. Малахов І.М. Техногенез у геологічному середовищі. – К., 2003. – 252 с. – С. 99-113.
7. Блощук А.В., Сметана М.Г. Структура рослинних угруповань кар'єрів Центрального гірничо-збагачувального комбінату // Проблеми фундаментальної і прикладної екології, екологічної геології та раціонального природокористування: Матеріали другої міжнародної науково-практичної конференції – Кривий Ріг, 2005. – 304 с. – С. 22-28.
8. Сметана М.Г. Рослинний покрив техногенних ландшафтів центральної та південної частини Криворіжжя // Геологічне середовище антропогенної екосистеми. Деякі чинники техногенезу. – Кривий Ріг, 2002. – С. 32-45.
9. Сметана Н.Г., Мазур А.Е., Сметана А.Н. Рост и развитие сосны крымской на железорудных отвалах Кривбасса // Интродукция и акклиматизация растений, вып. 32. – К., 1999. – С. 140-149.
10. Офіційний сайт БАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» – Режим доступу: <http://www.arcelormittal.com.ua/index.php?id=23>. – 20.01.2012. – Гірничо-збагачувальний комплекс.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 669.046: 504

А.В. РОМАНЕНКО, д-р техн. наук,

Л.Ф. ГОРДИЙЧУК, И.В. НИКОЛАЕВА, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗМЕЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАКОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Рассмотрена оценка воздействия на окружающую среду процессов складирования и переработки отвалов сталеплавильных и доменных шлаков ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог», и проведен анализ полученных результатов.

Проблема и связь с научными и практическими задачами. Черная металлургия относится к наиболее материалоемким отраслям промышленности. При производстве металлов и сплавов образуется значительное количество попутных продуктов, многие из которых после выделения из основного технологического процесса практически не используются и представляют собой отходы производства.

Шлаки представляют собой многокомпонентные системы, в которых основными оксидами, определяющими состав шлаков, являются: SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , MgO , FeO , MnO . Известно, что выход доменных шлаков на 1 т чугуна составляет 0,4-0,7 т, а при выплавке 1 т стали выход шлаков составляет 0,1-0,3 т. Образующиеся после выплавки сталеплавильные и доменные шлаки накапливаются в отвалах, отнимая при этом городские и сельскохозяйственные земли. В связи с отсутствием рациональных технологий утилизации шлаков, предприятия складировать их в отвалах. Шлаковые отвалы занимают сотни гектаров плодородных земель, выводя эти площади из сельскохозяйственного оборота. Отвалы загрязняют атмосферу, гидросферу и почву, отрицательно воздействуют на здоровье человека и состояние окружающей природной среды, что и обуславливает необходимость оценки воздействий на окружающую природную среду (ОВОС).

Анализ исследований и публикаций. С точки зрения сохранения и защиты глобальной экосистемы, шлакопереработка привлекает внимание многих ученых в последние годы.

В данное время существуют различные способы переработки шлаков. Известных способов извлечения металла из жидких шлаков, опробованных в промышленных условиях не существует, поэтому металл на металлургических предприятиях извлекается только из твердых шлаков при первичной переработке их в шлаковых отделениях, и при вторичной – на дробильно-сортировочных установках. Переработка жидких шлаков с точки зрения возможности максимального извлечения металла имеет неоспоримые преимущества перед технологией переработки твердых шлаков.

Перспективным направлением использования доменных гранулированных шлаков, по мнению зарубежных специалистов, является производство реакционно-порошковых бетонов, конструкция которых основана на принципах повышения однородности композиций за счет устранения крупного заполнителя, сокращения содержания песка и увеличения плотности матрицы за счет подбора гранулометрии зерен дисперсных компонентов, включая использование прессования.

В США, Англии, Германии, Франции, Японии воздушно охлаждаемые металлургические шлаки в основном перерабатываются на щебень, применяемый в качестве балласта при строительстве железных дорог, а также используют как заполнитель при сооружении аэродромных покрытий и автомобильных дорог. Асфальтобетонные покрытия с применением шлакового заполнителя характеризуются высокой прочностью, устойчивостью к истиранию, большим коэффициентом сцепления, отсутствием сдвиговых деформаций.

Украинские ученые имеют примеры технологий, которые в Украине прекратили использовать на практике, хотя за рубежом пользуются большой популярностью [5]. В частности, разработана отечественными учеными плавильная печь с погруженным сжиганием газа для термической переработки шлаковых отходов металлургического производства, с помощью которой реализуется новая технология изготовления теплоизоляционной строительной шлаковаты и шлакоситалла (прочного стеклокристаллического материала, который по своим свойствам превосходит гранит). Новая технология была внедрена в Киеве в 1991 г. на ОАО «Комбинат стройиндустрии», однако, в 2005 г. производство закрыли. Зато за рубежом такие печи успешно используют для переработки отходов (в Беларуси и Иране, планируют в России).

Кроме этого, возможно использование шлаков в процессе рекультивации территории для заполнения отработанных карьерных выемок, образованных при добыче известняка и доломита, которые являются важными компонентами шихты в черной металлургии.

Использование рациональных современных способов переработки шлаковых отвалов позволит очистить территорию, занимаемую отвалами, или, по крайней мере, не расширять ее до значительных пределов.

Постановка задачи. Данная статья посвящена анализу материалов оценки воздействий на окружающую среду шлаковых отвалов доменного и сталеплавильного производства. Совершенствование отвальных работ с целью увеличения удельной вместимости отвалов в границах земельного отвода ПАО «АрселорМиталл Кривой Рог», проведенной государственным предприятием ГП «ГПИ «Кривбасспроект».

Главной задачей является определение путей и способов нормализации состояния окружающей среды и обеспечение требований экологической безопасности в районе размещения отвалов.

Изложение материала и результаты. В материалах оценки воздействий на окружающую среду рассматривались основные вопросы, позволяющие оценить потенциальную опасность загрязнения воздушного бассейна при размещении и разработке отвальных шлаков, и оценивались в зависимости от природно-климатических факторов конкретной территории, обуславливающих способность атмосферы рассеивать и сорбировать загрязняющие вещества [1].

Материалы оценки воздействий на окружающую среду переработки и размещения шлаков указанного металлургического предприятия составлены согласно положениям нормативно-методического документа.

Законодательной базой для составления материалов оценки воздействий на окружающую среду являются следующие правовые документы: Закон Украины «Об охране окружающей природной среды», Закон Украины «Об охране атмосферного воздуха», Закон Украины «Об экологической экспертизе» и другие.

В ходе планируемой деятельности в отвалах размещаются отходы производства: сталеплавильные шлаки (отходы производства стали в конверторах и мартеновских печах) и доменные шлаки (отходы производства чугуна в доменных печах).

В отходах данного предприятия преобладают сталеплавильные шлаки. Общий объем сталеплавильных шлаков на отвале - порядка 49,5 млн т (на 1.01.2009 г.). Ежегодный объем накопления шлаков в отвале сталеплавильных шлаков составит 1266 тыс. т/год (582,6 тыс. м³/год). Объем размещения переработанных сталеплавильных шлаков с учетом разработки существующих отвалов составит 5831,6 тыс. м³ в год (12762 тыс. т/год), при этом объем отвала переработанных сталеплавильных шлаков будет увеличиваться на 582,6 тыс. м³/год.

Общий объем доменных шлаков на отвале составляет 25,749 млн т (на 1.01.2009 г.). Ежегодный объем накопления шлаков в отвале переработанных доменных шлаков составит 767,6 тыс. т/год (568,6 тыс. м³/год). Объем размещения переработанных доменных шлаков с учетом разработки существующих отвалов составит 2362,7 тыс. м³ в год (3189,6 тыс. т/год), при этом объем отвала доменных шлаков будет увеличиваться на 568,6 тыс. м³/год.

С целью оценки состояния воздушной среды в районе размещения отвалов определены расчетные выбросы загрязняющих веществ в воздушную среду и выполнены расчеты их рассеивания в атмосфере. Расчеты приземных концентраций загрязняющих веществ проводили для неблагоприятных метеоусловий согласно «Методики расчета концентраций в атмосферном

воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятия. ОНД-86» [3] по программе «ЭОЛ» (версия 5.23) с учетом одновременной работы на участке всех машин и механизмов.

Оценка возможных неблагоприятных воздействий размещения и разработки сталеплавильных и доменных шлаковых отвалов на окружающую среду позволила получить следующие результаты.

В ходе размещения сталеплавильных отвалов шлаков образуется пыль, частицы которой, включают диоксиды кремния (вещество третьего класса опасности).

При статическом хранении шлаков на территории отвалов (участок на котором проводится отсыпка шлаков, а также отвальные работы в течение года) (площадь участка 262,3 тыс. м²) расчетный выброс содержащей диоксид кремния пыли значителен и достигает 3,032 г/с (39,772 т/год).

При разгрузке шлаков на территории отвалов расчетный выброс пыли, содержащей диоксид кремния значителен и достигает 2,084 г/с (65,721 т/год).

Движение автотранспорта на участке отвалов обуславливает загрязнение атмосферного воздуха пылью и токсичными примесями выхлопов двигателей внутреннего сгорания. Пыль выделяется при взаимодействии колес автотранспорта с полотном дороги. Расчетный выброс пыли при автотранспортных работах равен 0,453 г/с или 14,286 т/год. Мощность выброса токсичных газов соответственно составила, г/с (т/год): оксид углерода - 0,152 (4,801); углеводороды - 0,024 (0,772); диоксид азота - 0,084 (2,66); сажа - 0,019 (0,616); ангидрид сернистый - 0,014 (0,445).

Для пылеподавления на отвалах переработанных сталеплавильных шлаков при работах, выполняемых подрядными организациями, рекомендуется: применять поливочные машины с гидромонитором на базе автомобиля БелАЗ-7523, а также закрепление поверхности постоянных отвалов переработанных шлаков водными растворами известкового молока с расходом 3 л/м² [4].

Для пылеподавления на отвалах переработанных шлаков применяют техническую воду, которая прошла специальные лабораторные исследования и применение которой согласовано в органах санитарного надзора.

Расчетные суммарные выбросы загрязняющих веществ в атмосферу по ингредиентам представлены в табл. 1.

Таблица 1

Суммарные выбросы загрязняющих веществ в атмосферу

Наименование загрязняющего вещества	ПДК*, мг/м ³	Мощность выброса	
		г/с	т/год
Диоксид азота	0,2	0,084	2,66
Сажа	0,15	0,019	0,616
Ангидрид сернистый	0,5	0,014	0,445
Оксид углерода	5,0	0,152	4,801
Углеводороды предельные	1,0	0,024	0,772
Пыль неорганическая, содержащая диоксид кремния менее 20 %	0,5	5,569	119,779
Всего		5,862	129,073

Примечание: *ПДК максимальная разовая для населенной зоны

Анализ результатов расчета рассеивания показал, что расчетные значения приземных концентраций загрязняющих веществ в воздухе на границе санитарно-защитной зоны (шириной 300 м) ниже нормативов экологической безопасности и составляют, в долях ПДК максимальной разовой для населенных мест: пыль неорганическая, содержащая диоксид кремния менее 20 % - от 0,065 до 0,41; диоксид азота - от 0,057 до 0,24; сажа - менее 0,1; диоксид серы - менее 0,1; углеводороды предельные - менее 0,1; оксид углерода - менее 0,1; вещества, обладающие суммацией вредного действия: диоксид азота и ангидрид сернистый - от 0,06 до 0,26. Из вышеизложенного следует, что приземные концентрации загрязняющих веществ на границе населенной зоны не превышают нормативы экологической безопасности.

Для предупреждения загрязнения воздушной среды предусмотрено: не допускать нарушения требуемой ширины санитарно-защитной зоны, принятой для отвалов сталеплавильных шлаков равной 300 м; проводить постоянный контроль запыленности атмосферного воздуха на участке отвалов; в летний период обеспечить пылеподавление на автодорогах, используя для этой цели поливочную машину.

Потенциальную опасность загрязнения атмосферного воздуха в процессе размещения и разработки доменных отвалов шлаков оценивали аналогично сталеплавильным отвалам шлаков.

Основным загрязняющим веществом, выбрасываемым в атмосферный воздух при размещении отвалов доменных шлаков, является неорганическая пыль, содержащая диоксид кремния. Выбросы пыли в ходе размещения и доставки отвальных шлаков имеют место при работе бульдозера и экскаваторов на стационарных тупиках, транспортировке самосвалами.

Расчетная мощность выбросов пыли, содержащей диоксид кремния, атмосферу составила, г/с (т/год): при работе бульдозера - 0,028 (0,362); при работе экскаватора (погрузка доменного шлака в автотранспорт в стационарных тупиках №№5,6,9) - 0,096 (0,784); при работе экскаватора (погрузка доменного шлака в автотранспорт в стационарных тупиках №№7,8) - 0,092 (0,522). Мощность выброса токсичных газов при работе бульдозера соответственно составила, г/с (т/год): оксид углерода - 0,316 (4,152); углеводороды - 0,054 (0,715); диоксид азота - 0,276 (3,633); сажа - 0,034 (0,444); ангидрид сернистый - 0,044 (0,577).

Движение автотранспорта на участке отвалов обуславливает загрязнение атмосферного воздуха пылью и токсичными примесями выхлопов двигателей внутреннего сгорания. Пыль выделяется при взаимодействии колес автотранспорта с полотном дороги. Расчетный выброс пыли при автотранспортных работах равен 0,088 г/с или 2,775 т/год. Мощность выброса токсичных газов соответственно составила, г/с (т/год): оксид углерода - 0,039 (1,226); углеводороды - 0,006 (0,197); диоксид азота - 0,022 (0,679); сажа - 0,005 (0,157); ангидрид сернистый - 0,004 (0,114).

Расчетная мощность выброса пыли при разгрузке доменных шлаков на отвалах расчетный выброс содержащей диоксид кремния пыли значителен и достигает 1,036 г/с (32,671) т/год.

При статическом хранении доменных шлаков на территории отвалов расчетный выброс содержащей диоксид кремния пыли значителен и достигает: I этап - 3,542 г/с (34,764 т/год), на II этапе - 2,676 г/с (9,389 т/год).

При мокрой грануляции доменных шлаков на территории ШПЦ имеет место выброс в атмосферу серосодержащих веществ, г/с (т/год): ангидрид сернистый - 0,267 (2,107); серная кислота - 1,02 (8,056); сероводород - 0,094 (0,744).

Суммарные выбросы в атмосферу при размещении отвалов доменных шлаков и грануляции огненно-жидкого доменного шлака в гидрожелобном агрегате по загрязняющим веществам представлены в табл. 2.

Таблица 2

Суммарные выбросы загрязняющих веществ в атмосферу

Наименование загрязняющего вещества	ПДК*, мг/м ³	Мощность выброса	
		г/с	т/год
Диоксид азота	0,2	0,298	4,312
Серная кислота	0,3	1,02	8,056
Сажа	0,15	0,039	0,601
Ангидрид сернистый	0,5	1,035	4,693
Сероводород	0,008	0,349	1,414
Оксид углерода	5,0	0,355	5,378
Углеводороды предельные	1,0	0,06	0,912
Пыль неорганическая, содержащая диоксид кремния 70...20 % (I этап)	0,3	4,882	46,503
Пыль неорганическая, содержащая диоксид кремния 70...20 % (II этап)	0,3	4,016	47,592
Всего (I этап):		8,038	71,869
Всего (II этап):		7,172	72,958

Примечание: * ПДК максимальная разовая для населенной зоны

Результаты расчета рассеивания показали, что расчетные приземные концентрации загрязняющих веществ в атмосферном воздухе на границе санитарно-защитной зоны составляют, в долях ПДК: пыль неорганическая, содержащая диоксид кремния (I этап) - от 0,021 до 0,29; пыль неорганическая, содержащая диоксид кремния (II этап) - от 0,019 до 0,26; диоксид азота - от 0,011 до 0,12; серная кислота - от 0,028 до 0,12; сероводород - от 0,12 до 0,53; оксид углерода - менее 0,10; углеводороды - менее 0,1; сажа - менее 0,1; ангидрид сернистый - менее 0,1; вещества, обладающие суммацией вредного действия: кислота серная и ангидрид сернистый - от 0,035 до 0,14; ангидрид сернистый и сероводород - 0,13 до 0,55; диоксид азота и ангидрид сернистый - 0,015 до 0,15. Из вышеизложенного следует, что приземные концентрации загряз-

няючих веществ на границе санитарно-защитной зоны и населенной зоны не превышают нормативы экологической безопасности.

Мероприятия, предусмотренные по снижению загрязнения атмосферного воздуха в районе доменных отвалов, те же, что и для сталеплавильных отвалов.

В результате оценки воздействий на окружающую среду объем выброса загрязняющих веществ в атмосферу без учета мероприятий (с учетом мероприятий) по сталеплавильным шлакам составляет - 2563,456 (49,05) т/год, а по доменным шлакам - 733,798 (13,272) т/год (I этап), 842,787 (14,363) т/год (II этап).

Выводы. Проведена оценка воздействия на окружающую природную среду размещения отвалов доменных и сталеплавильных шлаков (ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог»). Установлено, что размещение и переработка данных шлаков оказывает незначительное вредное воздействие на окружающую природную среду на участках их размещения.

В целом, учитывая масштаб и интенсивность рассмотренных воздействий на окружающую среду, планируемую деятельность при выполнении предусмотренных природоохранных мероприятий, можно считать экологически приемлемой.

Список литературы

1. Рабочий проект «Шлакоперерабатывающий цех. Шлаковые отвалы доменного и сталеплавильного производства. Совершенствование отвальных работ с целью увеличения удельной вместимости отвалов в границах земельного отвода», Оценка воздействий на окружающую среду, ДП «ДПИ «Кривбасспроект», Кривой Рог, 2009. – 121 с.
2. ДБН А.2.2-1-2003. Состав и содержание материалов оценки воздействий на окружающую среду (ОВОС) при проектировании и строительстве предприятий, зданий и сооружений. – 23 с.
3. ОНД-86. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. – Л.: Гидрометеиздат, 1987 – 91 с.
4. В.А. Михайлов, П.В. Бересневич, В.Г. Борисов, А.И. Лобода. Борьба с пылью в рудных карьерах М., Недра, 1981. – 262 с.
5. М.И. Панфилов. Металлургический завод без шлаковых отвалов. М., «Металлургия», 1978. – 248 с.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 628.515: 504

І.П. АНТОНІК, В.І. АНТОНІК, кандидати біол. наук, доценти,
А.М. БОНДАРЕНКО, д-р мед. наук, А.П. ЧЕРНЯВСЬКА, студентка,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ РІЗНИХ ВИДІВ ГІДРОМАКРОФІТІВ ДЛЯ БІОЛОГІЧНОГО ОЧИЩЕННЯ ВОДИ ТЕХНОГЕННИХ ВОДОЙМ ВІД ІОНІВ ТА СОЛЕЙ ЗАЛІЗА

Проведено дослідження вмісту заліза в типових водних об'єктах міста Кривого Рогу, вивчена здатність різних видів вищих рослин гідроценозів до акумуляції іонів та солей заліза і на цій основі здійснено вибір найбільш ефективних водних макрофітів для біологічної очистки водних ресурсів Криворіжжя від металів.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У річки та водойми міста Кривого Рогу за рік в середньому надходить понад 200 млрд м³ неочищених або недостатньо очищених технологічних стічних, фільтраційних та шахтних забруднених вод. Крім інших компонентів, у складі забруднювачів стічних вод є солі важких металів, концентрація яких може перевищувати гранично допустимий рівень у 2-7 разів.

Метали слід розглядати як одну з найбільш небезпечних груп хімічного забруднення гідроценозів. На відміну від органічних поллютантів, метали не зазнають деструкції, поступово накопичуються у водних екосистемах та перерозподіляються між окремими видами організмів і неорганічними складовими водойм. Динаміка міграційної рухомості металів визначається головним чином їх фізико-хімічними властивостями та активністю процесів кругообігу речовин.

Існуючі методики видалення металів із стічних вод підприємств гірничо-видобувного комплексу недостатньо ефективні та економічно не вигідні, пов'язані з утворенням великої кількості токсичних шлаків [1;2]. На наш погляд, більшого ефекту у цій діяльності можна досягти при поєднанні гідротехнічних та гідробіологічних заходів. Останнє можна реалізувати, наприклад, шляхом стимуляції природного самоочищення водойм з використанням водної рослинності, що здатна по-

глинати та накопичувати хімічні речовини, в тому числі і метали. Як відомо, такі гідрофіти можуть забезпечувати динаміку міграції речовин та сприяти переведенню накопичених металів в біологічно нейтральні сполуки. Участь різних екологічних груп гідрофітів в цьому процесі неоднакова та визначається характером живлення рослини, світловим режимом водойми та концентрацією металів у воді. У зв'язку з цим перспективним та актуальним слід вважати дослідження здатності різних видів гідрофітів накопичувати важкі метали.

Об'єктами біологічної рекультивації та ремедіації на Криворіжжі повинні бути як природні водойми, так і водойми техногенного походження (технологічні водойми, затоплені відпрацьовані кар'єри тощо). Одним з методів рекультивації водних об'єктів є використання металофільних макрофітів і забезпечення на цій підставі більшої стійкості екосистеми водойм.

Аналіз досліджень та публікацій. Гідрографічна сітка Кривого Рогу складається з кількох взаємопоєднаних водних геосистем, основна частина яких представлена десятима річками і багаточисельними ручаями та тимчасовими водотоками балок, а також невеличкими озерами на днищах глибоких балок, де є підземні джерела води. Всі розташовані на території Криворіжжя річки входять до басейну Дніпра: Інгулець, з притоками - Саксагань, Зелена, Жовта, Бокова (з притокою Боковенька), Вербова (притока річки Вісунь, яка, в свою чергу, впадає в річку Інгулець), а також Кам'янка - притока річки Базавлук. Усі річки, окрім Інгульця, відносяться до розряду малих річок [2].

Головним чинником антропогенного перетворення гідрологічної структури в регіоні став розвиток промисловості (техногенез), а також деякі посттехногенні процеси [3]. Для покриття водних потреб господарства ще у 30-х рр. XX. ст. на річках Інгулець і Саксагань були споруджені кілька водосховищ, які у наступні роки розширювалися. На сьогодні у Кривбасі існує 5 водосховищ і близько 100 ставків з природною водою, більша частина яких знаходиться в межах Дніпропетровської області. На території Криворізького району збудовано 51 ставок загальною площею 728 га, а у межах Широківського району - 47 ставків загальною площею водного дзеркала 703 га. На річці Інгулець у межах Криворізького району створено 2 водосховища питної води - Іскрівське та Карачунівське, а на річці Саксагань - 3 водосховища води господарського призначення - Макортівське, Кресівське і Дзержинське [3].

Ще одним цікавим явищем перебудови природної гідрологічної структури Кривбасу є поява природно-техногенних озер. Такі озера виникли самостійно в западинах відпрацьованих кар'єрів внаслідок накопичення атмосферних опадів, талих снігових вод і, частково, підземних вод (наприклад, у Жовтневому гранітному кар'єрі, залізрудному кар'єрі №1 НКГЗК, у кар'єрі Візирка тощо). Велике природно-техногенне озеро утворилося також в провальній котловині в районі селища Краматорівка, де бортові зсуви суглинків і глин зумовили появу западини із водотривким дном, яка згодом заповнилася атмосферними водами [3].

Протягом 120-річної експлуатації залізрудних родовищ Криворіжжя споруджено також велику кількість штучних водо- і шламосховищ, що містять мільйони м³ технологічної води. Фільтраційна вода цих водойм, а також шахтні та кар'єрні води разом з дощовими водами, що змивають забруднені промисловим пилом поверхні ґрунта в межах міста, утворюють неочищені або недостатньо очищені стічні води, що на сам кінець потрапляють у річки, природні водойми та водосховища регіону, значно змінюючи солевміст та мінералізацію води, в тому числі насичуючи її солями та іонами важких металів.

Як відомо, сполуки металів є каталізаторами біохімічних процесів і впливають на розвиток водних організмів. Така дія може бути стимулюючою, пригнічуючою або нейтральною, залежно від природи самого металу, концентрації і форми його існування у воді, а саме: у вигляді часток, простих або складних катіонів і аніонів, низько- і високомолекулярних комплексних сполук з неорганічними і органічними речовинами тощо [7].

Серед абіотичних чинників водного середовища, що впливають на ступінь токсичності іонів металів, виділяють наступні: утворення малорозчинних неорганічних сполук (сульфідів, фосфатів, карбонатів) і їх випадіння в осад; окислення металів, поглинання і захоронення іонів металів донними відкладами водоймищ; адсорбція металів на зважених у воді частках тощо. Саме адсорбція іонів металів зваженими частками і випадіння їх в осад приводить, як правило, до найбільш суттєвої детоксикації забруднювачів [5].

Біологічна дія іонів металів полягає у їх взаємодії з стінками або мембранами клітин рослинних і тваринних організмів, яка зводиться в основному до процесу адсорбції. Надалі іони металів можуть взаємодіяти з білками і вуглеводами поверхневого шару мембран. Скріплення

іонів металів сульфогідрильними групами (-SH - групами) ензимів і протеїнів приводить до уповільнення ензиматичної активності [6]. Залізу, що перебуває у водних розчинах, властиві також реакції гідролізу і гідролітичної полімеризації [4].

У водах озер, ставків і водосховищ, в порівнянні з ріками, вміст розчиненого заліза зазвичай значно вищий, а його концентрація схильна до помітних сезонних коливань. Це обумовлено дією комплексу фізико-хімічних, біохімічних і гідрологічних чинників, таких, як рН, вміст розчиненого кисню, двоокису вуглецю, сірководню, органічних, у тому числі гумусових речовин, мікро і макрофлори водоймища [7].

Вміст заліза у воді вище 1-2 мг/л значно погіршує її органолептичні властивості і надає їй неприємного терпкого смаку, що робить воду малоприсадною навіть для використання в технічних цілях і дуже небезпечною для водосховищ питної води. ГДК заліза у воді становить 0,3 мг/л [4].

Одним з видів самоочищення водойм, як вказувалося вище, є поглинання та накопичення водною рослинністю хімічних речовин, в тому числі і важких металів. Занурені рослини за звичай накопичують мікроелементів в 4-9 разів більше, ніж прибережно-водні рослини. Накопичення металів водними рослинами залежить від концентрації цих речовин в водоймі [4]. Відомо також, що дуже висока концентрація металів в шахтних водах негативно позначається на життєдіяльності рослин і тому порушує їх накопичувальну здатність, але такі важкі метали, як 3-валентний хром, залізо, марганець, цинк мають помірну фітотоксичність і їх концентрації у воді можуть бути великими без особливої шкоди для рослин [4].

Діапазон нормального вмісту заліза в водних рослинах одного виду дуже широкий (максимальна кількість може перевищувати мінімальну в 20-30 разів). Накопичення металу в рослинній масі в кількості, що перевищує в 2-3 рази фоновий рівень, не викликає негативних наслідків або ж вони не дуже значні і тільки при більш суттєвому накопиченні залізо починає пригнічувати хід метаболічних процесів, гальмує розвиток та знижує продуктивність [4]. В органах рослин залізо розподіляється нерівномірно і у більшості випадків ці мікроелементи накопичуються в корінні, стеблах та листі.

На даний момент великий інтерес представляють роботи, присвячені ролі болотних систем в знешкодженні стоків гірничо - видобувних підприємств шляхом створення штучних водних систем, так званих біоплато [7].

Постановка завдання. Метою і завданням проведеного дослідження стало визначення ступеню накопичення заліза різними видами вищих водних рослин (гідромакрофітів) техногенно-забруднених водойм Криворіжжя та вибір на цій підставі найбільших «залізофілів» для подальшої рекомендації їх цілеспрямованого розмноження в комплексі гідробіологічних заходів з оптимізації стану та рекультивативної водних об'єктів Кривого Рогу.

Викладення матеріалу та результати. Для виявлення ролі макрофітів в видаленні заліза з води об'єкти дослідження повинні відповідати певним умовам, а саме: мінеральне живлення рослини повинно відбуватися переважно всією поверхнею тіла, тоді як коренева система повинна виконувати лише функцію прикріплення до субстрату або бути взагалі редукованою.

Об'єкти досліджень повинні бути також типовими представниками флори Криворіжжя, або перспективними для інтродукції видами. Виходячи з зазначених вимог в якості об'єктів дослідження було обрано наступні види макрофітів: *K* - кушир темно-зелений (*Ceratophyllum demersum*), *B* - водопериця колосиста (*Myriophyllum spicatum*), *E* - елодея канадська (*Elodea canadensis*), *P* - ряска триборозенчаста (*Lemna trisulca*), *Pd1* - рдест кучерявий (*Potamogeton crispus*), *Pd2* - рдест гребінчастий (*Potamogeton pectinatus*), *Pd3* - рдест пронизанолистий (*Potamogeton perfoliatus*). За відношенням до зон сапробності усі відібрані макрофіти, здатні мешкати у відносно чистих і забруднених водах [4].

При проведенні досліджень застосовувалися типові методи. Так як води ставків, озер та водосховищ Кривого Рогу на різних ділянках та глибинах неоднорідні за якісними показниками, то проби відбиралися точковим методом з різних міст водойм з урахуванням відбору водних рослин. Відбір води здійснювався за методикою, що описана А.Д. Семеновим [8]. Концентрація загального заліза у воді визначалася калориметричним методом, заснованим на взаємодії іонів заліза в лужному середовищі з сульфосаліциловою кислотою з утворенням забарвленої в жовтий колір комплексної сполуки [6].

Відбір рослинного матеріалу проводився за стандартними методиками [4]. При відборі матеріалу враховувалися розміщення рослинності в водоймі, кількісний та якісний склад мак-

рофітів, особливості забруднення водойми, положення точок відбору щодо джерел забруднення. Мінералізація рослинного матеріалу проводилася шляхом його «спалювання» в соляній кислоті для переведення заліза в водорозчинні форми та випаровування рідини в витяжному боксі з послідовним озоленням при температурі 400-450°C [8].

Визначення заліза в золі рослин проводилося калориметричним методом на фотоелектрокалориметрі, застосовуючи синій світловий фільтр. За остаточний результат аналізу приймалося середнє арифметичне трьох паралельних вимірів [8].

Показником вилучення рослинами заліза з оточуючого середовища та його акумуляції був прийнятий коефіцієнт накопичення (КН), що визначався як співвідношення кількості речовини в середовищі до кількості речовини в організмі.

В якості бази досліджень були обрані чотири групи внутрішньоміських водних об'єктів, диференцьованих за типом (рівнем) антропогенного впливу (див. табл. 1). Вибір групи водних об'єктів був обумовлений також критерієм відносно сталого стану їх гідроценозів.

Результати досліджень свідчать, що у різних груп обраних водних об'єктів спостерігається певна видова специфіка макрофітів. Так, якщо у північних водоймах переважають ряска триборозенчаста *P* і кушнір темно-зелений *K*, то в усіх інших - різні види рдестів *Pd*. Найбільшу середню концентрацію заліза виявлено у водоймах санітарної зони металургійного заводу ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (перебільшує ГДК у 2,5 рази).

Важливо відмітити, що в окремих групах водних об'єктів виявлені різні види макрофітів, схильних до найбільшої акумуляції заліза: у водоймах мінімального забруднюючого навантаження це ряска триборозенчаста *P*; у водоймах басейну Кресівського водосховища - водопериця колосиста *B* та рдест кучерявий *Pd1*, а в водоймах промислового забруднення - елодея канадська *E*, що можна пояснити різним станом рН води та відмінним рівнем забруднення іншими політантами неорганічного походження. Певне значення в обумовленні цієї картини може мати і випадковість заселення водоймищ окремими видами рослин.

Таблиця 1

Характеристика обстежених водойм та вмісту заліза в об'єктах дослідження

Тип (рівень) антропогенного навантаження	Розташування водойми	Види макрофітів*	Середній рівень вмісту заліза у воді, мг/л /; у рослинах: вид, мг/г СР**
Мінімальне техногенне навантаження, дощові стоки	Північна частина міста: стариці басейну річки Саксагань	<i>P</i> ; <i>K</i> ; <i>Pd1</i> ; <i>Pd2</i> .	0,27 / <i>P</i> ; 2,8
Побутові та дощові стоки	Район Кресівського водосховища: штучні водойми «Ставки»	<i>Pd3</i> ; <i>Pd2</i> ; <i>B</i> .	0,45 / <i>B</i> ; 1,04
Побутові та дощові стоки, шахтні води та просочувані води старого шламосховища.	Басейн Кресівського водосховища: затоплені балки району ім. Фрунзе	<i>Pd2</i> ; <i>B</i> ; <i>Pd3</i> ; <i>Pd1</i> ; <i>K</i> ;	0,25 / <i>Pd1</i> ; 3,14
Промислове забруднення: дощові та виробничі стоки, осідання пило-газових викидів.	Південна частина міста: водойми санітарної зони металургійного заводу, басейн річки Інгулець	<i>Pd1</i> ; <i>K</i> ; <i>E</i> ; <i>Pd2</i> ; <i>B</i> ;	0,79 / <i>E</i> ; 2,67;

Примітка: * Види макрофітів для кожної групи водних об'єктів записані в порядку їх розповсюдженості у водоймі; скорочення назви макрофітів пояснено вище. ** мг / г СР –міліграм на грам сухої речовини

Таблиця 2

Індивідуальні характеристики видів гідромакрофітів

Вид макрофітів	Розповсюдженість у природі	Здатність накопичувати великі обсяги біомаси	Коефіцієнт накопичення заліза	Залежність КН від концентрації заліза в воді	Період вегетації рослини	Спосіб та період розмноження
Ряска триборозенчаста <i>Lemna trisulca</i>	спорадично (-)	- (-)	8034,5 (+)	- 3 (+)	однорічник (-)	вегетативне/літо (-)
Рдест кучерявий <i>Potamogeton crispus</i>	повсемісно (+)	+ (+)	7631,7 (+)	- 23 (-)	на протязі року/багаторічник (+)	вегетативне/на протязі року (+)
Рдест гребінчастий <i>Potamogeton pectinatus</i>	повсемісно (+)	+ (+)	4636,2 (-)	- 5 (+)	на протязі року/багаторічник (+)	вегетативне/на протязі року (+)

Водопериця колосиста <i>Myriophyllum spicatum</i>	повсемісно (+)	+	4134,9 (-)	- 4 (+)	однорічник (-)	вегетативне/літо (-)
Елодея канадська <i>Elodea canadensis</i>	дуже рідко (-)	+	3381,1 (-)	-	на протязі року/багаторічник (+)	вегетативне/на протязі року (+)
Рдест пронизанолистий <i>Potamogeton perfoliatus</i>	повсемісно (+)	+	2408,4 (-)	- 19 (-)	на протязі року/багаторічник (+)	вегетативне/на протязі року (+)
Кушир темно-зелений <i>Ceratophyllum demersum</i>	повсемісно (+)	+	2030,3 (-)	- 5 (+)	однорічник (-)	вегетативне/літо (-)

У табл. 2 наведено характеристику окремих видів залізофільних гідромакрофітів з визначенням перспективності їх використання у системі гідробіологічних заходів щодо оптимізації стану водних об'єктів Кривого Рогу: знаком (+) позначено перспективний показник щодо ролі у вилученні заліза; (-) - неперспективний показник.

Треба зазначити, що чіткого зв'язку між рівнем накопичення заліза різними видами макрофітів та їх екологічною специфікою не виявлено. В той же час встановлено, що концентрація заліза у воді суттєво впливає на процеси його накопичення рослинами і це для більшості видів характерно за наступною загальною закономірністю: при зростанні концентрації забруднення води залізом до рівня 0,222-0,278 мг/л КН поступово наростає і досягає максимуму. При подальшому наростанні забруднення залізом його накопичення зменшується і становить мінімум при 0,752-0,796 мг/л. В ряду зменшення показників КН в залежності від зростання концентрації заліза у воді макрофіти можна розташовувати в такій послідовності: *рдест кучерявий* (КН зменшується в 23 рази); *рдест пронизанолистий* (у 19 разів); *рдест гребінчастий* (у 5 разів); *кушир темно-зелений* (у 5 разів); *водопериця колосиста* (КН зменшується майже в 4 рази); *ряска триборозенчаста* (у 3,2 рази).

За значенням середнього показника коефіцієнту накопичення (КН) заліза відносно води всі досліджені гідромакрофіти слід розташувати в наступній ранговій послідовності, що відображає рівень їх залізофільності, тобто здатність до акумуляції заліза: **I** - *ряска триборозенчаста* КН = 8034,5);

- II** - *рдест кучерявий* (КН = 7631,7);
- III** - *рдест гребінчастий* (КН = 4636,2);
- IV** - *водопериця колосиста*..... (КН = 4134,9);
- V** - *елодея канадська* (КН = 3381,1);
- VI** - *рдест пронизанолистий*..... (КН = 2408,4);
- VII** - *кушир темно-зелений*..... (КН = 2030,3).

Отже, найбільш перспективними видами рослин для використання в якості біологічних очисників техногенних водойм Криворіжжя від іонів і солей заліза можна вважати *рдест гребінчастий*; *кушир темно-зелений*; *водопериця колосиста*; *ряска три борозенчаста*.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Вища водна рослинність, як компонент гідроценозу, може виступати в якості засобу рекультиватії та ремедіації природних та штучних водойм щодо забезпечення стійкості їх екосистем. Найбільшу роль у вилученні заліза з води відіграють види, які мають високий показник коефіцієнту накопичення заліза, найменшу залежність КН від концентрації заліза в воді, широко розповсюджені, здатні накопичувати великі обсяги біомаси, вегетують на протязі всього року та легко розмножуються вегетативним шляхом.

Найбільш перспективними серед макрофітів, для оптимізації вмісту заліза в штучних водоймах Криворіжжя, є представники роду *Potamogeton*. Інші досліджені види можуть бути використані в якості допоміжних. Серед однорічних видів перспективним є вид *Lemna trisulca* (за умови масового розмноження та утворення за короткий вегетативний період великих обсягів біомаси). Високий рівень КН заліза цією рослиною та низька залежність акумулятивної функції від концентрації заліза у воді робить цю рослину найбільш придатною для рекультиватії та ремедіації водойм із вмістом заліза, який значно перевищує ГДК.

Список літератури

1. **Иванова А.А., Каплин В.Т., Гончарова Т.О.** Процессы превращения соединений металлов в природных водах / **А.А. Иванова, В.Т. Каплин, Т.О. Гончарова** // Труды IV Всесоюзного гидрологического съезда, т. 9. - Л., Гидрометеиздат, 1976, С. 44-53.
 2. Природнича географія Кривбасу / [Казаков В.Л., Сметана М.Г., Шипунова В.О. та ін]; - Кривий Ріг: Октан-Принт, 2000. - 136 с.
 3. **Малахов І.М.** Техногенний ландшафт і проблема екобезпеки / **І.М. Малахов** // Матеріали міжнародної наукової конференції: «Теоретичні, регіональні, прикладні напрями розвитку антропогенної географії та ландшафтознавства», - Кривий Ріг, 2005. С. 24-28.
 4. **Пестриков С.В., Исаева О.Ю.** и др. Обоснование эффективности эколого – геохимического барьера с высшими водными растениями для доочистки сточных вод от ионов тяжелых металлов. / С.В. Пестриков, О.Ю. Исаева // Инженерная экология № 2, 2007, с.21 – 28.
 5. Руководство по химическому анализу поверхностных вод суши / [ред. проф. А. Д. Семенова]. - Л.: Гидрометеиздат, 1977. - 541 с.
 6. Унифицированные методы анализа вод /под ред. **Ю.Ю. Лурье**. – М.: Химия, 1971. – 376 с.
 7. **Булава Л.Н.** Физико-географический очерк Криворожского горнопромышленного района / **Л.Н. Булава** - КГПИ, 1990. - 125 с.
 8. Руководство по химическому анализу поверхностных вод суши / [ред. проф. **А.Д. Семенова**]. - Л.: Гидрометеиздат, 1977. - 541 с.
- Рукопись поступила в редакцию 23.03.12

УДК 622.8: 622.235.5

А.П. МЕДУЛЯН, магистрант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЛОКАЛИЗАЦИЯ ПОДЗЕМНЫХ ПУСТОТ И ПОВЫШЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА ГОРНОРАБОЧИХ НА ШАХТАХ КРИВБАССА

Согласно «Единым правилам безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений подземным способом» все отработанные камеры (пустоты) должны быть обрушены искусственным способом. Если по какой-либо причине пустота не погашена, то она должна быть локализована от действующих выработок, где могут находиться люди.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На сегодня основным железорудным сырьем ГМК Украины являются магнетитовые кварциты. Для отработки их месторождений в Кривбассе применяют камерные системы разработки. На данный момент на шахтах накопился достаточно большой объем камер (пустот) и внезапное самообрушение пород в которых, приводит к образованию ударных воздушных волн (УВВ) в результате быстрого вытеснения воздуха из камер по прилегающим к ней выработкам. Проходя по сети горных выработок УВВ может разрушить подземные сооружения а так же если имеется связь с нулевой отметкой может спровоцировать разрушения на дневной поверхности.

Такой случай произошел на шахте имени Орджоникидзе. В 7 часов 13 июня 2010 г. во время проведения плановых работ по проведению массового взрыва в подземных выработках на горизонтах 447/527 м (65 т взрывчатки грамонит-79/21), произошло обрушение борта открытого нерабочего карьера, расположенного на расстоянии 1 км от административного здания шахты. После обрушения борта карьера возникла зона нарушения размером 800×500 м и глубиной от 10 до 100 м.

Этот случай еще раз доказывает то, что накопление подземных пустот и их самообрушение что ведет к возникновению УВВ которые так же опасны и для человеческого организма, влечет за собой и накопление вопросов для решения которых необходим научный подход.

Анализ исследований и публикаций. Действие ударной воздушной волны на людей. При времени действия УВВ длительность 20-200 мс, когда оно соизмеримо или превышает период собственных колебаний органов тела человека, основное влияние на характер травмирования человека оказывает давление на фронте волны. Так, барабанные перепонки, являющиеся наиболее уязвимым местом, разрываются при избыточном давлении 35-105 кПа в зависимости от положения головы к фронту УВВ. При давлении на фронте УВВ 20-40 кПа у человека возникают легкие контузии и травмы легкой степени, характеризующиеся головокружением и головной болью. При давлении 40-100 кПа происходит сильное контузия, повреждающая внутренние органы, кровеносные сосуды и мышцы.

Организм человека весьма устойчив к действию УВВ и не получает серьезных повреждений при давлении на фронте волны до 10 кПа. Большая устойчивость человека объясняется обтекаемостью и эластичностью тела, которое при ударе может легко менять свою форму.

Если продолжительность действия УВВ превышает 200-250 мс, для человека опасны как давление, так и скорость движущегося за фронтом волны потока воздуха. При давлении 20 кПа она превышает 40 м/с. Такой скорости движения воздуха человек не выдерживает и получает травмы при падении. При более длительном действии волны люди могут быть захвачены движущимся потоком воздуха и травмированы.

Вместе с воздушным потоком, движущимся за фронтом волны, летят куски породы, металла, дерева и др. предметы, представляющие серьезную опасность для людей и сооружений. При этом чем больше скорость потока и время действия волны, тем больше вовлекается в движение предметов.

Длинные волны продолжительностью действия более 250 мс обычно образуются при взрывах зарядов ВВ большой массы и на большом расстоянии от взрыва.

Допустимое давление на фронте УВВ для людей при взрывах в горных выработках с учетом скорости воздуха и продолжительности их действия не должно превышать 10 кПа. При подготовке массовых взрывов в подземных условиях допустимое давление не должно превышать 20 кПа [1].

Полностью изолировать камеру, в которой могут самообрушаться породы, нецелесообразно, так как при внезапном самообрушении сжатый воздух найдет какой-нибудь выход в самом неожиданном месте, поэтому при проектировании пустоты необходимо предусмотреть выход воздуху в безопасные места.

Известен способ локализации у.в.в, возникающей при внезапном самопроизвольном обрушении горных пород, преимущественно при камерной системе разработки, заключающейся в отводе воздушной волны через систему выработок отвода, при чем нижнюю часть камеры с верхней соединяют системой выработок. Кроме того, прилегающие к нижней части камеры выработки отвода УВВ выполняют в виде конфузора, а также в качестве одной из выработок для отвода УВВ используют выработанное пространство смежной камеры, блока или слепого рудного тела.

Недостатками такого способа являются: невозможность его применения при отсутствии смежных камер, служащих для отвода УВВ большой объем работ при проходке специальных воздухоотводящих выработок, не используемых в других целях; невозможность циркуляции воздуха между верхней и нижней частями камеры при внезапном обрушении потолочины, так как в этом случае выработки, расположенные в верхней части камеры, будут перекрыты обрушаемыми породами. Способ может применяться при специфических условиях, например, только при наличии смежных камер и при частичном обрушении потолочины.

Предложен способ защиты от воздействия воздушных ударов при обрушении горных пород с использованием перемычек, при чем в массиве выше лежащих пород проходят выработки, сообщающие выработанное пространство с поверхностью.

Недостатком выше упомянутого способа является невозможность его применения при наличии зоны обрушения поверхности, а при отработке месторождений на больших глубинах указанный способ применять нецелесообразно из-за большой протяженности воздухоотводных выработок, проходка которых является трудоемкой и дорогостоящей [1-2].

Массивы горных пород Криворожского бассейна сложены несколькими разновидностями пород, чередующихся слоями, с пониженной прочностью связей между ними. В результате испытаний пород и руд Кривбасса с лабораторных условий и многочисленных производственных экспериментов установлена зависимость частоты появления звуков разрушения от напряженно-деформированного состояния массива горных пород, характеризующегося тремя стадиями разрушения:

- отсутствием внешних проявлений процессов разрушения;
- местными вывалами, «капезом» кусков породы;
- интенсивным обрушением, предшествующим массовому обрушению.

Для улавливания, усиления и регистрации звуков, возникающих при разрушении пород, применяется специальная звукометрическая аппаратура трех типов: стационарная, переносная и индикаторы разрушения. Основная задача, решаемая звукометрическим методом, - определение предельного состояния массива или конструктивных элементов систем разработки.[3]

Нерешенная часть общей проблемы. Анализ известных методов и работа над их совершенствованием по локализации подземных пустот, возведение разного типа шахтных перемычек для снижения вредного воздействия УВВ на организм человека а так же снизить до минимума силу воздушной волны для предотвращения разрушения подземных выработок.

Постановка задачи. Задачей настоящей работы является обоснование необходимости локализации подземных пустот для достижения максимальной безопасности условий труда при отработке месторождений магнетитовых кварцитов.

Изложение материала и результаты. Перемычки. Временные перемычки используются в основном для защиты от действия УВВ только подземных сооружений и являются устройствами одноразового использования. Поэтому они должны быть быстровозводимыми и иметь минимальную стоимость. *Перфорируемые* перемычки волнорезы, имеют отверстия и лабиринты для прохода воздуха. Такие перемычки характеризуются общим механизмом гашения УВВ, который заключается в затрате энергии волны на оптикание их элементов сжатие и расширение воздуха при прохождении их проемов и взаимодействие падающих и отраженных волн. Таким образом перфорированные перемычки разрушают единый фронт УВВ при прохождении через проемы и щели. Новый плоский фронт формируется на расстоянии пяти шести диаметров выработки от перемычки. Наличие проемов в перемычки сохраняет возможность проветривания выработки до проведения взрывных работ и после взрыва. Степень ослабления УВВ зависит от величины перфорации, т.е. от отношения площади, свободной для прохода волны, к площади сечения выработки. С увеличением площади свободного прохода коэффициент ослабления УВВ перфорированной перемычки увеличивается. Одновременно с этим возрастает и нагрузка на элементы перемычки. Поэтому эффективность гашения УВВ перфорированными перемычками определяется в первую очередь их прочностью. Группу стоек расставленных в шахматном порядке по длине выработки называют волнорезами. Для большей устойчивости стойки заводят в лунки со стороны движения УВВ Длина волнорезов составляет 10-30 м. Применяют волнорезы в основном для защиты выработок горизонта доставки. Недостатком, ограничивающим применение волнорезов, является невысокая прочность и большой расход леса. Их целесообразно использовать для ослабления УВВ с давлением на фронте не более 150 кПа. При больших давлениях стойки ломаются и разбрасываются волной. Располагая большой кинетической энергией вырванная взрывом стойка при ударе о стенки выработки может произвести разрушение, сравнимое с УВВ Этот недостаток относится ко всем перемычкам возводимых из деревянных стоек и брусев. *Буферные* перемычки возводятся из круглого леса диаметром 180-250 мм. Длина перемычки не превышает 3 м. Для повышения прочности элементы перемычки скрепляют между собой скобами и расклинивают по всему сечению выработки. Прочность буферной перемычки не высокая - выдерживает давление на фронте УВВ не более 200 кПа. Благодаря простоте своей конструкции и возможности быстрого возведения буферные перемычки достаточно широко применяются для гашения слабых волн. Большой расход лесоматериалов и невысокая прочность не позволяет использовать их для ослабления УВВ в ближней зоне взрыва. *Чураковые перемычки* возводят из круглого леса диаметром 100-300 мм и длиной 1,5-2 м для большей прочности чураки между собой скрепляют скобами. Чураковые перемычки наиболее целесообразно устанавливать в поворотах так, чтобы торцы стоек упирались в стенку выработки. Такая установка перемычек повышает их прочность. Чураковые перемычки выдерживают давление на фронте УВВ до 200 кПа и предназначаются для ослабления волны на значительном удалении от места взрыва. *Тросовые перемычки* выполняются из стальных канатов. Для их возведения по периметру выработки бурят шпуров глубиной 0,6-1 м и клиньями закрепляют крюки на которые натягивают в виде сетки. Места пересечения канатов скрепляют жимками. Сама тросовая перемычка в виду большой перфорации слабо гасит УВВ Однако хорошо улавливает летящие за волной куски породы. Существенного ослабления можно достичь, если между двумя тросовыми перемычками поместить баррикадную перемычку состоящую из мешков с песком (мелкой породой), плит или бутового камня. Такая система состоящая из двух видов перемычек, весьма гибкая и выдерживает давление на фронте; УВВ до 1200 кПа. Основным недостатком комбинированных перемычек являются значительная трудоемкость и стоимость материалов, а также сложность демонтажа после взрыва. Их применение целесообразно для защиты трудно демонтируемого перед взрывом оборудования. *Подвижные (гибкие) перемычки* возводят из листов конвейерной их применяют для ослабления УВВ, возникающих при дроблении

негабаритных кусков при выпуске и на горизонте доставки. Одновременно они используются для регулирования количества воздуха. При возведении таких перемычек в средней части их оставляют «окно» размером 800-1000 мм, которое завешивают двумя кусками конвейерной ленты. Ослабление УВВ такой перемычкой происходит в результате затрат энергии волны на преодоление упругих деформаций, трения между элементами перемычки, а также частичного ее отражения. Подвижные перемычки хорошо сопротивляются многократному воздействию УВВ, легко возводимы и имеют небольшую стоимость. *Гибкие щелевые перемычки* являются временными сооружениями, предназначенные для гашения УВВ, и при минимальных трудовых затратах дают максимальный эффект. Они имеют лучшую с другими конструкциями перемычек связь со стенками выработки. Гибкая щелевая перемычка состоит из ряда стоек диаметром 20-30 мм, связанных тросами, которые крепят к распорным клиньям. Клинья в свою очередь закрепляют в шпурах, пробуренных в стенках выработки. Гибкие связи обеспечивают меньшее напряжение на элементы перемычки. Стойки устанавливают свободно в плоскости сечения выработки с необходимым размером щели между ними. Общее силовое воздействие УВВ, на перемычку определяется давлением на фронте и скоростным напором, так как стойки представляют собой отдельные перемычки ограниченных размеров. Поскольку нагрузка на стойки передается через тросы на клинья, то расчет перемычки практически сводится к определению диаметра троса из условия его прочности на растяжение и прочности закрепления распорных клиньев. Несущая способность гибкой щелевой перемычки может быть повышена за счет применения вместо троса полос из бывшей в употреблении конвейерной ленты, армированной тросами. Деревянные стойки в этом случае служат для закрепления полос из ленты. Под действием УВВ в следствии деформации изгиба величина щелей между полосами из конвейерной ленты изменяется. Чем интенсивней волна, тем больше перфорация перемычки, тем меньшую нагрузку будет она испытывать. Иначе, гибкая щелевая перемычка из конвейерной ленты автоматически регулирует действующую на нее нагрузку путем изменения степени ослабления волны. Податливость перемычки может быть повышена применением скользящего узла крепления. Например, петлевое крепление отрезков конвейерной ленты к анкерному болту с помощью жимков дает возможность некоторого свободного хода перемычки. Величина трения между поверхностями конвейерной ленты регулируется степенью сжатия их жимками. *Разрушающиеся перемычки* выполняются из воды (снега, льда), водных растворов и суспензий, многократной воздушно-механической пены и др. Устанавливаются они в непосредственной близости от заряда или на некотором расстоянии от него. Под действием УВВ такие перемычки разрушаются, ослабляя при этом волну. Наибольшее распространение получили гидравлические перемычки, в простейшем варианте представляющие две водонепроницаемые стенки, пространство между которыми заполняется водой. Бетонные и гипсовые вертикальные стенки не обеспечивают надежной водонепроницаемости. В этих условиях целесообразно применять баллоны из синтетической ткани и пленок, характеризующихся повышенной прочностью. Наполненные водой баллоны хорошо прилегают к стенкам выработки. Одним баллоном обычно перекрывается выработка небольшого сечения. Для перекрытия выработок сечением более 2 м² баллоны укладывают друг на друга. Взаимодействие УВВ с гидравлической перемычкой происходит следующим образом. При подходе к перемычке УВВ механически действует на нее, разрушая стенки и оболочки. Далее происходит дробление воды на капли. Образуется водовоздушная смесь, которая продолжает взаимодействовать с волной. Установлено, что затраты энергии волны при взаимодействии с водовоздушной смесью вызваны: отражением УВВ от отдельных капель и струй, как от жесткой пространственной решетки (20 %);

 рассеиванием энергии волны на элементах решетки - каплях и струях (30%);

 распылением капель и струй воды (40%);

 испарением передних слоев воды (1%);

 затратами энергии на перемещение паровоздушного поршня и преодоление сил трения, возникающих при этом, о стенки выработок (3%).

Гидравлические перемычки обладают невысокой стоимостью и могут эффективно применяться для гашения УВВ при однократном взрывании зарядов. Кроме того, распыленная вода способствует снижению концентрации пыли и газов, образовавшихся при взрыве. Однако при действии нескольких волн с интервалами времени более 100 мс гидравлические перемычки не обеспечивают надежного гашения УВВ. Первая УВВ разрушает перемычку и уносит за собой

воду. К приходу последующих волн капли оседают. Гидравлические перемычки снижают параметры УВВ постепенно на расстоянии 10-30 м. после перемычки. Поэтому волны проходят, не встречая на пути никакого сопротивления. В связи с этим при короткозамедленном взрывании зарядов с большими интервалами замедлений гидравлические перемычки для гашения УВВ применять нельзя.[1-2]

Вывод. Проведение мероприятий по сооружению постоянных и временных перемычек в определенных местах подземных выработок которые, способствуют снижению скорости, расшеиванию, и направлению движения УВВ в те выработки где не ведется никаких работ и нет людей. А значит сводится до минимума опасность связанная с ведением горных работ, тем самым улучшаются условия труда горнорабочих задействованных на проведении данных работ.

Список литературы

1. Гурин А.А., Малый П.С., Савенко С.К. Ударные воздушные волны в горных выработках. – М.: Недра. - 1983.
2. Инструктивно-методические указания по определению параметров ударных воздушных волн и границ их опасного действия при обрушении пород в подземных пустотах. – Кривой Рог, 2011 – 25с.
3. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса.(временная инструкция)– Кривой Рог. НИГРИ. – 1977 – 11с.

Рукопись поступила в редакцию 27.02.12

УДК 622.413.3

І.Б. ОШМЯНСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц., О.Є. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф.,
О.О. ЛАПШИН, А.А. НЕМЧЕНКО, кандидати техн. наук, доценти
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ ДЕПРЕСІЙ ВЕНТИЛЯЦІЙНИХ ДІЛЬНИЦЬ ШАХТНОЇ МЕРЕЖІ

Надано методику визначення депресії вентиляційної мережі шахти, яка складається з розрахунку послідовно, паралельно, паралельно-послідовно та діагонально з'єднаних виробок, наведено приклад розрахунку депресії вентиляційних ділень і мережі шахти.

Проблема та її зв'язок науковими і практичними завданнями. Недосконалість сучасної методики розрахунку аеродинамічних параметрів окремих вентиляційних ділень ускладнює визначення загальної депресії шахтної мережі і вибір ВГП при проектуванні вентиляції глибоких рудних шахт.

Аналіз досліджень і публікацій. Питання визначення депресії окремих вентиляційних ділень, що з'єднані послідовно, паралельно або діагонально освітлене недостатньо, особливо бракує наукових досліджень з визначення депресії паралельно – послідовних і діагональних з'єднань.

Викладання матеріалу та результати. В проєкті вентиляції нової або діючої шахти, при проектуванні провітрювання глибоких горизонтів, необхідно виконати розрахунки загальношахтної депресії кожної вентиляційної ділень або секції [1]. У нормах технологічного проектування максимально допустима депресія окремих вентиляційних ділень не обмежується. Одночасно з цим депресія вентиляційної мережі шахти $h_{ш}$ не повинна перевищувати максимально можливу депресію діючих типорозмірів ВГП в зоні їх економічного використання - $h_{ш} \leq h_{bmax}$. У тих випадках, коли проектується послідовно робота ВГП на загальну вентиляційну мережу або вибирається нагнітально-всмоктувальний спосіб провітрювання шахти регламентована депресія загальношахтної мережі не повинна перевищувати сумарну максимальну депресію двох вентиляторів - $h_{ш} \leq (h_{b-1max} + h_{b-2max})$.

При застосуванні способів розрахунку депресії на проєктній схемі ШВМ для кожної вентиляційної ділень позначають маршрути її визначення. Маршрути розрахунків депресії починаються від рівня поверхні повітроподавального стовбура (або каналу нагнітального вентилятора головного провітрювання (ВГП), далі окремі ділень стовбура до відмітки основного експлуатаційного горизонту, квершлягу, відкотного штреку і орта-заїзду цього горизонту, виробок виймального блоку, вентиляційного горизонту або збірного штреку-колектора, повітровидавального стовбура і закінчується каналом всмоктувального ВГП. На проєктній схемі вентиляції в цих напрямках нумеруються вузли й гілки ШВМ.

Депресія кожної вентиляційної ділянки шахти визначається як сума витрат тиску ВГП на подолання аеродинамічного опору різного виду при переміщенні повітря по виробкам вибраного маршруту[1].

Шахтна вентиляційна мережа складається із послідовно з'єднаних виробок (рис.а), паралельно з'єднаних виробок (рис. 1б), паралельно-послідовно - (рис.1в) та діагонально з'єднаних - (рис. 1г) [2].

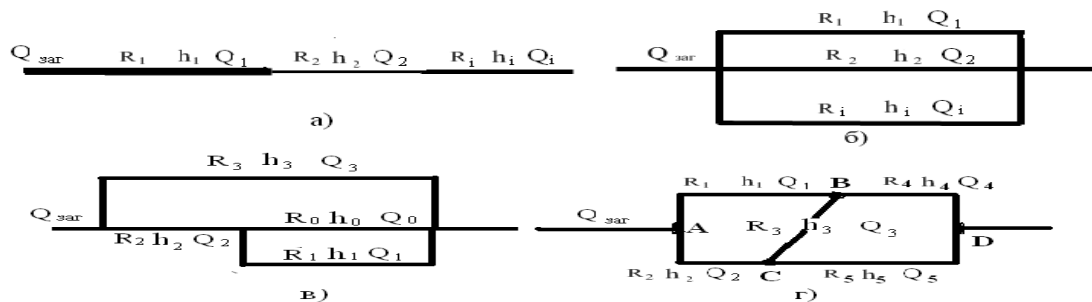


Рис. 1. Схеми з'єднання виробок шахтної вентиляційної мережі

При послідовному з'єднанні виробок (рис. 1а):

загальна витрата повітря дорівнюють

$$Q_{\text{заг}} = Q_1 = Q_2 = \dots = Q_i, \quad (1)$$

загальний опір

$$R_{\text{заг}} = R_1 + R_2 + \dots + R_i, \quad (2)$$

загальна депресія з'єднання

$$h_{\text{заг}} = h_1 + h_2 + \dots + h_i. \quad (3)$$

При паралельному з'єднанні (рис. 1б) загальні витрати повітря дорівнюють

$$Q_{\text{заг}} = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_i, \quad (4)$$

загальна депресія з'єднання

$$h_{\text{заг}} = h_1 = h_2 = \dots = h_i, \quad (5)$$

загальний опір

$$R_{\text{заг}} = \frac{1}{\left(\frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_i}} \right)} \quad (6)$$

Витрати повітря у виробці j при паралельному з'єднанні i виробок визначається за формулою

$$Q_j = \frac{Q_{\text{заг}}}{\left(\frac{R_j}{\sqrt{R_1}} + \frac{R_j}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{R_j}{\sqrt{R_i}} \right)}. \quad (7)$$

При паралельно-послідовному з'єднанні із чотирьох виробок 0,1,2,3 (рис.1в):

загальна витрата повітря дорівнює

$$Q_{\text{заг}} = Q_2 + Q_3 = Q_0 + Q_1 + Q_3, \quad (8)$$

загальна депресія

$$h_{\text{заг}} = Q_0^2 \left[R_0 + R_2 \left(1 + \sqrt{\frac{R_0}{R_2}} \right)^2 \right] \quad (9)$$

витрати повітря по виробкам з'єднання

$$Q_{\text{заг}} = \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{R_0}{R_1}}} \cdot \frac{1}{\sqrt{\frac{R_0}{R_3}}}; \quad Q_1 = Q_0 \sqrt{\frac{R_0}{R_1}}; \quad Q_2 = \frac{Q_{\text{заг}}}{\sqrt{\frac{R_{012}}{R_3}}}; \quad Q_3 = Q_2 \sqrt{\frac{R_{012}}{R_3}} \quad (10)$$

де R_{012} – загальний опір виробок 0, 1, 2.

При діагональному з'єднанні виробок (рис.1г): загальна депресія поміж точками А та В

$$h_{AD} = h_{AB} + h_{BD} = R_1 Q_1^2 + R_4 Q_4^2 = R_1 Q_1^2 + R_4 (Q_1 + Q_3)^2; \quad (11)$$

$$h_{AD} = h_{AC} + h_{CD} = R_2 Q_2^2 + R_5 Q_5^2 = R_2 Q_2^2 + R_5 (Q_2 + Q_3); \quad (12)$$

загальний аеродинамічний опір поміж точками А та D

$$R_{AD} = \left[R_2 + R_5 \left(1 + \frac{Q_2}{Q_3} \right)^2 \right] / \left(\frac{Q_2}{Q_3} + \frac{Q_4}{Q_3} + 1 \right)^2. \quad (13)$$

Напрямок руху повітря у діагоналі BC при $\frac{R_2}{R_5} > \frac{R_1}{R_4}$ від точки B до точки C, при $\frac{R_2}{R_5} < \frac{R_1}{R_4}$

від точки C до точки B.

Для кожного напрямку депресія окремої вентиляційної ділянки h_{ui} розраховується із застосуванням наступної методики

$$h_{ui} = \sum_{i=1}^n h_{gi} + \sum_{i=1}^m h_{ri} + \sum_{i=1}^p h_{moi} + h_{nm} + \Delta h_{kp} + h_{gp} = R_{ui} \cdot Q_i^2, \quad (14)$$

де h_{gi} - депресія i -тих ділянок вертикальних і похилих стовбурів шахт, Па; h_{mi} - депресія i -тої ділянки горизонтальних, похилих і вертикальних виробок ВМШ по вибраному маршруту, Па; n та m - число послідовно з'єднаних ділянок відповідно в стовбурах і на всіх інших ділянках мережі; h_{moi} - втрата тиску на подолання опору в i -му місцевому опорі, Па; p - число місцевих опорів у мережі виробок у маршруті, що розраховується; h_{nm} - депресія природної тяги на глибині горизонту, що проектується, Па; Δh_{kp} - додаткова витрата тиску в обводнених вентиляційних стовбурах на подолання опору падаючих крапель води, Па; h_{gy} - депресія каналу і самого ВГП, Па; R_{ui} - величина загального аеродинамічного опору вентиляційної ділянки шахти, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

Розрахунок депресії на подолання опору вертикальних і похилих стовбурів глибоких шахт необхідно виконувати із застосуванням масових витрат повітря, які не змінюються на окремих ділянках стовбурів

$$\sum_{i=1}^n h_{gi} = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\beta_i \cdot \kappa_{ai} \cdot \Pi_i \cdot l_i \cdot M_i^2}{2 \rho_{sep,i} \cdot S_{gi}^3} \right), \quad (15)$$

де $\beta_i = 2\alpha_i/\rho_o$ - безрозмірний коефіцієнт аеродинамічного опору i -ї ділянки стовбура, який має коефіцієнт опору α_i ($\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$); $\rho_o = 1,2 \text{ кг/м}^3$ - стандартна густина повітря; $\kappa_{ai} = 0,6 \div 1,0$ - коефіцієнт, що враховує зниження аеродинамічного опору обводнених повітроподаваючих стовбурів залежно від густини зрошення; l_i - довжина i -ї ділянки стовбура, м; Π_i - периметр стовбура для вентиляції з урахуванням його захаращення обладнанням та армуванням, м; M_i - масові витрати повітря на i -й ділянці стовбура, кг/с ; $\rho_{sep,i}$ - середня густина повітря на i -й ділянці стовбура, кг/м^3 ; S_{gi} - площа поперечного перетину стовбура для вентиляції з урахування її захаращення армуванням, м^2 .

Значення коефіцієнтів аеродинамічного опору α для закріплених бетоном стовбурів приймаються з довідкової літератури [1,2]

Розрахунок депресії на подолання опору тертя всіх послідовно з'єднаних горизонтальних, похилих і вертикальних ділянок ШВМ на вибраному маршруті здійснюється за формулою

$$\sum_{i=1}^m h_{ri} = \sum_{i=1}^m \left(\frac{\alpha_i \cdot C_{ai} \cdot \Pi_i \cdot l_i \cdot Q_{pi}^2}{S_{gi}^3} \right), \quad (16)$$

де $C_{ai} = 1,26 \div 1,38$ - коефіцієнт старіння i -тої виробки для вентиляційних горизонтів з дерев'яним і металевим кріпленням; Q_{pi} - прийняті до розрахунків об'ємні витрати повітря на i -й ділянці виробки, $\text{м}^3/\text{с}$.

У тих випадках, коли початкові витрати повітря Q_{ni} , за рахунок змінення густини повітря значно відрізняються від кінцевого Q_{ki} , за Q_{pi} необхідно приймати його середньо геометричне значення

$$Q_{pi} = \sqrt{Q_{ni} \cdot Q_{ki}}, \quad (17)$$

Уся гірничотехнічна інформація, аеродинамічні параметри й результати розрахунків аеродинамічного складу і депресії кожної виробки, що розраховуються в проекті маршруту, наводяться в довідковій літературі [1,2].

При спрощених розрахунках депресії неглибоких шахт сумарна депресія на подолання місцевих опорів всієї вентиляційної ділянки в проектах вентиляції підраховується як частина сумарних витрат тиску на подолання опору тертя для цього маршруту

$$\sum_{i=1}^p h_{moi} = K_{mo} \left(\sum_{i=1}^n h_{gi} + \sum_{i=1}^m h_{zi} \right), \quad (18)$$

де $K_{mo}=0,15 \div 0,25$ – коефіцієнт, що враховує втрату тиску в місцевих опорах вентиляційної ділянки шахти.

Така спрощена методика визначення депресії місцевих опорів призводить до великих похибок, тому при проектуванні вентиляції глибоких шахт сумарна депресія місцевих опорів кожного вентиляційного маршруту шахти визначається за наступною формулою

$$\sum_{i=1}^p h_{moi} = \sum_{i=1}^p \left(\xi_{ui} \cdot \rho_{сепi} \cdot \frac{V_{сепi}^2}{2} \right), \quad (19)$$

де ξ_{ui} – коефіцієнт i -х місцевих опорів з урахуванням шорсткості виробок або повітропроводів, значення яких приймається за даними довідкових джерел [1,2]; $V_{сепi}$ – середня швидкість повітряного струменя до або після i -го місцевого опору, м/с.

Для більш поширених в ШВМ місцевих опорів коефіцієнтів $\xi_{ш}$ мають такі діапазони значень для:

- раптового розширення струменя при $S_1/S_2=1 \div 0$ $\xi_{ш}=0 \div 1$;
- раптового звуження струменя при $S_1/S_2=1 \div 0,1$ $\xi_{ш}=0 \div 0,45$;
- повороту струменя з його одночасним звуженням при $S_1/S_2=0,2 \div 1$ $\xi_{ш}=0,46 \div 1,04$;
- повороту струменя із каналу вентилятора в стовбур при $S_1/S_2 = 1 \div 4$ $\xi_{ш}=1,03 \div 16,7$.

Величину природної теплової тяги h_{nm} в проектах вентиляції шахти розраховують для теплового періоду року, коли вона протидіє роботі ВГП, за формулою

$$h_{nm} = H \cdot q(\rho_{сеп1} - \rho_{сеп2}), \quad (20)$$

де H – глибина розташування основного експлуатаційного горизонту від рівня денної поверхні, м; $\rho_{сеп1}$, $\rho_{сеп2}$ – середня густина повітря відповідно в повітроподавальному і повітровидавальному стовбурах шахти, що проектується, кг/м³, значення яких визначаються за залежностями

$$\rho_{сеп1} = 0,2275 \cdot \left(\frac{P_1}{T_1} + \frac{P_2}{T_2} \right), \rho_{сеп2} = 0,2275 \cdot \left(\frac{P_3}{T_3} + \frac{P_4}{T_4} \right), \quad (21)$$

де P_1 , P_2 – аеростатичний тиск відповідно на денній поверхні і у виробці біля стовбура основного експлуатаційного горизонту, мм рт.ст.; P_3 , P_4 – аеростатичний тиск відповідно у вентиляційному квершлагу повітровидавального стовбура і в каналі ВГП, мм рт.ст.; T_1 , T_2 – абсолютна температура повітря, що відповідно надходить в стовбур самого теплового періоду року і у виробках біля стовбура на глибині основного горизонту, °К, T_3 , T_4 – абсолютна температура відповідно у вентиляційному квершлагу біля вентиляційного стовбура і в каналі ВГП, °К.

Аеростатичний тиск у вузлах 2, 3 і 4 визначаються відповідно за формулами

$$P_{2,3,4} = P_1 + 0,1H \pm P_{a-2,3,4}, \quad (22)$$

де P_{a-2} , P_{a-3} , P_{a-4} – аеростатичний тиск у вузлах ШВМ, створюваний відповідно при роботі ВГП на нагнітання чи всмоктування, мм рт.ст.

Абсолютна температура повітря у вузлах 2, 3 і 4 визначається відповідно за формулами, °К

$$T_2 = T_{p,ш} + \Gamma \cdot H - 0,002H \quad (23)$$

$$T_3 = T_{p,ш} + \Gamma \cdot H \pm 0,002(1-3) \quad (24)$$

$$T_4 = T_{p,ш} + \Gamma \cdot H - 0,006H, \quad (25)$$

де $T_{п,ш}$ – абсолютна температура порід «нейтрального шару», °К; Γ – геотермічний градієнт, °С/м;

Величину додаткової витрати тиску на подолання опору падаючих крапель води у повітровидавальному стовбурі можливо визначити за формулою, Па

$$\Delta h_{кр} = 3,88 \cdot 10^{-3} \cdot \rho_{сеп} \cdot \delta_{зр} \cdot H_{ст} \cdot \frac{V_{к.о}^2}{d_{кр}}, \quad (26)$$

де $\delta_{зр}$ - густина зрошення в стовбурі, що враховує притоки води і масу сконденсованої вологи, кг/кг; приймається за гідрогеологічними даними шахти, що проектується (для умов шахт Кривбасу $\delta_{зр}=0,0014-0,0145$ кг води на 1 кг повітря); $H_{ст}$ - глибина стовбура від рівня вентиляційного горизонту до каналу ВГП, м; $V_{ко}=V_{кз}-V_{ст}$ - відносна швидкість руху крапель в стовбурі, м/с; $V_{кз}$ - кінцева швидкість руху крапель в усталеному режимі, м/с; $V_{ст}$ - середня швидкість повітряного струменя в стовбурі, м/с; $d_{кр}=(0,25\div 3,0)\cdot 10^{-3}$ - середній діаметр крапель води в стовбурі, м.

Депресія каналу ВГП визначається за формулою (16).

У проектах вентиляції при необхідності вибору для установки нового ВГП розрахунки депресії виконуються не тільки на час розробки основного експлуатаційного горизонту, а на весь можливий період роботи нового вентилятора протягом наступних 20-25 років. При розробці рудних покладів крутого падіння за цей термін роботи глибина гірничих робіт збільшиться на 300-400 м, що призведе до збільшення глибини стовбурів, довжини квершлагів і підвищення аеродинамічного опору й депресії окремих вентиляційних ділянок шахти.

Проектна величина максимальної депресії $h_{шт.мах}$ для самого нижнього робочого горизонту за весь термін роботи ВГП для окремих вентиляційних ділянок визначається з аналогічної формули

$$h_{шт.мах} = \sum_{i=1}^n h_{ві.мах} + \sum_{i=1}^n h_{гі.мах} + \sum_{i=1}^m h_{моі.мах} + h_{пт.мах} + \Delta h_{кр.мах} + h_{вз} = R_{шт.мах} Q_v^2, \quad (27)$$

де $\sum_{i=1}^n h_{ві.мах}$, $\sum_{i=1}^n h_{гі.мах}$, $h_{пт.мах}$ - сумарні максимальні значення депресій вертикальних, похилих стовбурів, горизонтальних виробок, природної тяги і депресії на подолання опору падаючих крапель води за рахунок збільшення глибини стовбурів і довжини квершлагів, Па; $R_{шт.мах}$ - максимальна величина аеродинамічного опору окремих вентиляційних ділянок шахти.

Висновки. Розрахунок депресії на подолання опору вертикальних і похилих стовбурів виконується із застосуванням масових витрат повітря, які не змінюються на окремих ділянках стовбурів та з урахуванням коефіцієнтів аеродинамічного опору β для закріплених різними видами кріплень.

У проектах вентиляції при необхідності вибору нового ВГП розрахунки депресії виконуються не тільки на час розробки основного експлуатаційного горизонту, а на весь можливий період роботи нового вентилятора протягом наступних 20-25 років.

Список літератури

1. Руководство по проектированию вентиляции, расчету и контролю вентиляционных параметров проектируемых и действующих шахт Кривбасса. Под ред. Ошмянского И.Б.
2. Настапова з проектування вентиляції рудних шахт. – Кривий Ріг: Криворізький Національний Університет, 2011, - 110с.

Рукопис подано до редакції 01.03.12

УДК 622.5:556.33(013)

Т. И. ПЕРКОВА, Д. В. РУДАКОВ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Национальный горный университет»

РАЗРАБОТКА И ИДЕНТИФИКАЦИЯ МОДЕЛИ ПОДЗЕМНОЙ МИГРАЦИИ МИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ШАХТНЫХ ВОД В ЗОНЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ ВОДОУСТОЙЧИКОВ ЦЕНТРАЛЬНОГО КРИВБАССА

Разработана численная модель фильтрации и массопереноса в слоистой толще пород в зоне влияния водоустойчивиков Южного и Новокриворожского горно-обогатительных комбинатов. Проведена идентификация параметров модели и оценена зона миграции минерализованных шахтных вод в неогеновом водоносном горизонте. Результаты хорошо согласуются с данными гидрогеологического мониторинга в период с начала эксплуатации водоустойчивиков до настоящего времени.

Введение. Деятельность горнодобывающих предприятий Кривбасса привела к масштабным изменениям уровня и гидрогеохимического режима подземных вод. Добыча полезных ископаемых в Криворожском железорудном бассейне сопровождается интенсивным водоотливом рудничных вод различной минерализации с последующей их локализацией в хвостохранилищах, построенных в глубоких эрозионных врезках, часто без устройства противофильтрации-

онных покрытий [1, 2]. В свою очередь, фильтрационные потери из водоотстойников приводят к повышению уровня подземных вод, увеличению содержания солей в горизонтах подземных вод, которые используются для водоснабжения, а также к активизации процессов суффозии и карстообразования.

Эта проблема особенно актуальна для центральной части Криворожского бассейна, где на небольшой площади расположены хвостохранилища ЮГОКа и НКГОКа «Объединенное» и «Войково», а также пруд-накопитель минерализованных шахтных вод в балке Свистуново, объемами 250, 106 и 12 млн м³, соответственно. Вода в хвостохранилищах по составу сульфатно-хлоридная натриевая, минерализация не превышает 15 г/л. Противофильтрационные экраны для первых двух объектов не предусмотрены, а сведения об утечках за период эксплуатации хвостохранилищ отсутствуют. Минерализация воды в пруде-накопителе шахтных вод в балке Свистуново в месте сброса изменялась от 20 до 30 г/л. Противофильтрационное покрытие дна пруда выполнено из глин. Однако вследствие слабой суффозионной устойчивости грунтов основания происходили утечки шахтных вод [3]. За период эксплуатации пруда с 1976 по 1978 год размыв и химическая суффозия экрана повлекли за собой утечку более 21 млн м³ минерализованных вод.

Связь работы с предыдущими исследованиями. Проводившиеся ранее исследования были нацелены, как правило, на решение прогнозных фильтрационных задач по изменению уровня режима подземных вод Кривбасса как в природных, так и техногенно-нарушенных условиях [4, 5]. Миграция растворенных солей в горизонтах подземных вод вследствие фильтрационных утечек, сопровождающаяся техногенным карстообразованием, комплексно не рассматривалась. Активизация карстовых процессов приводит к необратимым изменениям, которые проявляются в снижении геомеханической устойчивости массивов горных пород вследствие появления трещин за счет растворения некоторых минералов. Все эти процессы вызывают появление провалов и оползней, которые представляют опасность для населенных пунктов в зоне влияния водоотстойников.

Целью данной работы является исследование динамики гидрогеохимического режима подземных вод территории, подверженной влиянию хвостохранилищ ЮГОКа, НКГОКа и пруда-накопителя в балке Свистуново.

Методика исследований. Разработанная модель базируется на системе уравнений движения подземных вод и миграции растворенных солей в слоистой толще

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(K_{x,s} m_s \frac{\partial H_s}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_{y,s} m_s \frac{\partial H_s}{\partial y} \right) + \frac{K'_{s,l}}{m'_{s,l}} (H_s - H_l) + Q_s = n_{0,s} \frac{\partial H_s}{\partial t}, \quad (1)$$

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(D_{x,s} \frac{\partial C_s}{\partial x} - v_{x,s} C_s \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(D_{y,s} \frac{\partial C_s}{\partial y} - v_{y,s} C_s \right) - \lambda_s C_s = n_{e,s} \frac{\partial C_s}{\partial t}, \quad (2)$$

где „s“ и „l“ - индексы слоев; $K_{x,s}$, $K_{y,s}$ - коэффициенты фильтрации пород вдоль осей Ox , Oy в слое „s“; m_s - мощность слоя „s“; H_s , H_l - гидравлический напор в слоях „s“ и „l“; $K'_{s,l}$ - усредненный коэффициент фильтрации слоев „s“ и „l“; $m'_{s,l}$ - их средняя мощность, отвечающая длине пути вертикальной фильтрации; Q_s - интенсивность дополнительного питания за счет инфильтрации или площадного перетекания; D_s - коэффициенты гидродинамической дисперсии; C_s - концентрация солей в поровом растворе; $v_{x,s}$, $v_{y,s}$ - компоненты скорости фильтрации вдоль осей Ox и Oy ; λ_s - параметр массообмена между жидкой и твердой фазами в условиях суффозии и карста; t - время; $n_{e,s}$ - эффективная пористость пород, учитывающая равновесную обратимую сорбцию и коэффициент распределения $K_{d,s}$; $n_{e,s} = K_{d,s} + n_{0,s}$.

Рассматривается миграция раствора солей, процесс взаимодействия которых с вмещающими породами, главным образом карбонатными, приводит к увеличению доли пустот и трещин в результате растворения. Для данной гидрогеохимической обстановки характерен массообмен первого типа, так как происходит фильтрация высококонцентрированного раствора в породах, насыщенных водой с малой минерализацией. В таких условиях взаимодействие мигрирующих солей с частью минералов пород может описываться изотермой неравновесной необратимой сорбции [6].

Численное решение системы уравнений (1) – (2) выполнено с помощью программного комплекса Visual Modflow 2009.1. Идентификация модели фильтрации и массопереноса в слоистой водонасыщенной толще пород на территории расположения хвостохранилищ ЮГОКа и НКГОКа «Объединенное» и «Войково», а также пруда-накопителя шахтных вод в балке Свистунова была проведена на основе разработанной ранее трехмерной геофильтрационной модели [4].

На первом этапе моделирования воспроизводились источники техногенной инфильтрации, фильтрационная модель дополнялась миграционной и выполнялась их калибровка с учетом данных режимных наблюдений за уровнями и минерализацией подземных вод.

На втором этапе был выполнен расчет фильтрации и миграции для территории от балки Гордоватая до устья балки Свистуново, и от р. Ингулец до верховья балки Широкая, охватывающей область нарушенного режима питания, транзита и разгрузки подземных вод, а также проявлений техногенного карста вследствие миграции солей (рис. 1).

Схематизация области миграции выполнена путем послойного задания параметров пористости n_0 , дисперсивности δ , параметра массообмена λ и коэффициента распределения K_d (табл. 1). В третьем и пятом расчетных слоях принято значение $\lambda = 0 \text{ сут}^{-1}$, исходя из того, что взаимодействие солей с песками, слагающих эти слои, может не учитываться. Параметр λ согласуется с экспериментальными данными, полученными в [7]. Техногенные источники поступления солей в подземные воды (хвостохранилища «Объединенное» и «Войково», пруд-накопитель минерализованных вод в балке Свистуново) заданы граничными условиями второго рода как поступление расхода Q с концентрацией C_0 . В качестве начального времени принят момент начала заполнения пруда-накопителя в балке Свистуново - 2 марта 1976 г. Динамика утечек минерализованных шахтных вод из пруда отражена на рис. 2.



Рис. 1. Границы моделируемой области (М 1:100000): 1,2 - хвостохранилища ЮГОКа, НКГОКа "Войково" и "Объединенное", 3 - отвалы "Левобережные", 4 - пруд-накопитель шахтных вод в балке Свистуново

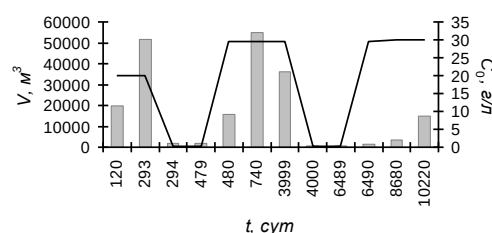


Рис. 2. Изменение объема утечек шахтных вод V (1) минерализацией C_0 (2) во время эксплуатации пруда-накопителя в балке Свистуново с 22.03.1976. по 15.03.2004

Таблица 1

Параметры миграционной модели					
Номер слоя	Литология	n_0 , д. ед.	δ , м	λ , сут ⁻¹	K_d , 1/мг/л
1	Лессовые породы	0,3	$1 \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-9}$	$1 \cdot 10^{-9}$
2	Глина	0,28	$1 \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-9}$	$1 \cdot 10^{-9}$
3	Песок мелкозернистый	0,08-0,15	0,5	0	$1 \cdot 10^{-9}$
4	Известняк трещиноватый, кавернозный выветрелый	0,05-0,10	2-10	$1 \cdot 10^{-8}$	$1 \cdot 10^{-8}$
5	Песок разномзернистый	0,15-0,25	1-2	0	$1 \cdot 10^{-9}$

Обсуждение результатов моделирования. Адекватность модели исследуемому объекту была подтверждена путем решения серии обратных задач в нестационарной постановке. В качестве начальных условий принималось распределение уровней подземных вод, полученное при решении стационарной задачи. Критерием адекватности модели процессам миграции в реальных условиях использовались данные гидрохимического мониторинга по скважинам № 640, 642, 1768 и 1743, расположенных в зоне влияния водоотстойников.

Ведущую роль при перемещении фронта соленых вод в пористо-трещиноватых породах играет конвективный перенос. Процесс диффузии является определяющим фактором переноса солей, главным образом, вблизи источника поступления минерализованных вод, на расстоянии до 0,5 км от него. Фактически поступление солей носит «пакетный» характер. Установлено, что скорость переноса солей уменьшается на 0,08% при $\delta = 0,05$ м и увеличивается на 0,3%, когда параметр диффузии в третьем слое возрастает на порядок. При этом скорость миграции солей в четвертом слое уменьшается на 2,3 % или увеличивается на 2,5 % при изменении дисперсивности кавернозных, трещиноватых известняков на порядок. С удалением от пруда-накопителя на 1,5-2,5 км коэффициент диффузии оказывает еще меньшее влияние на распределение солей в массиве пород.

Колебания концентрации солей на расстоянии 0,5 км от пруда в б. Свистуново вызваны «пакетным» поступлением и последующей миграцией растворов различной минерализации после разовых утечек в течении нескольких месяцев.

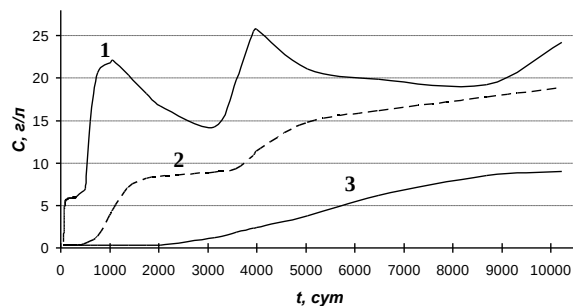


Рис. 3. Распределение концентрации солей на расстоянии 0,5 км (1), 1,5 км (2) и 2,5 км (3) от пруда-накопителя (согласно результатам моделирования)

Это привело к вытеснению пресных вод рассолами из пруда, и последующему замещению соленых вод пресными (рис. 3). После очередных утечек соленых вод из пруда происходило их незначительное разбавление в водоносном горизонте за счет фильтрации атмосферных осадков.

Анализ графика показывает, что на расстоянии 1,5 км от пруда-накопителя шахтных вод в б. Свистуново по профилю I-I' по истечении 500 сут происходит увеличение минерализации с 0,6 до 7,2 г/л продолжительностью 900 сут. Далее минерализация стабилизируется, достигая величины 9,3 г/л через 2200 сут. После этого снова происходил постепенный рост минерализации, достигая максимума через 10220 сут (18,9 г/л). Вероятно, это было вызвано очередной утечкой в апреле 1978 г.

На расстоянии 2,5 км от пруда, в направлении р. Ингулец, спустя 2030 сут наблюдается рост минерализации от 0,34 до 9 г/л через 28 лет (рис. 3). В этом случае происходит замещение пресных вод рассолами. Рассчитанная динамика миграции солей в горизонтах подземных вод согласуется с данными мониторинга на 80% по скважинам № 642, 1768 и 1743, что свидетельствует о корректности решения обратных задач.

Перемещение соленых вод происходит во вмещающих неогеновых трещиноватых, кавернозных известняках и разнородных песках четвертого и пятого слоев в направлении с. Новоселовка. Площадь распространения ореола соленых вод минерализацией 5 г/л в неогеновом водоносном горизонте на март 2004 г. оценена в 22,5 и 20,4 км² соответственно (рис. 4).

В четвертом слое происходит существенное рассеивание вещества в продольном и поперечном направлении, что привело к смыканию изолиний концентрации с отметкой 5 г/л под влиянием хвостохранилищ ЮГОКа и НКГОКа. Фронт соленых вод огибает слабопроницаемые породы на пути миграции, формируя зону пониженной концентрации на 150-200 м к юго-западу от пруда в б. Свистуново.

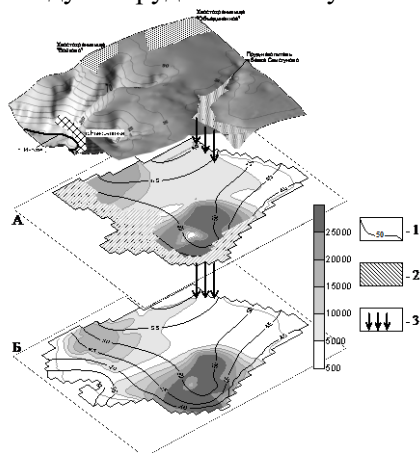


Рис. 4. Распределение минерализации в подземных водах (по результатам моделирования) в четвертом (А) и пятом (Б) пронизываемых слоях: 1 - пьезоизогипсы, 2 - зона неполного насыщения пород; 3 - направление утечек минерализованных вод

В условиях неполноты данных об изменении физико-механических свойств вмещающих пород при миграции минерализованных вод, в ходе решения обратных задач учитывалось изменение активной пористости известняков в диапазоне 0,05-0,1. Увеличение пористости постепенно замедляет продвижение фронта минерализованных вод вдоль профиля I-I'. Так, спустя 28 лет при увеличении пористости пород слоя „4“ в два раза следует ожидать уменьшения выходной концентрации по берегу реки Ингулец на 9%. При этом площадь распространения подземных вод с минерализацией 5 г/л уменьшилась на

1,5 % и составила 22,2 км² в четвертом расчетном слое и 20,1 км² в пятом слое, что объясняется увеличением сорбционной емкости карбонатных пород.

Выводы. Разработана численная модель фильтрации и массопереноса в слоистой толще пород для территории, расположенной в зоне влияния водоотстойников ЮГОКа и НКГОКа. Модель учитывает изменение миграционных параметров, характеризующих распространение растворенных солей в водоносных горизонтах, а также интенсивность «пакетных» поступлений минерализованных вод на протяжении 28 лет с момента начала эксплуатации пруда-накопителя шахтных вод в балке Свистуново и водоотстойника «Войково».

Установлено, что миграция рассолов определяется, главным образом, вынужденной конвекцией, а в непосредственной близости от источника фильтрационных утечек минерализованных шахтных вод преобладает диффузионный механизм переноса.

Решена серия обратных задач по уточнению параметров модели, описывающих динамику гидрогеохимического режима подземных вод территории в зоне влияния хвостохранилищ ЮГОКа, НКГОКа и пруда-накопителя в балке Свистуново. Оценка достоверности гидрохимической модели проведена путем сопоставления рассчитанных и фактических значений минерализации подземных вод в скважинах режимной сети.

Дальнейшим направлением исследований является экспериментальное обоснование параметров пористости и проницаемости трещиноватых карбонатных пород в условиях миграции соленых вод и техногенного карста.

Список литературы

1. Лушник А. В. Інженерно-геологічна обстановка в районі Криворізького залізничного басейну України / А. В. Лушник, І. П. Давиденко, М. І. Швирло, Є. О. Яковлєв // Інформаційний бюлетень про стан геологічного середовища України за 1994 – 1995 роки. – 1997. – Вип. 14. – С. 36 - 41.
2. Евграшкина Г. П. Влияние горнодобывающей промышленности на гидрогеологические и почвенно-мелиоративные условия территорий / Г. П. Евграшкина – Д.: Монолит, 2003. – 200 с.
3. Рудаков Д. В. Прогнозування фізико-хімічних змін водотривких порід під впливом накопичувачів рудничних вод (на прикладі Кривбасу) / Д. В. Рудаков, Т. І. Воробйова // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2008. – №5. – С. 63 - 66.
4. Рудаков Д. В. Идентификация трехмерной геофильтрационной модели техногенно-нагруженной территории центральной части Криворожского бассейна / Д. В. Рудаков, В. И. Тимошук, Т. И. Перкова, Е. А. Шерстюк // Научный вестник Национального горного университета. – 2011. – №5. – С. 21 - 25.
5. Белокопытова Н. А. Оценка доли вклада техногенных объектов в изменение гидрогеологических условий / Н. А. Белокопытова, С. О. Просенко, М. В. Токарь // Научный вестник Национального горного университета. – 2005. – №9. – С. 96 - 99.
6. Лехов А. В. Физико-химическая гидрогеодинамика: учебник / А. В. Лехов – М.: КДУ, 2010. – 500 с.: ил., табл.
7. Мохонько В. И. Подбор механизма и кинетического уравнения для моделирования процессов техногенного карстообразования / В. И. Мохонько, М. С. Мальований, Э. М. Семенишин, О. Р. Попович // Экология окружающей среды и безопасность жизнедеятельности. – 2006. – №4. – С. 71 - 82.

Рукопись поступила в редакцию 20.01.12

УДК 622.411.51: 622.26

А.О. ГУРІН, д-р техн. наук, проф., В.А. ШАПОВАЛОВ, канд. техн. наук, доц.,

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

А.В. ДАВИДОВ, ПАТ «Евраз «Суха Балка»»

ДИСТАНЦІЙНИЙ ВІДБІР ПРОБ ПОВІТРЯ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ВИРОБОК

Запропоновано пристрій для контролю стану повітря який може бути використаний в гірничій промисловості для дистанційного відбору проб повітря при проведенні виробок.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Більшість гірничовидобувних підприємств України розробку гірничих виробок виконують буропідривним способом. При підриванні шпурових зарядів вибухових речовин виділяється велика кількість газів (в середньому 900 л з одного кілограму вибухових речовин), серед яких найбільш шкідливими є CO, NO₂, N₂O₅, SO₂, H₂S та менш шкідливими CO₂ та інші. Кількість шкідливих газів залежить від складу вибухових речовин, мінералогічного складу гірничих порід, способу підривання, конструкції заряду та інших факторів. За даними різних авторів [1-2] з одного кілограму вибухових речовин утворюється від 10 до 130 літрів умовного окису вуглецю (CO_{умовн}).

Після підривання гарячі гази піднімаються догори, при цьому деякі з них (NO₂, N₂O₅, SO₂, CO₂) взаємодіють з молекулами води і утворюють кислоти, відповідно азотну, сірчану та вугільну. Утворення кислот відбувається через високу відносну вологість повітря в шахтах, яка сягає 95-100 %.

При остиганні газів більш важкі молекули кислот і вільні гази (NO₂, N₂O₅, SO₂ і CO₂) в нерухомому повітрі переміщуються до підшви виробки, а більш легкі гази (CO) залишаються біля склепіння виробки. Слід відзначити, що CO при температурі повітря менше 600°C практично не взаємодіє з молекулами O₂ і H₂O. Якщо породи, по яких проводять виробку та вибу-

хові речовини для підривання не містять сірчистих сполук, то утворення SO_2 і H_2S не відбувається, а атмосфера не провітрюваної виробки через декілька годин після підривання буде забруднена переважно CO і в меншій мірі NO_2 і CO_2 .

Розділення газів по висоті виробки обумовлене різницею молекулярних мас, відбуватися не буде, якщо швидкість повітря буде перевищувати 0,1 м/с.

Крім шкідливих газів вибухових речовин в атмосферу підземних гірничих виробок можуть виділятися з гірських порід природні гази (CO_2 , H_2S , CH_4 , радон та ін.). Такі виділення можуть мати локальний характер або поширюватись у більшості виробок шахти. В останньому випадку шахти переводять на газовий режим, яким передбачається комплекс заходів для забезпечення безпеки праці гірників.

Шкідливі гази, як правило, накопичуються в глухих виробках, в яких відсутня або порушена вентиляція. Найбільш небезпечними є підняттяві виробки, які проводять за допомогою прохідницьких комплексів або безпосередньо з помосту, спорудженого в забої. В першому випадку гірник піднімається у виробку в кабіні, виконує забурювання забою і заряджання шпурів також, знаходячись у кабіні. При цьому, він захищений від кусків породи, що падає зверху. Крім того, деякі прохідницькі комплекси оснащені пристроями для дистанційного відбору проб повітря на вміст шкідливих газів, що дозволяє підвищити безпеку праці гірників. Однак, за допомогою прохідницьких комплексів проходять переважно міжповерхові підняттяві виробки. При цьому, більшу частину внутрішньоблокових підняттявих виробок проходять традиційним способом - з помосту, тому що встановлення прохідницького комплексу на підповерху пов'язано з неабиякими труднощами. У зв'язку з цим, у внутрішньоблокових підняттявих виробках гірник переміщується і переносить обладнання та інструмент по сходах або розпорах, при цьому він не захищений від шкідливих газів і кусків породи, що падає зверху.

Скупчення шкідливих газів можливе при розсіченні підповерхів та міжповерхових підняттявих виробок, які провітрюються наскрізь. З досвіду відомо, що в горизонтальній підповерховій виробці підірвана порода, що падає вниз, перекриває виробку. В результаті цього по підняттявій виробці рух повітря припиняється. Гірник спускається на підповерх з верхнього горизонту (так безпечніше) і потрапляє у загазоване середовище. Аналогічну ситуації можна спостерігати при проведенні інших підповерхових виробок, провітрювання яких забезпечується за рахунок стислого повітря. Такий спосіб провітрювання затратний і ненадійний, оскільки не забезпечує видалення шкідливих газів та пилу із забою за визначений час.

Згідно «Єдиних правил безпеки при розробці рудних родовищ підземним способом» [3] всі виробки, які складно провітрювати необхідно облаштовувати пристроями дистанційного контролю шкідливих газів.

Аналіз досліджень і публікацій. Найбільш розповсюджене застосування знайшли ежекторні пристрої дистанційного відбору проб повітря в підняттявих виробках [4]. Ежекторними пристроями облаштовують прохідницькі комплекси типу КПРС і КПВ, які випускаються серійно. Недоліком ежекторних пристроїв є обов'язкове використання стислого повітря та неконтрольована продуктивність ежектора, що знижує точність вимірів через складність визначення часу початку відбору проб. В режимі вибухових робіт відбирання проб забрудненого повітря здійснюється лише в одному місці і не ближче десяти метрів від вибою, що обмежує можливість його застосування для контролю стану повітря по всій висоті (довжині) виробки. Також слід звернути увагу на складність конструкції ежекторних пристроїв і важкість робіт під час монтажу системи трубопроводів для стислого повітря, а у разі пошкодження трубопроводів кусками породи, що падає після підривання, відбір проб повітря не можливий. Зазначені недоліки обмежують застосування ежекторних пристроїв дистанційного відбору проб повітря.

Відомий пристрій для контролю стану повітря при проведенні виробок, який дозволяє дистанційно відбирати проби повітря на рівні призабійної зони за допомогою води, яка вільно витікає з трубопроводу [1]. При витіканні води до трубопроводу надходить повітря з підняттявої виробки. Недоліком відомого пристрою є те, що деякі шкідливі гази (NO_2 , N_2O_5 , H_2S , SO_2 , CO_2) при поєднанні з водою вступають в хімічну реакцію, що знижує точність вимірів через зменшення фактичної концентрації газів в пробах повітря, а також необхідність монтажу трубопроводу для води та обмеження відбору проб забрудненого повітря на будь якій позначці виробки.

Постановка завдання. Аналіз літературних джерел вказує на те, що відомі пристрої для дистанційного відбору проб повітря при проведенні виробок ненадійні, складні в експлуатації,

мають обмеження у застосуванні, а також передбачають витрати джерел енергії. На практиці, концентрацію шкідливих газів визначають за допомогою портативного приладу типу ГХ безпосередньо у виробці. Такий спосіб відбору проб повітря має значний ступінь ризику, оскільки передбачає знаходження забійника або гірничого майстра безпосередньо у виробці з підвищеною концентрацією в повітрі шкідливих газів. У важкодоступних виробках де не працюють або відсутні засоби провітрювання, для контролю складу повітря запрошують представників гірничо-рятувального загону з респіраторами. Тому розробка простого, надійного і економічного способу дистанційного відбору проб повітря є актуальною задачею.

Викладення матеріалу та результати. Поставлена задача може бути вирішена завдяки впровадженню нової конструкції пристрою дистанційного відбору проб повітря при проведенні виробок, схема якого зображена на рис. 1.

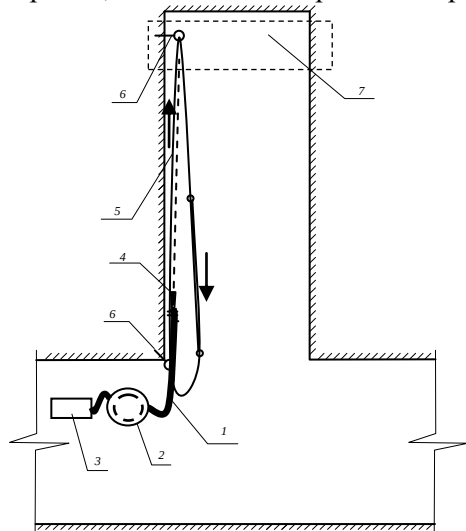


Рис. 1. Пристрій для дистанційного відбору проб повітря при проведенні виробок

Пристрій для дистанційного відбору повітря при проведенні виробок складається з гнучкої повітрозабірної трубки 1, намотаної на переносний барабан 2, один кінець якої приєднаний до пробовідбірника 3. Гнучка повітрозабірна трубка 1 може бути виготовлена з гуми, ПВХ, або застосований відпрацьований хвилевід для електричної системи ініціювання вибухових речовин. Другий кінець гнучкої повітрозабірної трубки 1 має патрубок для відбирання повітря 4, виконаний у вигляді зрізаного конуса з наскрізними отворами на його боковій поверхні, при цьому з боку більшого діаметру патрубков глухо зачинений кришкою, яка запобігає забиванню гнучкої повітрозабірної трубки 1 шматками

породи. Для відбирання проб повітря кінець гнучкої повітрозабірної трубки з патрубком для відбирання повітря 4 жорстко приєднується до металевого дроту 5, який закріплений за допомогою костилі з кільцевим отвором 6 у призабійній зоні 7 та в усті виробки з можливістю переміщення по висоті (довжині). Металевий дріт 5 виконано у вигляді петлі довжина якої може змінюватися із зміною висоти (довжини) виробки.

Пристрій для дистанційного відбору повітря при проведенні виробок працює таким чином. Перед допуском робітників у виробку кінець гнучкої повітрозабірної трубки 1 з патрубком для відбирання повітря 4 жорстко приєднується до металевого дроту 5 і за його допомогою переміщується на необхідну позначку виробки. Другий вільний кінець гнучкої повітрозабірної трубки 1 приєднується до пробовідбірника 3, після чого здійснюється відбирання проб забрудненого повітря.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, запропонований пристрій дозволяє відбирати проби повітря з безпечного місця на будь якій позначці виробки і при будь якій концентрації шкідливих газів і пилу без використання джерел енергії.

Список літератури

1. Янов А.П., Ващенко В.С. Защита рудничной атмосферы от загрязнений. – М.: Недра, 1977 – 263 с.
2. Борьба с пылью и вредными газами в железорудных шахтах / А.П. Янов, Ф.Г. Гагауз, И.Б. Ошмянский, В.Г. Слюсаренко и др. – М.: Недра, 1984. – 228 с.
3. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: Недра, 1971. – 225 с.
4. Патент 36177 Україна МПК G 01 N 1/22 Ежекторний пристрій для дистанційного відбору проб повітря при проведенні виробок / Рясний В.М. (Україна). - №2001074988; Заявл. 16.07.2001; Опубл. 15.07.2002; Бюл. №7.

Рукопись поступила в редакцию 13.02.12

УДК 37:331.101.6: 331.42

Н.Ю. ШВАГЕР, д-р техн. наук, проф.,
М.В. ДОМНИЧЕВ, О.В. НЕСТЕРЕНКО кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский технический университет»

ОБУЧЕНИЕ БУДУЩИХ ИНЖЕНЕРОВ ПО ОХРАНЕ ТРУДА ЭРГОНОМИЧЕСКОЙ ЭКСПЕРТИЗЕ РАБОЧИХ МЕСТ

В статье на основании анализа нормативных документов в области эргономики, анализа научно – технической литературы, современных концепций эргономического образования изложены этапы выбора умений, определяющих содержание учебного материала в области эргономической экспертизы рабочих мест.

Введение. Одной из основных тенденций современного развития сложных технических систем является повышение их эксплуатационной надежности и переход в этой связи к реализации принципа эксплуатации техники по состоянию. Речь идет о необходимости оперативной оценки состояния технического комплекса и применения современных мероприятий для поддержания работоспособности всех его составляющих. При внедрении новых видов оборудования и технологических процессов более интенсивным становится труд оператора и при этих обстоятельствах необходимо изучение влияния на их организм факторов производственной среды.

Практика расследований обстоятельств несчастных случаев убедительно свидетельствует о необходимости более глубокой подготовки будущих инженеров по охране труда в области эргономической экспертизы [1].

Анализ публикаций. При подготовке специалистов по охране труда основной задачей является разработка четкой структуры и последовательности изложения учебного материала. Факторы, определяющие содержание, структуру и последовательность изложения учебного материала дисциплины «Эргономика» должны *базироваться* на:

- основных положениях МОН Украины о порядке разработки составных частях нормативного и учебно-методического обеспечения подготовки специалистов;
- концепции эргономического образования в Украине [2];
- принятом в педагогике понятии структурно – смысловой модели учебного материала.
- международном опыте подготовки и роли эргономического образования в мире;
- возможности использования компьютерных технологий.

Изложение материала и результаты. На основании анализа деятельности технического эксперта, расследующего обстоятельства несчастных случаев на производстве, анализа нормативных документов в области охраны труда, анализа научно – технической литературы, международного опыта развития эргономики, современных концепций эргономического образования необходимо обосновать содержание учебного материала в области эргономической экспертизы условий труда.

Предлагаемый подход к обучению будущих инженеров по охране труда основан на реализации пяти этапов.

1. Выявление факторов рабочей среды, которые влияют на качество операторской деятельности. Среда на рабочем месте оператора (согласно ГОСТ 26387-84) представлена на рис. 1.

Научно-технический прогресс характеризуется постоянным увеличением части умственного труда в общественном производстве и в большинстве случаев повышением степени напряжения психофизиологических функций в процессе труда. Актуальными являются задачи обеспечения надежности человека в условиях напряженной умственной деятельности, сохранения высокого уровня работоспособности и эффективности труда на протяжении длительного времени, особенно в экстремальных условиях.

Основные требования по учету факторов рабочей среды заключаются в следующем:

- факторы рабочей среды при их комплексном воздействии на человека не должны отрицательно влиять на здоровье при профессиональной деятельности в течение длительного времени;
- факторы рабочей среды не должны вызывать снижения качества работы и работоспособности оператора при действии их в течение рабочего дня.

Представленные на рис. 1 группы элементов изучаются в разных дисциплинах: санитарно-гигиенические элементы в «Гигиене труда и производственной санитарии»; психофизиологические

элементы входят в предметные области, «Инженерная психология» и «Эргономика»; эстетические элементы входят в предметную область «Техническая эстетика»; социально-психологические элементы входят в предметные области «Социальная психология» и «Психология труда».

2. Определение категорий тяжести труда в зависимости от факторов рабочей среды. Максимальные значения факторов, при которых выполняются требования по их учету, носят название предельно допустимых уровней или концентраций, значения которых приведены в ГОСТах системы безопасности труда и других нормативных документах. Различают четыре уровня воздействия факторов рабочей среды на человека:

оптимальная рабочая среда обеспечивает оптимальную динамику работоспособности оператора, хорошее самочувствие и сохранение его здоровья;

допустимая - обеспечивает при воздействии в течение определенного интервала времени заданную работоспособность и сохранение здоровья, но вызывает у человека негативные субъективные ощущения и функциональные изменения, не выходящие за пределы нормы;

экстремальная - приводит к снижению работоспособности оператора и вызывает функциональные изменения, выходящие за пределы нормы, но не ведущие к патологическим нарушениям;

сверхэкстремальная - приводит к возникновению в организме человека патологических изменений и (или) к невозможности выполнения работы.

ФАКТОРЫ РИСКА РАБОЧЕЙ СРЕДЫ	
Химические факторы	Биологические факторы
- Едкие вещества - Раздражающие вещества - Наркотические вещества - Удушающие вещества - Канцерогенные вещества - Аэрозоли и пыль - Органические растворители - Химические элементы и их соединения общего токсического воздействия	- Грибки - Бактерии - Вирусы и др.
Физические факторы	Механические факторы
- Микроклимат - Шум - Ультразвук - Инфразвук - Вибрация - Электрический ток - Статическое электричество - Освещение - Ультрафиолетовое излучение - Инфракрасное излучение - Лазерное излучение - Электромагнитные поля - Ионизирующее излучение - Высокое и низкое давление	- Движущиеся механизмы, транспортеры, подъемники и др.
	Психосоциальные и организационные факторы
	- Эстетика труда - Стресс на работе и др. - Превентивные мероприятия, способствующие сохранению здоровья (перерывы для отдыха, профилактика усталости и т.п.)
	Эргономические факторы
	- Подъем и перемещение тяжестей - Монотонность работы - Рабочая нагрузка - Рабочее напряжение - Основы биомеханики и антропометрии

Рис. 1. Факторы риска рабочей среды

Для сопоставления различных условий труда и определения его тяжести на научной основе была разработана гигиеническая классификация труда по тяжести.

3. Определение перечня дисциплин, формирующих знания об условиях эффективного труда и формирующих умения оценивать тяжесть труда [3]. Анализ учебных планов профиля специализации «Охрана труда в горном деле» показал, что некоторые элементы, составляющие факторы рабочей среды, изучаются в следующих дисциплинах: «Безопасность жизнедеятельности», «Основы экологии», «Основы охраны труда», «Охрана труда в отрасли», «Гражданская защита». Учебный процесс по этим дисциплинам направлен на формирование знаний правил безопасной жизнедеятельности и безопасного труда и

на формирование умений организовать и обеспечить безопасный и комфортный труд. Прежде всего, нас интересует, с одной стороны, «человеческий фактор» безопасной жизнедеятельности, с другой стороны, экспертиза условий труда работников, т.е. сфера деятельности будущих инженеров по охране труда. Анализ рабочих программ вышеуказанных дисциплин, анализ ОКХ и ОПП для квалификационных уровней бакалавр, специалист, магистр специализации «Охрана труда в горном деле» показал, что формирование умений экспертизы условий труда на основе анализа психофизиологических элементов рабочей среды необходимо предусмотреть учебным материалом дисциплины «Эргономика», т.е. в процессе эргономической подготовки будущих инженеров по охране труда.

4. Определение перечня умений, требуемых для проведения эргономической экспертизы условий эффективного труда [4,5]. Этот этап является наиболее сложным и трудоемким. Задача, решаемая на этом этапе, формулируется следующим образом: на основании образовательно-квалификационной характеристики специалиста и наблюдений за деятельностью эксперта-эргономиста, проводящего эргономическую экспертизу рабочих мест, требуется составить пе-

речень задач, решаемых при проведении эргономической экспертизы рабочих мест, и перечень умений, обеспечивающих решение этих задач.

Шаг 1. Типовые задачи деятельности. Используя понятия «Производственная функция», «Вид типовых задач деятельности», «Класс задач деятельности», «Вид умения», «Уровень сформированности умений», введенные в основных положениях МОН Украины о порядке разработки составных частей нормативного и учебно-методического обеспечения подготовки специалистов, составим перечень типовых задач деятельности, решаемых при проведении эргономической экспертизы (табл. 1).

Таблица 1

Типовые задачи деятельности, решаемые при проведении эргономической экспертизы

Типовые задачи деятельности	Идентификационные признаки
На основе знаний о видах деятельности человека по его участию в процессе функционирования системы «человек- техника- среда», используя документацию о рабочем месте оператора и его должностные инструкции, составить описание деятельности конкретного оператора с целью ее совершенствования	Технологическая функция, социально-производственная задача деятельности диагностического класса, знаково-умственные умения с опорой на материальные носители информации
Типовые задачи деятельности	Идентификационные признаки
На основе знаний о видах ошибок и отказов человека, используя методы наблюдения, собрать и расклассифицировать статистические сведения о фактической надежности и качестве деятельности оператора	Технологическая функция, социально-производственная задача деятельности диагностического класса, знаково-умственные умения с опорой на материальные носители информации
На основе результатов изучения фактического качества деятельности оператора дать эргономические рекомендации по совершенствованию рабочего места, алгоритма деятельности, распределения функций и т. п.	Технологическая функция, социально-производственная задача деятельности диагностического класса, знаково-умственные умения с опорой на материальные носители информации
На основе знаний эргономических требований к рабочему месту и к организации деятельности человека-оператора проводить эргономический анализ компьютерных технологий и формировать рекомендации по повышению качества	Исследовательская функция, социально-производственная задача деятельности, знаково-умственные умения с опорой на постоянный умственный контроль
На основе знаний основ теории и структурного метода сделать формализованное описание проектируемого процесса функционирования системы «человек-техника-среда» с целью оценки показателей надежности, качества, эффективности	То же, но с опорой на материальные носители информации

Шаг 2. Профессиограмма эксперта-эргономиста, проводящего эргономическую экспертизу рабочих мест [6, 7]. Для определения ключевых понятий учебного материала в области эргономической экспертизы рабочих мест целесообразно составить профессиограмму эксперта-эргономиста, проводящего эту экспертизу. Такая профессиограмма позволит определить те данные, которые необходимо иметь специалисту, а эти данные уже позволят очертить область необходимых знаний и умений. Но прежде, чем составлять профессиограмму, нужно определиться с основными понятиями.

Одним из результатов психологического анализа профессиональной деятельности является профессиограмма. Профессиограммы делятся на частные и комплексные. Частные профессиограммы дают представление о работе с позиции одной научной дисциплины, в данном случае нас интересует позиция эргономики. В зависимости от назначения профессиограммы делятся на универсальные и специальные. Специальные профессиограммы - это узкоспециализированный отбор тех важнейших характеристик, которые необходимы для решения конкретной задачи. Исследования труда при применении профессиографического метода предполагают целевое использование специальных профессиограмм. В данном случае профессиограмма будет использована для обучения будущих инженеров с целью улучшения условий и повышения безопасности труда рабочих.

Шаг 3. Определение перечня умений, требуемых для проведения эргономической экспертизы условий труда. При выполнении этого этапа будем придерживаться следующего:

В качестве эталона для выполнения этого этапа принимаем деятельность эксперта-эргономиста.

В работе эксперта-эргономиста можно выделить следующие фазы деятельности, разнесенные во времени:

исследование условий работы человека-оператора, в том числе, изучение обстоятельств несчастных случаев непосредственно на его рабочем месте;

эргономический анализ, построение причинно-следственной сети событий, информационное компьютерное моделирование причинно-следственных сетей событий;

формирование экспертного заключения;

разработка эргономических рекомендаций по совершенствованию рабочего места, среды на рабочем месте, алгоритма деятельности, распределения функций и т. п.

При обучении следует различать формируемые умения на уровне действий, уровне функций и уровне задач.

Таким образом, умения необходимые для проведения эргономической экспертизы условий труда заключаются в следующем.

Умения, необходимые для исследования условий работы человека-оператора, в т.ч. для изучения обстоятельств несчастных случаев, непосредственно на его рабочем месте:

описание наблюдаемых фактов;

опрос персонала;

замеры параметров рабочего места и рабочей среды;

сбор данных для составления алгоритма деятельности оператора, описания распределения функций между операторами;

Умения, необходимые для эргономического анализа:

поиск нормативных документов, содержащих эргономические нормы и требования к рабочему месту, к среде на рабочем месте, к алгоритму деятельности, к распределению функций и т. п.;

расчет показателей безошибочности и своевременности напряженности деятельности, пропускной способности человека-оператора;

учет влияния факторов рабочей среды на показатели безошибочности и своевременности выполнения алгоритма, напряженности деятельности, пропускной способности человека-оператора;

анализ соответствия фактического уровня показателей эргономическим нормам и требованиям.

Умения, необходимые для построения причинно-следственной сети событий.

выделение непосредственных, главных и способствующих причин ошибочной деятельности оператора;

выделение первопричин, промежуточных причин и следствий событий;

оценка априорных вероятностей первопричин;

оценка переходных вероятностей событий;

Умения, необходимые для формирования экспертного заключения:

составление акта экспертизы в соответствии с нормативными документами;

обоснование выводов об эргономичности (неэргономичности) рабочего места.

Умения, необходимые для разработки эргономических рекомендаций по совершенствованию рабочего места, среды на рабочем месте, алгоритма деятельности, распределения функций и т. п.:

описание деятельности человека-оператора на языке обобщенного структурного метода;

расчет показателей качества деятельности человека-оператора (безошибочность выполнения заданий, своевременность решения задач и др.);

формирование вариантов реализации алгоритма деятельности человека-оператора в зависимости от используемых технических средств;

формирование вариантов распределения функций между операторами при групповой деятельности;

формирование вариантов рабочего места и/или средств поддержания комфортной рабочей среды;

решение многокритериальной задачи выбора рационального варианта: алгоритма деятельности человека-оператора, распределения функций между операторами, рабочего места, средств поддержания комфортной рабочей среды и т.п..

Выводы. Из приведенного перечня умений видно следующее:

подготовка будущего специалиста к экспертизе рабочего места и условий труда должна охватывать значительный круг профессиональных умений;

среди выделенных умений наибольшее число приходится на дисциплину «Эргономика»; учебный процесс формирования умений должен учитывать тесные межпредметные связи «Эргономики» с учебными дисциплинами.

Список литературы

1. Коваленко О.Е., Артюх С.Ф., Лобунец В.І., Резніченко М.К., Тарасюк А.П. Основні концептуальні положення розвитку інженерно – педагогічної освіти // Проблеми інженерно-педагогічної освіти: Зб.наук.пр. Випуск 6 – Харків, УПА, 2004. – С. 14 - 27.
2. Ашеро́в А., Людви́чек К., Лавро́в Е. Эргономическое образование в Украине // Новый Коллегиум. – 1999. - №1. – С.14 – 17.
3. Ергономика інформаційних технологій: оцінка, проектування, експертиза: Навчальний посібник / А.Т. Ашеро́в, Г.І. Сажко - Харків: Вид. УПА, 2005. – 244 с.
4. Сажко Г.І. Методика формування ергономічних знань та умінь майбутніх інженерів-педагогів в галузі комп'ютерних технологій: Автореф. дисс... канд. пед. наук. – Харків, 2006. – 20 с.
5. Сажко Г.І., Малеванная В.В. Формирование аналитических умений экспертизы условий труда в процессе эргономической подготовки будущих инженеров – педагогов: состояние проблемы // Проблеми інженерно-педагогічної освіти: Зб. наук. пр. Випуск 17 – Харків, УПА, 2007– С. 304 - 316
6. Человеческий фактор. В 6-ти томах. Т. 1 Эргономика – комплексная научно-техническая дисциплина: Пер. с англ./ Ж. Кристенсен, Д. Мейстер, П. Фоули и др. – М.: Мир, 1991.- 599 с.
7. Зинченко В.П., Муніпов В.М., Смолян Г.Л. Эргономические основы организации труда.- М.: Экономика, 1974. – 240 с.

Рукопись поступила в редакцию 11.03.12

УДК 37:331.101

Л.О. ЯНОВА, О.В. ПИЩИКОВА, С.І. САХНО, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АКТУАЛЬНІСТЬ ПИТАНЬ ОХОРОНИ ПРАЦІ ТА БЕЗПЕКИ У НАДЗВИЧАЙНИХ СИТУАЦІЯХ ПРИ ВИКОНАННІ ВІДПОВІДНОГО РОЗДІЛУ У ДИПЛОМНИХ РОБОТАХ СТУДЕНТІВ ІНЖЕНЕРНО-ЕКОНОМІЧНИХ СПЕЦІАЛЬНОСТЕЙ

Правильний підхід до організації охорони праці на підприємстві, культура праці, лідерство збереження здоров'я і життя, грамотне використання нематеріальних способів стимулювання працівників дають їм необхідне почуття надійності, стабільності й зацікавленості керівництва у своїх співробітниках. При налагодженій охороні праці знижується виробничий травматизм (ВТ), професійна захворюваність (ПЗ), плінність кадрів, що в свою чергу благотворно впливає на стабільність безперервної роботи підприємства. Комфортні і безпечні умови праці підвищують продуктивність і безпеку праці, здоров'я працівників.

Дипломне проектування є одним з відповідальних і завершальних етапів підготовки фахівців і відіграє вирішальну роль у їхньому професійному формуванні. Відповідно до Наказу МОН України від 22.04.09 № 1/9-227 «Щодо підвищення якості з вивчення питань охорони праці у вищих навчальних закладах» при виконанні дипломних робіт (проектів) до них необхідно включати окремий розділ «Охорона праці».

Цей розділ повинен відповідати темі дипломного проекту і бути погодженим з консультантом-викладачем кафедри охорони праці або визначений керівником проекту. Згідно наказу МОН України № 969/922/216 від 21.10.10 (п. 4.3, 4.6) та Розпорядження № 5-18 від 14.02.11 - пояснювальна записка дипломного проекту або роботи (ДР) спеціалістів і магістрів, повинна мати розділ 4: «Охорона праці та безпека в надзвичайних ситуаціях». Згідно вимог до змісту ДР четвертий розділ повинен містити дослідження сучасного стану роботи служби з охорони праці досліджуваного підприємства, установи чи групи підприємств, а також пропозиції щодо її покращення та вдосконалення. Розділ завжди завершує дипломний проект.

Зміст завдання розділу повинен повністю відповідати темі ДР і бути його складовою частиною. Це завдання передбачає у кінцевому результаті розробку декількох конкретних питань з безпеки праці, виробничої санітарії та пожежної безпеки.

Метою розробки питань у ДР передбачається формування у майбутніх фахівців умінь та компетенцій для забезпечення ефективного управління охороною праці та поліпшенням умов праці з урахуванням досягнень науково-технічного прогресу і міжнародного досвіду, а також в

усвідомленні нерозривної єдності успішної професійної діяльності з обов'язковим дотриманням вимог законодавчих та нормативних актів з питань безпеки у конкретній галузі.

Завдання розробки цих питань: забезпечення гарантії збереження здоров'я і працездатності працівників у виробничих умовах конкретних галузей господарювання через ефективне управління та формування особистої відповідальності у посадових осіб і фахівців за колективну і власну безпеку. Згідно завдання дипломник виділяє основні безпечні і шкідливі виробничі фактори, які супроводжують виконання виробничих обов'язків персоналом на їх робочому місці, аналізує їх і систематизує у табл. 1.

Таблиця 1

Безпечні і шкідливі виробничі фактори, які присутні на робочих місцях

№ з/п	Робоче місце	Безпечні і шкідливі виробничі фактори	Кількісні оцінки	Нормативні документи, що регламентують безпеку та нешкідливість праці
	2	3	4	5

Логіка розробки цього розділу полягає у тому, що будь-яка виробнича діяльність пов'язана з наявністю певної кількості небезпечних і шкідливих виробничих факторів. Тому у розділі ДР за результатами аналізу бажано визначити та проаналізувати ці фактори, які наводяться у табл. 2.

Таблиця 2

Аналіз небезпечних і шкідливих виробничих факторів

Небезпечні і шкідливі виробничі фактори	Джерела факторів (види робіт)	Кількісна оцінка	Нормативні документи
1	2	3	4

Пояснення: Графа 1: Перелік небезпечних та шкідливих виробничих факторів, згідно з [1], включає фізичні, хімічні, біологічні і психофізіологічні фактори, які наводяться в графі 1, але студенту не слід зазначати фактори плутати з причинами нещасних випадків.

Графа 2: Конкретний вид робіт може бути джерелом кількох факторів виробництва.

Графа 3: Наводяться чисельні значення небезпечних та шкідливих факторів, що виявлені при аналізі.

Графа 4: Наводиться діючий нормативний документ, згідно з яким оцінка фактору повинна відповідати діючим вимогам

Згідно названого вище Наказу МОН України №969/922/216, до дипломування студенти вивчаються навчальні дисципліни :

«Безпека життєдіяльності» - на першому чи другому курсі із загальним обсягом не менше 1,5 кредиту ECTS-54 академічні години з формою підсумкового контролю знань - диференційований залік;

«Основи охорони праці» - на другому чи третьому курсі (молодший спеціаліст), на четвертому курсі (бакалавр) із загальним обсягом не менше 1,5 кредиту ECTS (54 академічні години) з іспитом;

«Охорона праці в галузі» - на четвертому курсі (молодший спеціаліст), на п'ятому курсі (спеціаліст, магістр) із загальним обсягом не менше 1 кредиту ECTS (36 академічних годин) з іспитом;

«Цивільний захист» - на п'ятому чи шостому курсі (спеціаліст, магістр) із загальним обсягом не менше 1 кредиту ECTS (36 академічних годин) з диференційованим заліком;

Викладачами з охорони праці та цивільного захисту проводяться консультації з відповідних розділів дипломних проектів (робіт) в обсягах не менше 1 години на студента (молодший спеціаліст, бакалавр) не менше 1,5 години на студента (спеціаліст і магістр).

Засвоївши такі дисципліни бакалаври, спеціалісти (магістри) мають бути здатними володіти такими основними професійними компетенціями:

наприклад, у науково-дослідній діяльності:

готовність застосовувати сучасні методи дослідження і аналізу ризиків, загроз і небезпек на робочих місцях та виробничих об'єктах;

здатність поставити завдання та організувати наукові дослідження з визначення професійних, виробничих ризиків, загроз на робочих місцях.

наприклад, у інженерно-технологічній діяльності:

обґрунтування і розробка безпечних технологій (згідно галузі діяльності);

участь у проведенні розслідування нещасних випадків, аварій та професійних захворювань; розробка та проведення заходів по усуненню причин нещасних випадків, з ліквідації наслідків аварій на виробництві.

наприклад, у організаційно-управлінській діяльності:

впровадження організаційних і технічних заходів з метою поліпшення безпеки праці;
здатність та готовність до врахування положень законодавчих та нормативно-правових актів з охорони праці при виконанні виробничих та управлінських функцій;
здатність до організації діяльності виробничого колективу з обов'язковим урахуванням вимог охорони праці;
управління діями щодо запобігання виникненню нещасних випадків, професійних захворювань та аварій на виробництві;
впровадження ефективного розподілу функцій, обов'язків і повноважень з охорони праці у виробничому колективі.

наприклад, у проектній діяльності:

розробка і впровадження безпечних технологій, вибір оптимальних умов і режимів праці, проектування зразків техніки і робочих місць на основі сучасних технологічних та наукових досягнень в галузі охорони праці.

наприклад, у педагогічній діяльності:

розробка методичного забезпечення;
проведення навчання та перевірки знань з питань охорони праці.

наприклад, у консультаційній діяльності:

надання допомоги та консультації працівників з практичних питань безпеки праці;
готовність контролювати виконання вимог охорони праці на підприємстві.

Дослідження й виявлення можливих причин ВТ і ПЗ, аварій, вибухів, пожеж, і розробка заходів і вимог, спрямованих на усунення цих причин дозволяють створити безпечні й сприятливі умови для праці людини. Державне, регіональне і галузеве управління охороною праці, численні наглядові і контрольні інспекції не забезпечать безпечне ведення робіт, якщо це не стане головним повсякденним завданням і моральним обов'язком для усіх без винятку – роботодавців, керівників, інженерно-технічних працівників, економістів, менеджерів середнього рівня, кожного працюючого.

Не випадково ст. 1 [2], визначає послідовність створення і дотримання засобів і заходів, спрямованих на збереження здоров'я та працездатності людини в процесі праці, а саме «Охорона праці - це система правових, соціально-економічних, організаційно-технічних, санітарно-гігієнічних та лікувально-профілактичних заходів і засобів». На другому по значенню місці (після нормативних) запроваджуються соціально-економічні заходи. Саме тому роль економіста на підприємстві з високим розумінням і знаннями з охорони праці є суттєво важливим фактором.

Основна мета охорони праці досягається дотриманням таких складових (по мірі їх виникнення)

$$ОП = С_{БНУП} + З_{ЗП} + П_{ПП} + П_{АС} + З_{ВТПЗ},$$

де $С_{БНУП}$ - створення безпечних і нешкідливих умов праці; $З_{ЗП}$ - збереження здоров'я та працездатності; $П_{ПП}$ - підвищення продуктивності праці; $П_{АС}$ - попередження аварійним ситуаціям $З_{ВТПЗ}$ - запобігання виробничому травматизму і професійним захворюванням.

Для досягнення поставленої мети вирішуються такі завдання:

наукові: аналіз конкретних моделей системи «людина - техніка - виробниче середовище», виявлення небезпечних і шкідливих виробничих факторів, їх взаємозв'язку і ступеня впливу;

практичні: розроблення заходів та засобів по створенню безпечних умов праці.

Соціальне значення охорони праці полягає в сприянні росту ефективності виробництва шляхом безперервного вдосконалення і поліпшення умов праці, підвищення їх безпеки, зниження ВТ і ПЗ [3]. Воно проявляється в:

зростанні продуктивності праці (збільшення фонду робочого часу завдяки скороченню внутрішньо-змінних простоїв шляхом ліквідації мікротравм або зниження їх кількості, а також завдяки запобіганню передчасного стомлення шляхом раціоналізації і покращення умов праці та введенню оптимальних режимів праці і відпочинку);

збереженні трудових ресурсів (підвищення професійної активності працюючих відбувається завдяки покращенню стану здоров'я і подовженню середньої тривалості життя шляхом покращення умов праці, що супроводжується високою трудовою активністю і підвищенням виробничого стажу);

збільшенні сукупного національного продукту (підвищується професійний рівень також завдяки зростанню кваліфікації і майстерності).

Економічне значення охорони праці - економічний вираз соціальної значимості охорони праці через заходи з покращення умов і підвищення безпеки праці. Оцінюється за результатами, отриманими при зміні соціальних показників шляхом впровадження заходів з покращення умов праці: підвищення продуктивності праці; зниження непродуктивних витрат часу і праці; збільшення фонду робочого часу; зниження витрат, пов'язаних з інвалідністю (смертністю) працівників, плінністю кадрів через незадовільні умови праці.

Збільшення фонду робочого часу і ефективність використання обладнання досягається шляхом зниження простоїв протягом зміни внаслідок погіршення самопочуття через умови праці та мікротравми. При комплексній дії на людину декількох шкідливих виробничих чинників простої на робочому місці можуть досягати 20-40 % за зміну через виробничий травматизм та погане самопочуття. Зростання непродуктивних витрат часу, а значить, і праці, обумовлюється також поганою організацією робочих місць: без урахування ергонометричних вимог виникає необхідність виконання зайвих рухів та докладання додаткових фізичних зусиль через незручне положення, невдале розташування органів управління обладнанням і невдале конструктивне оформлення робочих місць.

У результаті поліпшення умов праці нормалізується психологічний клімат в трудовому колективі, підвищується налагодженість в роботі, зростає продуктивність праці. Збільшення фонду робочого часу досягається скороченням цілодобових витрат на виробничий травматизм та неявки на роботу. Шкідливі умови праці суттєво впливають не тільки на виникнення професійних захворювань, а й на виникнення і тривалість загальних захворювань [3].

Економії матеріальних витрат можна досягти через відміну пільг та компенсацій за несприятливі умови праці робочих місць шляхом дотримання санітарно-гігієнічних вимог і правил безпеки дає можливість повністю або частково відмінити такі пільги, як скорочений робочий час і додаткова відпустка; підвищення тарифної ставки та пільгової пенсії; лікувально-профілактичне харчування і безкоштовна видача молока.

Підвищення продуктивності праці може досягатися за рахунок збільшення працездатності в покращених умовах на робочому місці, наприклад, якщо на робочих місцях інтенсивність шуму досягає 90 дБА, робітник витрачає майже на 20 % більше фізичних і нервово-психологічних зусиль для того, щоб забезпечити працездатність, яку він мав би при нормованій інтенсивності шуму 70 дБА. Підвищення фонду робочого часу і ефективність використання обладнання досягаються в результаті зниження простою під час зміни через погіршення самопочуття, несприятливі умови праці та мікротравми. При комплексній дії на людину кількох шкідливих виробничих факторів простої на робочому місці можуть досягати 20-40% робочого часу за зміну [3]. При нормалізації психологічного клімату в цеху поліпшуються умови праці, підвищується налагодженість в роботі. Зниження непродуктивних затрат часу і праці складаються в результаті несприятливих умов праці, обумовлених незадовільною організацією робочих місць без урахування ергонометричних вимог.

Необхідність виконання зайвих рухів, фізичних зусиль, нервово-психологічних навантажень, незручні пози внаслідок невдалого розташування органів управління обладнання, невдале конструктивне оформлення робочих місць, а також оформлення зайвої інформації сприяє непродуктивному використанню праці та часу, підвищує трудомісткість робіт. Підвищення фонду робочого часу досягається за рахунок скорочення цілодобових витрат внаслідок виробничої травми або неявки на роботу. Умови праці суттєво впливають не тільки на ПЗ, а й на виникнення і тривалість загальних захворювань, а саме 25-30 % загальних захворювань на виробництві пов'язано з несприятливими умовами праці [4].

При підвищенні температури повітря у робочій зоні усього на 1°C понад норму викликає збільшення витрат робочого часу, пов'язаних з серцево-судинними захворюваннями в середньому на 4,1 робочих доби (на 100 працюючих), а надмірні рівні шуму на робочих місцях на 10-20

дБА підвищують тривалість часткової непрацездатності в середньому на 2,7 робочих доби (на 100 працюючих).

Економія витрат на пільги та компенсації у несприятливих умовах праці пов'язані з відповідними санітарно-гігієнічними вимогами на робочих місцях підприємства. Дотримання таких вимог дає можливість повністю або частково відмінити такі пільги, як скорочений робочий час і додаткова відпустка, підвищення тарифної ставки і пільгової пенсії, лікувально-профілактичне харчування і безкоштовна видача молока. Усі ці пільги пов'язані із значними трудовими витратами і супроводжуються виплатами додаткових грошових коштів за фактично невідпрацьований час.

Планування організаційно-технічних заходів з охорони праці є однією з провідних функцій управління охороною праці і саме ці функції виконують найчастіше економісти, менеджери. Перед плануванням обов'язково визначається фактичний стан охорони праці і його прогнозування на майбутнє. Оцінка стану охорони праці на підприємстві в цілому і у його структурних підрозділах ґрунтується на вивченні даних атестації робочих місць, паспортизації санітарно-технічного стану цехів та відділів, результатах виконання комплексних планів покращення умов праці та санітарно-оздоровчих заходів, а також на динаміці показників ВТ та ПЗ.

В Україні склалася критична ситуація у сфері безпеки праці. Вона має вираження у:

втратах економіки країни через значну загальну захворюваність працівників з тимчасовою втратою працездатності, високі рівні виробничого травматизму, професійної захворюваності та інвалідності, внаслідок чого держава втрачає кваліфікованого працівника, а натомість отримує особу, якій потрібно надавати соціальні послуги;

незадовільному фінансуванні роботодавцями на підприємствах усіх форм власності заходів з охорони праці;

розбалансованості системи управління охороною праці в центральних органах виконавчої влади, обласних і міських держадміністраціях та органах місцевого самоврядування;

багаторічній практиці приховування значної кількості нещасних випадків на виробництві від розслідування і обліку, або не завжди об'єктивній кваліфікації їх як непов'язаних з виробництвом;

відсутності об'єктивної інформації про реальний стан охорони праці, кількість нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань;

зруйнованій системі трудової (промислової) медицини, що вкрай негативно впливає на виявлення профпатології і професійних захворювань на ранніх стадіях,

відсутності ефективної системи медичної і професійної реабілітації працівників (згортанні регулярних профілактичних медичних оглядів, загальної диспансеризації працюючих, закриття більшості санаторіїв-профілакторіїв), що призводить до погіршення їх здоров'я, зниження продуктивності праці, професійної непридатності, стримує інноваційний та інвестиційний розвиток провідних галузей економіки.

На сучасному рівні суттєвим є забезпечення підготовки у ВНЗ дипломованих спеціалістів з охорони праці, включення відповідних програм до курсу підготовки спеціалістів для галузей народного господарства та післядипломного навчання, затвердження відповідної загальнодержавної програми, якісне і ретельне виконання розділів з охорони праці та безпеки у надзвичайних ситуаціях для усіх спеціальностей у т.ч. і для інженерно-економічних також.

Випуск спеціалістів з новим мисленням щодо культури безпеки праці дозволить їм впроваджувати на виробництві:

підвищення економічної відповідальності власників підприємств за створення безпечних і здорових умов праці;

впровадження економічних стимулів за створення належних умов праці;

поступове збільшення розміру відшкодувань та компенсацій, а також пенсійного забезпечення потерпілим на виробництві

фінансування роботодавцями заходів з охорони праці відповідно до вимог статті 19 [2].

Список літератури

1. ГОСТ 12.0.003-74 «ССБТ. Опасные и вредные производственные факторы. Классификация». ЗУ «Про охорону праці», 2002.
2. Наук.-виробн. Журнал «Охорона праці», (№№ 1 – 12, 2010, 2011 рр., №№ 1-3 2012 р.).

Рукопись поступила в редакцию 14.03.12

УДК 669.162

Ф.М. ЖУРАВЛЕВ, канд. техн. наук, доц. В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф.,
В.Я. БОЙКОВЕЦ, А.И. ШУШЕМОИН, ГВУЗ “Криворожский национальный университет”

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ И ОТРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ТЕРМОУПРОЧНЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ НА СТАЛЬНЫХ ПЕРФОРИРОВАННЫХ ПОДИНАХ ВЗАМЕН КОЛОСНИКОВОЙ РЕШЕТКИ ОБЖИГОВЫХ ТЕЛЕЖЕК

Для существенного снижения расхода высоколегированной стали и улучшения металлургических характеристик обожженных окатышей отработана конструкция стальных перфорированных подин, устанавливаемых взамен колосников на тележках обжиговых конвейерных машин. Проведены полупромышленные и промышленные испытания термоупрочнения окатышей на стальных перфорированных подинах.

Обжиговая конвейерная машина является большим потребителем (193,5-416,0 т только на колосники) жаростойкой легированной стали 40Х24Н12СЛ с температурой окалинообразования 1000-1050 °С. При этом, удельный расход колосников составляет 0,06-0,15 кг/т окатышей, поэтому снижение расхода или замена колосников достаточно актуальны. Прототипом для проведения исследований послужил новый технологический процесс термоупрочнения окатышей на гибкой стальной перфорированной ленте, разработанный фирмой “ЛКАБ” (Швеция) и названный “Steel Belt” [1]. Для возможности использования конструктивной особенности этой технологии на действующих отечественных конвейерных машинах с обжиговыми тележками, был испытан элемент перфорированной ленты, названный перфорированной подиной.

Режимы термоупрочнения сырых окатышей и конструктивные особенности подины отработывались в полупромышленной установке типа чаша (рис. 1) диаметром в свету 300 и высотой 500 мм, оборудованной колосниками и возможностью перфорированной подины толщиной 5 мм из легированной стали 12Х18Н10Т с температурой окалинообразования 850 °С.

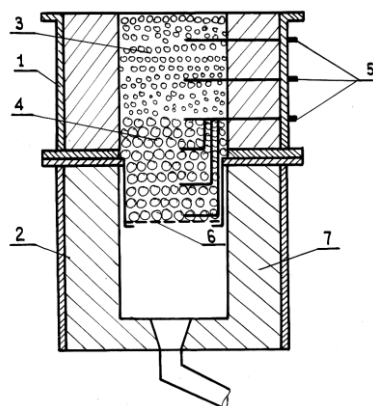


Рис. 1. Обжиговая чаша: 1 - чаша; 2 - вакуумкамера; 3 - окатыши; 4 - постель; 5 - термопары; 6 - перфорированная подина; 7 - футеровка

Термоупрочнение окатышей на колосниках осуществляли на донной постели высотой 100 мм (как на промышленных агрегатах), а на подине подбирали высоту постели, исходя из условия воздействия на нее отходящих из слоя газов с температурой не выше 850 °С. Экспериментально (рис. 2,3) определены оптимальные живое сечение перфорированной подины, форма на ней отверстий и высота слоя донной постели.

Проведены также определения износостойкости подины толщиной 5 мм в процессах загрузки и разгрузки окатышей, смоделированные исходя из известного цикла при годичной (около 8000 ч/год) работе обжиговых тележек, а также от абразивного воздействия просасываемых запыленных (1 г/м^3) газов. Результаты испытаний показали, что износ подины составил 0,5 % от ее массы.

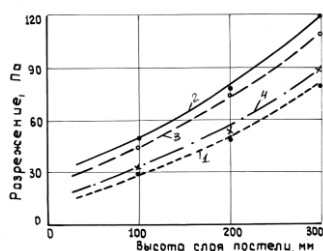


Рис. 2. Влияние живого сечения подины на сопротивление газовому потоку

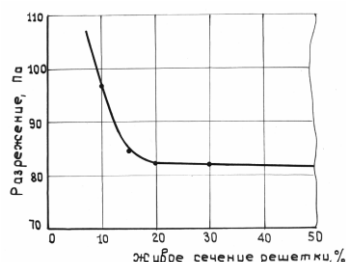


Рис. 3. Влияние формы отверстий подины и высоты ее постели на ней на ее сопротивление газовому потоку: 1-сетка; 2-подина с круглыми отверстиями; 3-подина с просечными отверстиями; 4-подина с продолговатыми отверстиями

Отработка режимов термоупрочнения окатышей в обжиговой чаше показала, что металлургические характеристики обожженных на подине окатышей по всем показателям (прочность на сжатие, на удар и истираемость, а

также комплекс свойств при восстановлении) на 3-5 % (отн.) лучше, чем обожженных на колосниках. При этом удельная производительность установки возросла с 0,8 до 0,805 т/м²·ч (табл. 1).

Таблица 1

Металлургические свойства обожженных окатышей

Наименование показателей	Метод термообработки	
	на колосниках	на подине
Удельная производительность, т/м ² ·ч	0,8	0,805
Прочность на сжатие, ДаН/ок	213	221
Прочность в барабане, % :		
на удар (+5 мм)	88,6	90,8
истираемость (0-0,5 мм)	5,9	5,5
Прочность при восстановлении, % :		
на удар (+5 мм)	77,6	80,8
истираемость (0-0,5 мм)	9,3	7,9
степень восстановления	53,4	54,2
Газопроницаемость и усадка слоя:		
усадка слоя, %	51,5	50,6
перепад давления, Па	562,0	476,0
степень восстановления, %	93,2	93,0

На основании проведенных полупромышленных испытаний и разработанных исходных данных была разработана техническая документация и изготовлен комплект перфорированных подин на одну обжиговую тележку для конвейерной машины ОК-306 СевГОКа. Тележка с подинами [2] была установлена на работающую обжиговую машину ОК-306 для отработки конструкции подины и ее крепления на подколосниковых балках (рис. 4).

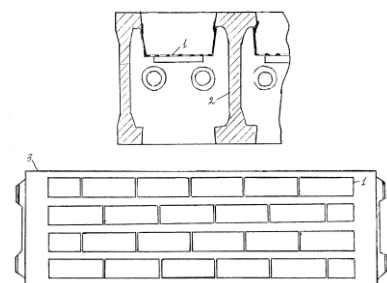


Рис. 4. Обжиговая тележка с подинами 1-перфорированная подина; 2-подколосниковая балка; 3-обжиговая тележка

Перфорированные подины имели желобчатое поперечное сечение с высотой бортов 65 мм, что обеспечивало им жесткость, необходимую для восприятия нагрузок и, кроме того, позволяло повысить толщину постели на 115 мм без увеличения высоты бортов обжиговых тележек.

Отверстия в подинах были выполнены щелевидными длиной 26 мм и шириной 6 мм с закругленными краями. Шаг между отверстиями, исходя из необходимой прочности подины, был принят равным 10 мм, а расстояние между осями рядов отверстий - 15 мм. Указанные размеры отверстий и их расположение, с учетом конструктивных особенностей подколосниковых балок обжиговых тележек и рабочих поверхностей самих подин, обеспечивают живое сечение рабочих поверхностей перфорированных подин 20,1 %. Колосниковое поле обжиговых тележек имеет живое сечение 11,2 %.

Обжиговая тележка с подинами проработала непрерывно 1272 часа, а затем, после корректировки и усовершенствования профиля подин и их крепления к подколосниковым балкам, тележка снова была установлена на обжиговую машину и проработала непрерывно еще 1008 часов. За время эксплуатации обжиговой тележки с подинами забивания отверстий в подинах окатышами и их обломками не наблюдалось. Окалинообразования на подинах также не было. Отсутствовали поломки, коробление и прочие неисправности подин. Температура отходящих газов под подинами во время непрерывной работы обжиговой машины была 570-620 °С и повышалась до 730-780 °С во время кратковременных (до 5 мин) остановок обжиговой тележки с подинами в самой высокотемпературной части зоны обжига. Это является следствием увеличения высоты слоя донной постели на подинах со 100 мм (на колосниках) до 215 мм.

В период испытания обжиговая тележка с перфорированными подинами была остановлена в зоне охлаждения 2 и произведен разбор слоя и отбор проб обожженных окатышей по высоте слоя с этой и рядом стоящей тележки с колосниками.

Таблица 2

Прочностные свойства обожженных окатышей

Обжиговая тележка	Прочность на сжатие по высоте слоя, ДаН/ок				Барабанные показатели (+5 мм/-0,5 мм) по высоте слоя, %			
	верх слоя	сере-дина	низ слоя	среднее	верх слоя	сере-дина	низ слоя	среднее
Тележка с колосниками	230	251	176	214	92,4/6,8	93,6/5,3	88,3/10,8	90,7/8,2
Тележка с подинами	228	265	212	232	92,6/6,9	94,1/4,9	91,7/7,3	92,4/6,7

Результаты испытаний прочностных свойств обожженных окатышей показали (табл. 2), что степень обжига окатышей на тележке с подинами лучше, чем на тележке с колосниками.

Рассчитано снижение расхода легированной стали в случае замены колосников на обжиговых тележках перфорированными подинами на каждом типе обжиговых машин, работающих на окомковательных фабриках Украины (табл. 3).

Таблица 3

Экономия легированной стали при замене колосников подинами

Тип обжиговой машины и их количество на ГОКе	Количество тележек на одной машине, шт	Масса колосников на одной тележке, т	Масса колосников на одной машине, т	Масса подина на одной тележке, т	Масса подина на одной машине, т	Экономия стали на одной машине, т
ОК-278 СевГОК - 2 шт	129	1,5	193,5	0,20	25,8	167,7
ОК-306 СевГОК - 2 шт	189	1,2	226,8	0,17	34,0	192,8
ОК-336 ЦГОК - 1 шт	142	2,0	284,0	0,25	35,5	248,5
ОК-552 СевГОК - 2 шт	208	2,0	416,0	0,25	52,0	364,0

Таким образом, разработана конструкция жаростойкой стальной перфорированной подины и способ ее крепления, позволяющие заменить колосники на обжиговых тележках конвейерных машин для термоупрочнения железорудных окатышей. Полупромышленные и промышленные испытания показали, что замена колосников подинами позволит уменьшить расход высоколегированного металла на 85-87 %, повысить производительность обжиговых машин и улучшить металлургические характеристики обожженных окатышей. В случае использования для изготовления подин жаростойкой стали марки 20Х23Н18 с температурой окалинообразования 1050 °С, как у колосников (марка стали 40Х24Н12СЛ), срок службы подин существенно увеличится.

Список литературы

1. Драгте Р. Процесс "Steel Belt". 4-й Международный симпозиум по окускованию. Торонто. 1985 г.
2. Журавлев Ф.М. Патент Украины №17067. Тележка обжиговых и спекательных машин / Журавлев Ф.М., Бойковец В.Я., Гилунг В.Ф. и др. от 27.01.97 г.

Рукопись поступила в редакцию 14.03.12

УДК 669.74

И.А. ЛЯХОВА, канд. техн. наук, доц. В.П. СОКОЛОВА, канд. техн. наук, доц.

Д.А. КАССИМ, Н.Ю. СВИСТ, ст. преподаватели

ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ СУЩНОСТЬ СВЯЗИ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ШИХТЫ С КАЧЕСТВОМ ПОЛУЧАЕМОГО КОКСА

В условиях, когда сырьевая база коксования неуклонно ухудшается, большое значение приобретает качество подготовки угольной шихты, которое заключается в правильно выбранной степени ее дробления в зависимости от содержания в шихте жирных и коксовых углей, что позволяет не ухудшать петрографические показатели шихты и не допускать ее "отошения".

Спекание углей и коксообразование представляются в целом совокупностью химических и физико-химических процессов и вызываемых ими физических явлений, происходящих при термической деструкции органических веществ каменных углей. Основой процесса являются химические реакции термической деструкции этих веществ, протекающие во всем объеме каждого зерна угольной шихты. В ходе этих процессов на границах и поверхности контакта зерен происходит взаимодействие между образующимися продуктами термической деструкции каждого зерна. При этом образовавшиеся продукты связываются между собой как физическими силами, так и химическими связями. Все перечисленное указывает на то, что зависимость между степенью измельчения, т.е. суммарной поверхностью зерен углей в шихте, и прочностью образующегося кокса не может быть прямолинейной и что должен существовать оптимум размера зерен, различный для разных углей [1].

Проведя соответствующие исследования, авторы работы [1] делают вывод о существенном значении поверхности зерен углей, участвующих в спекании. Так, достигая определенного максимума без заметного влияния на спекаемость, избыточная поверхность материала при дальнейшем ее росте снижает толщину связующих слоев между зернами и резко ухудшает показатели спекания – количество спекаемого материала и прочность образующегося твердого остатка. Поскольку поверхность материала возрастает с уменьшением диаметра зерен во второй степени, сделанные выводы позволяют считать вредным для процессов спекания избыточно тонкое дробление слабоспекающихся и неспекающихся компонентов шихты.

В процессе спекания смеси углей имеет значение как физическая сторона процесса (размер зерен каждого угля), так и физико-химическая его характеристика, в частности, 15.06.2016 наличие химических связей между зернами. Изучая глубину взаимного проникновения продуктов термической деструкции разных углей, авторы работы [1] установили, что степень перемещения этих продуктов жирного угля, наиболее полно переходящего в жидкоподвижное пластическое состояние, во всех случаях резко снижается с уменьшением размера зерен. Это показывает, в частности, что даже пластическое состояние жирного угля не является однофазным (жидким), а представляет собой сочетание жидкой и твердой фаз и отличается от других углей только количественным соотношением их в системе. Именно поэтому и проявляется отрицательное влияние тонкого дробления жирного угля и шихт с его высоким содержанием на их спекаемость и коксуюемость.

Кроме этого, степень перемещения продуктов деструкции углей зависит еще от свойств “принимающей” стороны, т.е. того материала, куда должна перемещаться пластическая фаза жирного угля. Один и тот же класс угля проникает в другие угли тем меньше, чем более мелко они измельчены, т.е. чем больше сопротивление “принимающей” стороны проникновению в нее пластической массы другого угля. Этот факт в еще большей мере усиливает отрицательное влияние тонких классов зерен углей в шихте на процессы спекания и коксообразования, а, следовательно, и на качество кокса.

Глубина проникновения пластической массы углей в среду зерен или продуктов разложения других углей определяется как подвижностью пластической массы, так и сопротивлением, которое оказывают зерна углей проникающей в их среду жидкой фазе. В этом заключается физическая сторона взаимодействия между углями при коксообразовании и это объясняет необходимость предотвращения переизмельчения компонентов шихты.

Допустимая степень измельчения разных углей должна быть поставлена в зависимость от количественного участия их в шихте. В связи с этим следует пересмотреть существующие схемы подготовки углей к коксованию и методы дробления углей и шихт с целью устранения переизмельчения и существенного снижения содержания “отошающих” классов 0-0,5 мм в шихте.

В настоящее время на коксование поступают не чистые марки угля, а их смеси, состав которых можно установить только при помощи петрографического анализа. Петрографический анализ позволяет также контролировать изменение качества угольной шихты в процессе ее дробления. При этом особую роль следует уделять изменению содержания витринита (V_t) и суммы отошающих компонентов (ΣOK) в процессе дробления шихт.

В углеподготовительном цехе (УПЦ) коксохимического производства (КХП) ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог”, были проведены исследования влияния степени дробления угольной шихты на изменение ее петрографического состава.

На 3-й очереди КХП отобрали пробы шихты состава, %: Г - 5, Ж - 14, К - 46, К+КЖ - 35 до и после дробления.

Ситовый состав шихты при влажности 12,4 % до дробилки:

+6 мм	6-3 мм	3-0,5 мм	0-0,5 мм	0-3 мм
12,94	14,91	43,0	29,15	72,15

В исходной пробе угольной шихты при классе помола 0-3 мм 72,15 % содержание класса 0-0,5 мм составляет 29,15 %, а насыпная масса – 0,858 т/м³. Петрографический состав угольной шихты до дробления был следующим: витринит (V_t) – 79,2 %, сумма фюзенизированных компонентов (отошающих компонентов) – 17,8 %. Показатель отражения витринита R_o – 1,03 %.

Ситовый состав шихты при влажности 10,5 % после дробилки:

+6 мм	6-3 мм	3-0,5 мм	0-0,5 мм	0-3 мм
7,39	12,81	42,54	37,26	79,8

В пробе шихты, отобранной после дробления при классе помола 0-3 мм 79,8 %, содержание класса -0,5 мм, ухудшающего спекание шихты, увеличилось и составляет 37,26 %, а насыпная масса шихты упала до 0,803 т/м³. Петрографический состав угольной шихты после дробления был следующим: витринит V_t - 67,0 %, сумма отошающих компонентов 29,0 %. Показатель отражения витринита R_o - 1,02 %. В результате эксперимента получили, что увеличение степени помола шихты на 7,65 % в исследуемом диапазоне снижает содержание витринита V_t на 12,2 %, а сумма отошающих компонентов увеличивается на 11,2 %, т.е. спекающая способность шихты снижается.

Петрографический анализ фракции 0-0,5 мм до и после дробления также указывает на то, что с ростом содержания в угольной шихте фракции 0-0,5 мм ее спекающая способность падает. Так, до дробления шихты содержание в классе 0-0,5 мм витринита V_t - 65,7 %, а сумма отошающих компонентов 27,4 %. Показатель отражения витринита R_o - 1,41 %. После дробления содержание в классе 0-0,5 мм витринита несколько возросло V_t до 67 % при более значительном росте суммы отошающих компонентов - 31 %. Значительно снизился и показатель отражения витринита R_o до 1,07 % [2, 3].

Для подтверждения изменения петрографического состава угольной шихты при дроблении провели еще один эксперимент. Отобрали шихту до дробилки на 3-й очереди УПЦ КХП, тщательно ее усреднили и разделили на три части. Одна часть шихты - базовая недробленая шихта с содержанием фракции 0-3 мм 55,5 %, и две подвергнутые измельчению на лабораторной молотковой дробилке до содержания класса 0-3 мм 75,5 и 96,2 %

+6 мм	6-3 мм	3-0,5 мм	0-0,5 мм	0-3 мм
32,8	11,7	27,1	28,4	55,5
5,0	19,5	43,8	32,7	75,5
0,2	3,6	52,9	43,3	96,2

Петрографический состав трех частей угольной шихты разной степени дробления, которые получены из одной пробы, отобранной до дробилки, приведен в табл. 1.

Таблица 1

Изменение петрографических показателей трех проб различной степени измельчения

Показатель	Номер пробы		
	1	2	3
Содержание класса 0-3 мм	55,5	75,5	96,2
Витринит V_t , %	70	66	63
ΣОК, %	29	33	35

Полученный результат свидетельствует о том, что при увеличении степени дробления с 55,5 до 96,2 % содержания класса 0-3 мм количество витринита уменьшается на 7 %, а сумма отошающих компонентов увеличивается на 6 %, снижая, таким образом, спекаемость и коксуюемость угольной шихты.

В шихте КХП обращает на себя внимание высокое содержание жирных углей (60-80 %), переизмельчать которые вообще не рекомендуется (не более 75 %), а при таком их содержании в шихте и ее измельчение не должно быть очень высоким.

Для оперативного определения степени дробления (k) угольной шихты можно воспользоваться простой формулой, %

$$k = \frac{75(\mathcal{K} + K) + 90(100 - \mathcal{K} - K)}{100}, \quad (1)$$

где 75 - рекомендуемый уровень измельчения углей марок Ж и К, %; 90 - то же для углей марок ДГ, Г, ОС, Т и А, %.

Можно также в качестве критерия для расчета оптимальной степени дробления использовать показатель отражения витринита, значение которого изменяется в зависимости от петрографического состава углей и стадии метаморфизма. Различным маркам углей соответствуют следующие интервалы значений показателя отражения витринита (R_o), %: ДГ - 0,5-0,65; Г - 0,65-0,89; Ж - 0,9-1,19; К - 1,2-1,39; ОС - 1,4-1,69; Т - 1,7-2,59 и А - $\geq 2,6$.

Оптимальная степень дробления угольной шихты, в зависимости от ее марочного состава и спекаемости, может быть определена по уравнению, %

$$k = \frac{75[\Sigma(0,9 - 1,39)V_t] + 90[\Sigma(0,5 - 0,89)V_t + \Sigma(1,4 - 2,6)V_t]}{100}, \quad (2)$$

где $(0,5-2,6)V_i$ - показатели отражения витринита, соответствующие различным маркам углей.

Все данные для расчета оптимальной степени дробления шихт по формулам 1 и 2 берутся из рефлектограмм петрографического испытания этих шихт.

Расчеты, выполненные по предложенным формулам, дают результаты: для 5-8 батарей ПАО "Алчевсккокс" $k = 79,4 \%$ (факт $79,3 \%$); для КХП для 1-4 батарей $k = 77,7 \%$ (факт $86,6 \%$) и для 5-6 батарей $k = 76,3 \%$ (факт $87,0 \%$); для КХП для 1-4 батарей $k = 77,6 \%$ (факт $87,9 \%$) и для 5-6 батарей $k = 77,1 \%$ (факт $86,3 \%$).

Таким образом, из приведенных данных видно, что на 5-8 батареях ОАО "Алчевсккокс" степень дробления шихты выбрана правильно и является оптимальной. На КХП степень дробления шихты излишне завышена, что отражается на увеличенном содержании "отощающего" класса 0-0,5 мм и сумме отошающих компонентов в петрографическом составе шихты, а также низкой насыпной массе шихты, недостаточной спекаемости и коксующести шихты и, как следствие, все это отрицательно сказывается на качестве получаемого кокса.

Список литературы

1. Аронов С.Г., Светлорусова Л.П. Влияние степени измельчения углей и шихты при коксовании // Кокс и химия. – 1958. – №1. – С. 5-11.
2. Лялюк В.П. Связь петрографического состава угольной шихты со степенью ее дробления / В.П. Лялюк, В.А. Шеремет, А.В. Кекух и др. // Бюллетень Черная металлургия ОАО "Черметинформация". – 2010. – №10. – С. 27-33.
3. Лялюк В.П. Изменение петрографического состава угольной шихты при ее дроблении / В.П. Лялюк, В.А. Шеремет, А.В. Кекух и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – №2. – С. 13-17.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 621.771.06

А.Г. ПРИСЯЖНИЙ, ст. викладач ДВНЗ «Приазовський державний технічний університет»,
М. Г. КОРЕНКО, асистент, Н. В. СТАРОСТА, асистент
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ЗАЛЕЖНОСТІ ТЕРТЯ ВІД ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ

Запропоновано і реалізовано стосовно конкретних умов холодного тонколистового прокатування алгоритм математичного моделювання зміни показників контактної тертя залежно від основних чинників. Проаналізовано вплив на основні показники контактної тертя сумарної інтенсивності деформації і концентрації водної емульсії при холодному прокатуванні тонких штаб.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Контактне тертя істотно впливає на процес холодної тонколистової прокатки визначаючи його деформаційні (або геометричні), кінематичні й енергосилові параметри [1-3]. Ці параметри дуже тісно пов'язані з показниками ефективності процесу прокатки в цілому такими як якість прокату, витрати енергії на деформацію металу тощо. Тому важливою теоретичною й технологічною задачею є детальне дослідження залежності контактної тертя від основних факторів на основі математичного моделювання з використанням сучасної теорії холодної тонколистової прокатки [1] й новітніх інформаційних технологій. Результатом математичного моделювання повинне бути визначення таких умов деформації металу, які забезпечуватимуть контактне тертя на оптимальному рівні, при якому техніко-економічні показники прокатки будуть максимально можливо високими.

Аналіз досліджень та публікацій. Питанням, пов'язаним з контактним тертям при обробці металів тиском, присвячено досить багато наукових праць, наприклад [4-6], але в них не розглянутий процес високошвидкісної холодної прокатки тонких штаб, який повністю відповідає світовій тенденції розвитку виробництва прокату [1,3].

Постановка завдання. Метою даної наукової роботи є дослідження залежності деяких показників контактної тертя від основних факторів високошвидкісної тонколистової холодної прокатки, а також надання практичних рекомендацій щодо підвищення ефективності проектування оптимальних режимів деформації при холодній прокатці сталі.

Викладення матеріалу та результати. До основних факторів, від яких залежить контактне тертя, відносяться насамперед інтенсивність деформації, окружна швидкість валків та вид

технологічного мастила. Інші фактори, що впливають на контактне тертя, в тій чи іншій мірі пов'язані з вже зазначеними факторами, а тому є другорядними.

Контактне тертя при холодній прокатці тонких штаб можна оцінювати за дуже багатьма показниками, але найбільш важливими є наступні показники: випередження S_{on} ; коефіцієнт випередження k_{on} ; показник умов контактного тертя δ_p чи δ ; показник протяжності зони випередження осередку деформації γ/α ; коефіцієнт контактного тертя f_p чи f ; середній тиск металу на валки p . Треба відмітити, що індекс в позначеннях коефіцієнта контактного тертя та показника умов контактного тертя означає, що за основу при їх визначенні взятий закон Г.Амонтона.

Вище зазначені показники контактного тертя при холодній прокатці тонких штаб, окрім першого показника, розраховуються на основі отриманого експериментальним шляхом випередження за наступним алгоритмом:

визначаються деформаційні параметри: коефіцієнт обтискання, абсолютне обтискання, інтенсивність деформації за пропуск, сумарна інтенсивність деформації, відносне обтискання за пропуск, сумарне відносне обтискання, а також середня арифметична товщина штаби в осередку деформації відповідно за формулами [1,3,7-9]

$$\lambda = \frac{H_i}{h_i}, \quad (1)$$

$$\Delta h = H_i - h_i, \quad (2)$$

$$e_i = \frac{2}{\sqrt{3}} \ln \frac{H_i}{h_i}, \quad (3)$$

$$e_{ic} = \frac{2}{\sqrt{3}} \ln \frac{H_0}{h_i}, \quad (4)$$

$$\varepsilon = \frac{H_i - h_i}{H_i} 100, \quad (5)$$

$$\varepsilon_c = \frac{H_0 - h_i}{H_0} 100, \quad (6)$$

$$h_{cp} = \frac{H_i + h_i}{2}, \quad (7)$$

де H_i - товщина штаби до пропуску, мм; h_i - товщина штаби після пропуску, мм; H_0 - товщина підкату, мм.

визначаються показник протяжності зони випередження осередку деформації (показник протяжності зон осередку деформації), а також швидкість прокатки відповідно за формулами [1,3,7-9]

$$\frac{\gamma}{\alpha} = \sqrt{\frac{S_{on}}{\lambda - 1}}, \quad (8)$$

$$V = V_b (1 + S_{on}), \quad (9)$$

де S_{on} - випередження; v_b - лінійна швидкість валків, м/с.

визначаються коефіцієнт випередження (коефіцієнт обтиснення в зоні випередження осередку деформації), а також показники умов контактного тертя на основі закону тертя Г. Амонтона та умови тертя Е.Зібеля відповідно за формулами [1,3]

$$k_{on} = 2 - \sqrt{1 - \frac{1}{\delta_p} [(\delta_p - 1) \ln \lambda]}, \quad (10)$$

$$\delta_p = \frac{1}{1 - 2 \sqrt{\frac{S_{on}}{\lambda - 1}}}, \quad (11)$$

$$\delta = \delta_p [2,3 - 0,19(\lg V + 1) \lg e_{ic}]. \quad (12)$$

визначається опір штаби деформації до прокатки за формулою [1,3]

$$2k_0 = \frac{2}{\sqrt{3}} \sigma_{T0}, \quad (13)$$

де σ_{T0} – границя текучості до пропуску, МПа.

визначається середній опір штаби деформації при прокатці за формулою [1,3]

$$2k_{cp} = 2k_0 + \left(\frac{2}{\sqrt{3}} \right)^{n+1} \frac{\Pi}{n+1} \frac{\left(\ln \frac{H_0}{h_i} \right)^{n+1} - \left(\ln \frac{H_0}{H_i} \right)^{n+1}}{\ln \frac{H_i}{h_i}}, \quad (14)$$

де Π - модуль зміцнення, МПа; n - показник інтенсивності зміцнення.

визначаються середній тиск металу на валки, показник геометричної форми осередку деформації по товщині, а також коефіцієнт тертя на основі умови тертя Е.Зібеля відповідно за формулами [1,3,7-9]

$$p = \frac{2k_{cp}}{\lambda - 1} \left\{ \delta(\lambda + 1) - k_{on} \left[\ln \lambda^{\delta-1} + 2\delta(1 - \ln k_{on}) \right] \right\}, \quad (15)$$

$$\Pi_{\phi} = \frac{l_{dc}}{h_{cp}}, \quad (16)$$

$$f = \frac{\alpha_c \delta}{2}. \quad (17)$$

де l_{dc} – довжина дуги контакту металу з валками з урахуванням пружної деформації останніх;

α_c – кут контакту металу з валками з урахуванням пружної деформації останніх.

Кут та дуга контакту штаби с валками з урахуванням пружної деформації останніх визначаються за методикою, представленою в роботах [1,3]. Сила, момент, робота, а також потужність прокатки, значення яких свідчать про енергетичну ефективність процесу холодної прокатки тонких штаб, можуть бути визначені за методиками, що викладені в роботах [7-9].

Результати математичного моделювання показників контактного тертя за наведеним вище алгоритмом представлені на рис. 1-6. В якості вихідних даних для розрахунків основних показників контактного тертя взяті експериментальні дані холодної прокатки штаб розміром $H \times B = 3,09 \times 60,0$ мм із конструкційної сталі марки 08 кп на лабораторному стані 300 зі швидкістю 18 м/с [1,3].

Аналіз отриманих результатів математичного моделювання основних показників контактного тертя дозволяє зробити наступні висновки:

збільшення концентрації водної емульсії призводить до зменшення показників контактного тертя;

коефіцієнт контактного тертя за умовою тертя Е.Зібеля при збільшенні сумарної інтенсивності деформації зменшується;

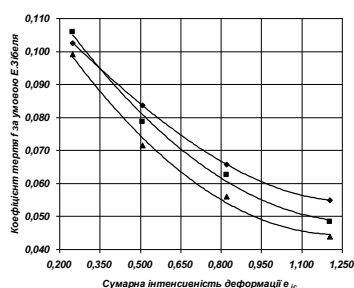


Рис. 1. Залежність коефіцієнта тертя від сумарної інтенсивності деформації при прокатці на стані 300 зі швидкістю 18 м/с штаб сталі 08 кп розміром $H \times B = 3,09 \times 60$ мм з водною емульсією концентрації 2,5% (◆—◆), 5,0% (■—■) і 10% (▲—▲)

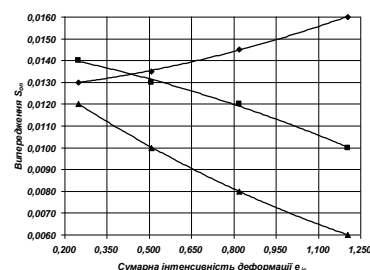


Рис. 2. Залежність випередження від сумарної інтенсивності деформації при прокатці на стані 300 зі швидкістю 18 м/с штаб сталі 08 кп розміром $H \times B = 3,09 \times 60$ мм з водною емульсією концентрації 2,5% (◆—◆), 5,0% (■—■) і 10% (▲—▲)

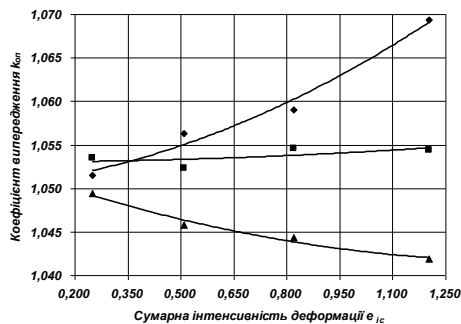


Рис. 3. Залежність коефіцієнта випередження від сумарної інтенсивності деформації при прокатці на стані 300 зі швидкістю 18м/с штаб сталі 08кп розміром $H \times B = 3,09 \times 60$ мм з водною емульсією концентрації 2,5% (◆—◆), 5,0% (■—■) і 10% (▲—▲)

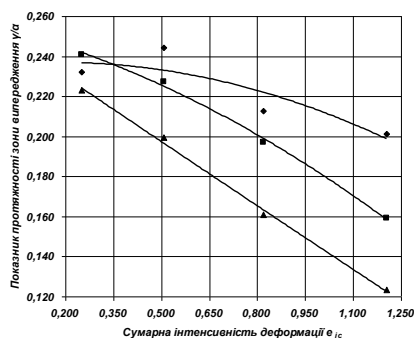


Рис. 5. Залежність показника протяжності зони випередження від сумарної інтенсивності деформації при прокатці на стані 300 зі швидкістю 18м/с штаб сталі 08кп розміром $H \times B = 3,09 \times 60$ мм з водною емульсією концентрації 2,5% (◆—◆), 5,0% (■—■) і 10% (▲—▲)

для умов прокатки з більш концентрованою водною емульсією (5 та 10%) збільшення сумарної інтенсивності деформації призводить до зменшення випередження; для умов прокатки з водною емульсією 2,5%-ї концентрації спостерігається протилежний характер залежності випередження від сумарної інтенсивності деформації; близький до вище описаного характер залежності коефіцієнта випередження від сумарної інтенсивності деформації;

збільшення сумарної інтенсивності деформації призводить до зниження показників протяжності зони випередження і умов контактного тертя для умов прокатки з водними емульсіями всіх досліджених концентрацій; зменшення показника протяжності зони випередження осередку деформації за рахунок використання технологічного мастила сприяє зниженню середнього тиску металу на валки, тобто зменшення протяжності зони випередження осередку деформації приводить до зниження енерговитрат при холодній прокатці тонких штаб і, отже, підвищення ефективності цього процесу; ідеальний випадок холодної прокатки тонких штаб відповідає умовам деформації, коли протяжність зони випередження осередку деформації дорівнюватиме нулю, але при цьому треба додатково дослідити стабільність процесу пластичного формозмінення металу.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Розроблений алгоритм математичного моделювання контактного тертя в залежності від основних чинників. Проаналізований вплив сумарної інтенсивності деформації та концентрації водної емульсії на основні показники контактного тертя при холодній прокатці тонких штаб. Встановлено, що збільшення протяжності зони випередження осередку деформації призводить до підвищення витрат енергії на опір металу пластичному формозміненню.

Список літератури

1. Капланов В.И. Динамика и трибоника высокоскоростной тонколистовой прокатки. Мировая тенденция и перспектива : монография / В.И. Капланов. – Мариуполь: Изд-во Рената, 2008. – 456 с.

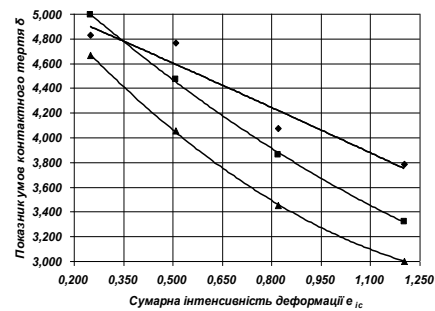


Рис. 4. Залежність показника умов тертя від сумарної інтенсивності деформації при прокатці на стані 300 зі швидкістю 18м/с штаб сталі 08кп розміром $H \times B = 3,09 \times 60$ мм з водною емульсією концентрації 2,5% (◆—◆), 5,0% (■—■) і 10% (▲—▲)

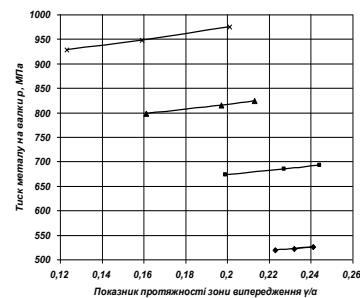


Рис. 6. Залежність тиску металу на валки від показника протяжності зони випередження осередку деформації в першому (◆—◆), другому (■—■), третьому (▲—▲) і четвертому (х—х) пропусках при прокатці на стані 300 зі швидкістю 18м/с штаб сталі 08кп розміром $H \times B = 3,09 \times 60$ мм з подачею в осередок деформації водних емульсій різної концентрації (2,5; 5 і 10%)

2. Капланов В.И. Эффективность новых технологических смазок при тонколистовой холодной прокатке: Учеб. пособие / В.И. Капланов. – К.: УМК ВО, 1992. – 88с.
3. Капланов В.И. Тонколистовая высокоскоростная прокатка металлов с экономичными технологическими смазками: Учеб. пособие / В.И. Капланов. – К.: УМК ВО, 1990. – 76с.
4. Николаев В.А. Триботехника в процессах прокатки и волочения/ В.А. Николаев. – К.: УМК ВО, 1992. – 156с.
5. Грудев А.П. Трение и смазки при обработке металлов давлением: Справочник/ А.П. Грудев, Ю.В. Зильберг, В.Т. Тилик. – М.: Металлургия, 1982. – 312с.
6. Контактное трение в процессах обработки металлов давлением / А.Н. Леванов и др. – М.: Металлургия, 1976. – 416 с.
7. Рудской А.И., Лунев В.А. Теория и технология прокатного производства: Учеб. пособие/ А.И. Рудской, В.А. Лунев. – СПб.: Наука, 2008. – 527с.
8. Процесс прокатки/ М.А. Зайков, В.П. Полухин, А.М. Зайков, Л.Н. Смирнов. – М.: «МИСИС», 2004. – 640с.
9. Грудев А.П. Теория прокатки/ А.П. Грудев. – М.: Интермет Инжиниринг, 2001. – 280с.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 681.03

И.Н. ВДОВИЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.
Криворожский институт Кременчугского университета экономики,
информационных технологий и управления

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СИСТЕМ ПОДДЕРЖКИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ В УПРАВЛЕНИИ ПРЕДПРИЯТИЕМ

Рассмотрены возможности языка CLIPS для построения интеллектуальных систем. Предложен вариант построения системы поддержки принятия решений на CLIPS.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В последнее десятилетие вопросы управления предприятием в условиях кризиса довольно актуальны. Они активно изучаются экономистами, социологами, технологами и специалистами по искусственному интеллекту [1]. Получены интересные результаты в рамках информационного подхода. Сравнительный анализ существующих современных подходов и методов управления предприятием показал особенности и сложности данного процесса. Обнаружено, что основное внимание научных работников уделяется автоматизации предприятия, а вопросу интеллектуального управления уделяется недостаточно внимания. Более того, работы чаще носят характер общих рекомендаций, для которых не всегда ясно применение к конкретным условиям производства. Неопределенность обстановки и малые резервы времени обуславливают необходимость информационной поддержки принятия решений, предназначенной для лиц, принимающих решения, т.е. руководства предприятия. Данный аспект управления предприятиями так же исследован недостаточно.

Анализ исследований и публикаций. Большой вклад в разработку теоретических и прикладных вопросов формирования различных моделей управления предприятием и теории принятия решений внесли: С.Д. Бешелев, Ф.Г. Гурвич, О.И. Ларичев, Б.Г. Литвак, Б.Г. Миркин, А.И. Орлив, В. Парето, В.В. Подиновский, Д.А. Поспелов, Т. Саати, Г. Саймон, Г. Фишер, Г. Марковиц, П. Фишберг, Е. И. Альтман, А. О. Недосекин, О. Б. Максимов, М. И. Гизатуллин и др. Но рассмотренная проблема раскрыта лишь частично, методики, которые используются, не решают исчерпывающе задачи принятия решений при управлении предприятием. Существует необходимость в последующей разработке проблемы, о чем неоднократно писали различные авторы [2]. Эти факты предопределяют актуальность исследования проблемы построения интеллектуальных систем для поддержки принятия решений при управлении предприятием.

Постановка задачи. Одним из узких мест в процессе управления предприятием является проблема организации деятельности управленческого персонала предприятий. Тенденции к широкомасштабным изменениям в содержании и характере управленческой деятельности требуют обеспечения руководителей интеллектуальными системами для поддержки принятия решений.

Необходимо исследовать интеллектуальный подход к организации информационной поддержки принятия решений, помогающей руководителю предприятия эффективно предотвращать негативные ситуации в процессе управления.

Изложение материала и результатов. В процессе развития искусственного интеллекта были заложены основы новой технологии обработки информации. При этом новая технология нашла воплощение в разработке интеллектуальных информационных систем.

Существует множество доводов в пользу того, что интеллектуальные системы могут и должны стать важнейшей составной частью в системах поддержки решений, при управлении сложными объектами в технологии современных производств и поддержки принятия решений широкого спектра производственных задач.

Если в качестве объекта взять предприятие, то здесь при управлении возникают следующие проблемы:

преодоление сложности (сложности управления возникают тогда, когда приходится делать выбор из множества возможных решений);

организация больших объемов информации;

уменьшение информации до того уровня, необходим для принятия решения (потеря информации, которая поступает от объектов, работающих в реальном режиме времени, может существенно на результате);

нехватка времени для принятия решения (проявляется по мере усложнения производства);

необходимость сохранения и распространения знаний высококвалифицированных экспертов, полученных ими в процессе многолетней работы и большого практического опыта.

Для решения всех этих и других проблем возможно использование для поддержки принятия решений интеллектуальных систем [3].

Как один из вариантов, можно рассматривать построение интеллектуальных систем для поддержки принятия решений при управлении предприятием на языке искусственного интеллекта CLIPS.

Появление языка CLIPS можно датировать 1984 г., место рождения CLIPS - космический центр Джонсона NASA. Именно в это время отдел искусственного интеллекта (теперь Software Technology Branch) разработал множество прототипов экспертных систем, использующих современное программное и техническое обеспечение. Однако, несмотря на большой потенциал интеллектуальных систем, не многие из этих приложений дошли до конечного потребителя. Эта неудача обуславливалась технологией создания интеллектуальных систем, которой в то время оперировали в NASA. Основные ограничения накладывал язык LISP, используемый в качестве базового языка для разработки интеллектуальных систем. Стало очевидно, что для получения инструмента, удовлетворяющего всем требованиям NASA, необходима разработка собственного средства для создания интеллектуальных систем. Прототип CLIPS был разработан весной 1985 г. Особое внимание было уделено созданию языка, совместимого с языками, использующимися в NASA в тот момент. Основной целью прототипа CLIPS было создание языка, способного решать задачи, опираясь на концепцию знаний.

Так как CLIPS обладает портативностью, расширяемостью, мощностью и низкой стоимостью, он получил широкое распространение в государственных организациях, индустрии и учебных заведениях. Разработка CLIPS помогла усовершенствовать возможности технологии производства интеллектуальных систем среди широкого диапазона приложений. Система CLIPS используется большим числом организаций, включая все отделения NASA, военные ведомства США, множество федеральных, правительственных и государственных организаций, университетов и большим числом частных компаний.

Благодаря тому, что CLIPS является свободно распространяемым программным продуктом с доступными исходными кодами, в последнее время было выпущено множество программ и библиотек, усовершенствующих и дополняющих возможности CLIPS. Некоторые из этих продуктов являются собственностью выпустивших их компаний и предназначены для внутреннего использования или коммерческого распространения, другие, как и сам CLIPS, распространяются свободно.

В CLIPS предусмотрены 3 основных формата представления информации: факты, объекты и глобальные переменные.

Факты - фундаментальная единица данных, используемая правилами. Каждый факт представляет часть информации и помещается в текущий список фактов. Число фактов в списке фактов и

количество информации, которая может быть запомнена в факте, ограничено только объемом памяти компьютера. Формируя список фактов создается информационная база данных.

Объекты в CLIPS могут быть описаны как символьные, строковые, целые или вещественные числа, значения с множеством полей, внешние адреса или объекты определенного пользователем класса. При описании объектов выделяют 2 основные части: свойства и их поведение.

Использование объектно-ориентированных средств в CLIPS позволяет значительно упростить программирование правил, поскольку для обновления данных можно применять механизм передачи и обработки сообщений методами классов.

CLIPS предоставляет три механизма представления знаний: эвристический, процедурный и объектно-ориентированный. Наиболее интересным для нас является эвристический подход.

Он использует одним из основных подходов к представлению знаний в CLIPS - использование правил. Правила используются для представления эвристик ("правил влияния"), определяющих набор действий, которые необходимо выполнить в данной ситуации. Разработчик экспертной системы (инженер по знаниям) задает набор правил, которые совместно работают над разрешением проблемы. Правило состоит из антецедента и консеквента. Антецедент правила есть не что иное как часть "ЕСЛИ..." (т.е. список условий) и называется LHS. Консеквент - это часть "ТО..." (т.е. список действий) и называется RHS (Right Hand Side - правая часть правила). Правила формируют базу знаний.

Антецедент определяет набор условий, которые должны быть удовлетворены для активации правила. В CLIPS удовлетворение условий базируется на существовании или не существовании определенных фактов в списке фактов или определенных экземпляров пользовательских классов в списке экземпляров базы знаний.

CLIPS обладает механизмом машины логического вывода, который автоматически ставит в соответствие образцам текущее состояние списка фактов и списка экземпляров и определяет, какие правила активизировать.

Консеквент правила - это набор действий, которые выполняются в случае активации правила. Действия соответствующих правил выполняются, когда машина логического вывода CLIPS проинструктирована начать выполнение соответствующих правил. Если возникла ситуация, что может быть активизировано более чем одно правило, машина логического вывода задействует стратегию разрешения конфликтов чтобы выбрать, какое именно правило должно быть активизировано. Действия выбранного правила выполняются (что может повлиять на список правил, которые могут быть активизированы в дальнейшем), затем машина логического вывода рассматривает другое правило и его действия выполняются. Этот процесс выполняется до тех пор, пока существуют правила, которые могут быть активизированы либо пока программа не будет остановлена принудительно (прекращение выполнения программы может быть одним из действий консеквента правила).

В данном случае программа может состоять из трех частей: базы данных описываемой конструкцией deffacts; шаблонов фактов (конструктор deftemplate) и правил (конструктор defrule). В базе данных содержатся сведения о предметной области - вся информация о предприятии. Сведения представлены в виде набора шаблонных фактов. Правила определяют альтернативные действия в случае стандартных и нестандартных ситуаций. Оценивая все варианты фактов, оценивая возможные варианты действий, интеллектуальная программа предоставит решение.

Машина логического вывода не просто выполняет перебор альтернатив, но и создает новые правила для новых ситуаций.

Для построения интеллектуальной системы поддержки принятия решений в управлении предприятием необходимо создать схему структуры предприятия. Для простейшего примера, она может быть такой, как на рис. 1.

На основе построенной простейшей схемы создаем шаблоны. Шаблон DE характеризует должности по уровням.

```
(deftemplate DE
(slot front)
(slot post)
(slot name)) и т.д.
Заполняем созданный шаблон
(deffacts DEworkers
(DE (front uridichotdel) (post dispecher))
(DE (front uridichotdel) (post urist)))
```

```

(DE (front uridichotdel) (post urist_konsult))
(DE (front uridichotdel) (post sekretar)) и аналогично для всего предприятия.
Создаем следующий шаблон Colleagues.
(deftemplate Colleagues
(slot name1)
(slot name2)) и аналогично следующие шаблоны.
Создадим правило; «Если работники работают в одном отделе – то они коллеги».
(defrule Colleagues
(DE (front ?a) (post ?b))
(DE (front ?a) (post ?c&~?b))
=>
(printout t ?b "I" ?c "rabata v odnom otdele" crlf)
(assert ( Colleagues (name1 ?b) (name2 ?c))))
(reset)
(run)

```

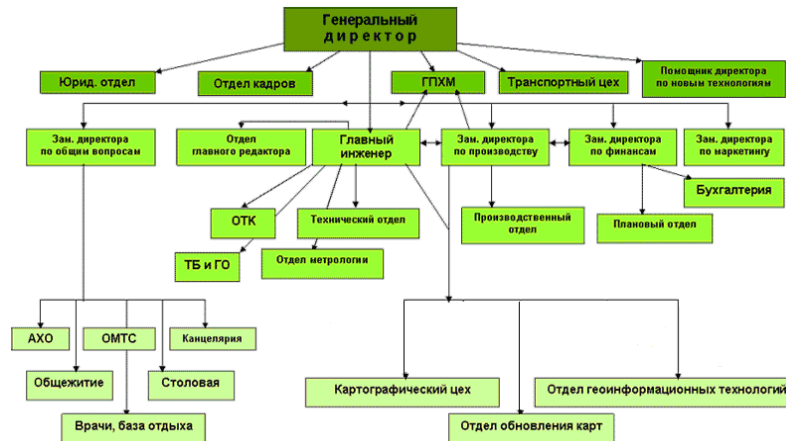


Рис. 1. Схема структуры предприятия

Получим результат. Аналогично можно создавать шаблоны управления, проверяющие информационные потоки на предприятии, создающие новые правила, новые решения проблем, новые факты, предлагающие альтернативы решений задач (не из базы данных).

Выводы. Программные средства, которые базируются на технологии и методах искусственного интеллекта, приобрели значительное распространение в решении проблем управления предприятием и производственных задач. Их важность, заключается в том, что данные технологии существенно расширяют круг практически значимых задач, которые можно решать на компьютерах, и их решение приносит значительный экономический эффект. Для создания интеллектуальных систем поддержки принятия решений целесообразно использовать язык программирования CLIPS. Как показано на простом примере, можно создать базу данных и базу знаний охватывающие все аспекты управления предприятием и получить интеллектуального информационного помощника для руководителя предприятия.

Список литературы

1. Джексон П. Введение в экспертные системы.: Пер. с англ.: Уч. пос. — М.: Изд. дом «Вильямс», 2001. - 624 с.
 2. Попов Р.А. Антикризисное управление. -М.: Высш. шк., 2004. 429 с:
 3. Гайфуллин Б.Н. Автоматизация систем управления предприятиями стандарта ERP/MRP II: Интерфейс-Пресс, 2002. - 416 с.
 4. Мартынович А.М. Стратегия развития информационных технологий на предприятии. М.: «Экспо».- 2007. - 313с.
- Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 628.544

Г.В. ГУБІН, д-р техн. наук, проф., Ю.П. КАЛІНІЧЕНКО, канд. техн. наук, доцент,
В.В. ТКАЧ, Г.Г. ГУБІН, кандидати техн. наук, доценти
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРО ПЕРЕРОВКУ ВІДПРАЦЬОВАНИХ АВТОМОБІЛІВ

У цій роботі зроблено вибір устаткування для переробки автомобільного скрапу в сталеву арматуру на мініметалургійних заводах.

Підготовка автомобільного металобрухту. Тенденція останніх років показує швидке зростання електросталеплавильного виробництва та вводу в експлуатацію мініметалургійних заводів неповного циклу. Так, кількість таких заводів у світі перевищила 1000, а доля виплавляємої електродуговим способом сталі складає 30% і продовжує зростати, досягаючи у ряді країн 50 і більше відсотків.

Для металургії розвинених країн характерна тенденція до розширення марочного і профільного асортименту і наближення мережі збуту до споживачів. Потреба в кожному окремому виді спеціальної металопродукції зазвичай обмежена і залежить від регіону.

Виробництво малотоннажних партій прокату на великих металургійних заводах економічно не вигідно і часто технічно неможливо.

За останні десятиріччя з'явилися мініметалургійні заводи потужністю 0,5-1,5 млн т на рік з високопродуктивними сучасними сталеплавильними печами і ливарно-прокатними модулями. Проте і такі заводи не пристосовані до випуску малотоннажних партій.

Останнім часом з'явилися спеціалізовані нові заводи орієнтовані на малотоннажну продукцію. Це невелике підприємство для виробництва сортового прокату у складі дугової сталеплавильної печі, агрегату ковш-піч, вакууматора і ливарно-прокатного модуля.

Рентабельність підприємства забезпечується високою ціною на малотоннажні партії прокату.

В УкрНДІметі виконано проектні переробки по створенню спеціалізованих металургійних заводів для переробки металобрухту в сортовий прокат широкого асортименту річної продуктивністю від 10 до 120 тис. т.

В даній статті розглядається можливість виробництва 100 тис. т арматури з металобрухту відпрацьованих автомобілів.

Структура металобрухту для електросталеплавильного виробництва з кожним роком змінюється. Відбувається збільшення відносно легковагового змішаного брухту з товщиною стінки до 6 мм при скороченні кускового товстостінного брухту і ця тенденція збережеться надалі. Прикладом легковагового змішаного брухту є транспортні засоби, що вийшли з експлуатації, кількість яких зростає з кожним роком. Збільшується імпорт автомобілів, а також насичення відпрацьованими транспортними засобами, що призводить з часом до утворення автомобільних відходів. Усе це робить проблему переробки і утилізації актуальною.

Сучасний легковий автомобіль найчастіше має масу близько 1 т. До 80% маси - це кузов з тонколистової сталі завтовшки 0,8-1,0 мм. Окрім пластиків, масел і токсичного електроліту це десятки кілограмів свинцю, міді, алюмінію, цинку і т. ін. Після закінчення експлуатації автомобіля, він майже завжди потрапляє в категорію "старого легкозабрудненого брухту".

Підготовка легковагового лому здійснюється в основному двома способами: пакетуванням і шредерною переробкою. Для отримання пакетів відносної чистоти по шкідливих домішках потрібно ретельне сортування легковагового брухту перед пакетуванням, що полягає у використанні магнітних сепараторів, віброгрохотів і іншого устаткування для максимального видалення сміття і шкідливих домішок. Це досить дорого і не вирішує проблему забезпечення чистоти пакетів. Тому в шихті електропечей рекомендується використання не більше 15% пакетів (на практиці - 5-8%) розміром 600×600×600 мм.

Найбільш сучасним і ефективним способом являється шредерна переробка легковагового брухту, що кардинально вирішує проблему отримання габаритного, готового до використання при виплавці сталі продукту.

Нині кількість шредерних установок в країнах Євросоюзу складає 50, а в США досягло 200. У Російській федерації побудовано 5 таких установок, а в Україні вони доки не існують.

Досвід використання шредерного брухту в електропечах Молдавського і Білоруського металургійних заводів є позитивним: велика насипна маса, менше шкідливих домішок, зниження витрати кисню і т.ін.

Технологія переробки автомобілів, що відслужили свій термін, полягає в наступному. Автомобіль привозять на майданчик, де спочатку знімають сидіння, колеса, акумулятор, зливають масло і електроліт. Остов відправляють в загальну купу металобрухту де перевантажувач із спеціальним захватом бере кузов і відправляє його до розривача. Цей агрегат буквально розчленовує колишній автомобіль, перетворюючи його на шматки металу. Потім власне шредерна установка роздрібнює і сортує метал, роблячи шрот розміром 3-15 см і щільність 0,8-1,3 т/м³.

Для цього використовується молоткова дробарка. Завдяки системі повітряної сепарації неметалеві деталі відділяються від металевих.

Для відділення від заліза кольорових металів використовуються магнітні сепаратори. Залишком є відходи дроблення, на які доводиться 25-35% маси автомобілів, що відслужили. Відходи дроблення складаються із скла, волокон, гуми, автомобільних рідин, пластмас і бруду.

Технологічна схема ланцюга апаратів шредерної установки приведена на рис. 1 [1].

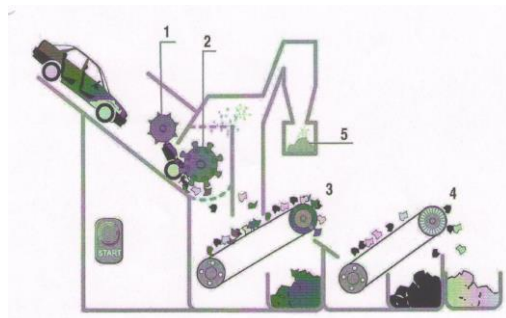


Рис. 1. Технологічна схема ланцюга апаратів шредерної установки: 1. Розривач. Кузов і агрегати заздалегідь подрібнюються. 2. Шредер. Диск з молотами дробить автомобіль до стану шроту. 3. Пневматична сепарація. Потік повітря відділяє пилю і неметалічні відходи – скло, пластик, текстиль – від металу. 4. Магнітна сепарація. З допомогою електромагніту чорний метал відділяється від кольорового. 5. Пілозбірник

Для експлуатації такої установки потрібно зазвичай 8 осіб. За годину з їх допомогою переробляється близько 50 т металу. Потужні установки можуть переробляти

металобрухт товщиною 10 мм з продуктивністю до 400 т/год. Майже половина працюючих у світі шредерів виготовлені компанією Metso Lindemann GmbH [2].

Загальний вид установки наведено на рис. 2 і 3, а технічна характеристика в табл. 1.

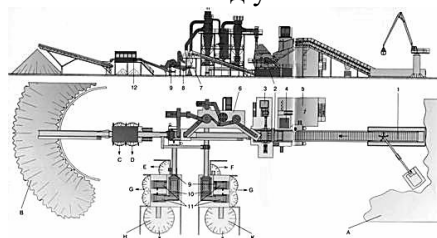


Рис. 2. Схема шредерної установки Metso Lindemann



Рис. 3. Загальний вид шредерної установки

Пластиначний конвейер
Шредер
Головний двигун
Кабіна управління
Електрощитова.
Система пилоподавлення
Пневматичний сепаратор
Вібраційний конвейер
Магнітний сепаратор
Барабанний грохот
Сепаратор відділення кольорових металів
Сортувальний пост

А. Вихідний матеріал (корпуса автомобілів, змішаний лом, брикетований лом)
В. Роздрібнений лом чорних металів
С. Cu/Fe
D. Резина
Е. Чорні/кольорові метали
F. Легка фракція продукту подрібнення інертна
G. Змішані кольорові метали.
H. Змішані неметали
K. Легка фракція продукту подрібнення з високою теплотворною здібністю

Незважаючи на велику вартість цього виду брухту, металурги чудово покращують техніко-економічні показники електроплавлення. Простіше стає завантаження металобрухту, що забезпечує рівномірно-щільне укладання його в печі. Шихта швидше прогривається, що прискорює час плавлення, знижує витрату енергії до 15%, зменшує чад, знос футерування і т.д. Шредерний брухт характеризується зниженням змістом сірки, кремнію і фосфору. Його насипна щільність вища, ніж звичайного. При оптимізації усіх процесів європейські металургійні заводи знизили час плавки на 20-25 хв і добились поліпшення якості металу.

Таблиця 1

Технічна характеристика шредерної установки

Двигун*, к.с. або кВт	Оберти, хв. ⁻¹	Маса, т	Габарити: довжина, ширина, висота, мм	Завантажувальний бункер, м ³
710 дизель 2×220 електрич.	12-32 9-34	42-44	15,0/12,67-3,20-3,0	11

Звіт про Європейський реєстр діоксинів показує, що є дані вимірів викидів дібензо-п-диоксинів і дібензофуранів від декількох шредер-установок. У цілому, було виявлено дуже низькі концентрації (< 0,01 нг I - TEQ/м³). У табл. 2 представлено питання і чинники викидів (емісій) в атмосферу.

Таблиця 2

Викиди дібензо-п-діоксинів і дібензофуранів на переробному заводі в Німеччині

	Мінімальна	Максимальна	Середньо геометрична	Середньо арифметична
Концентрації викидів (нг I-TEQ/м ³)	0,002	0,430	0,056	0,140
Фактор викидів(емісей) (мкг I-TEQ/т)	0,059	0,667	0,236	0,303

Для виробництва прокату в кількості 100 тис. т/рік з автомобільного металобрухту необхідно 138000 т брухту. Для цього знадобиться шредерустановка, наприклад, фірми Hensel продуктивністю 30-50 т/год., або фірми Metso Lindemann продуктивністю 20-40 т/год., або фірми БІЛ продуктивністю до 20 т/год.

Таблиця 3

Хімічний склад автомобільного брухту, %

C	Mn	Si	P	S	Al	N ₂
> 0,005	0,1-0,2	0,01-0,03	0,008-0,015	0,005-0,01	0,02-0,05	0,004-0,005

2. *Вибір плавильного агрегату для утилізації автомобільного металобрухту.* ТОВ "НТФ " ЕКТА"(РФ) створила парк і освоїла виробництво промислових універсальних дугових печей постійного струму нового покоління (ДППТУ-НП), які успішно експлуатуються на багатьох підприємствах Росії і інших країн світу [3]. Ці печі місткістю від 0,5 до 100 т призначені для виробництва якісного литва і переробки брухту рядових і високолегованих марок сталі, чавуну та ін. У ДППТУ-НП введений комплекс нових технічних рішень, що дозволили значно розширити технологічні можливості електродугового нагріву і усунути недоліки дугових печей. Печі універсальні, вони не відрізняються одна від одної по конструкції і застосовувемим вогнетривам, це дає можливість виробництво різноманітного сортаменту і легкого переходу з одного сортаменту на інший. Печі дозволяють переплавляти будь-які види шихт без спеціальної підготовки, включаючи стружку. Для переробки металобрухту ефективно комбінують ДППТУ-НП невеликої місткості, з високою швидкістю плавлення, і ДМППТУ-НП (міксер постійного струму нового покоління), місткість якого значно перевищує місткість ДППТУ-НП.

Печі поставляються в стандартній комплектації: джерело живлення, АСУ-плавка і АСУ-ТП, плавильна місткість; і в агрегатному виконанні: ДППТУ-АГ з двома плавильними ємкостями. Ємкості можуть відрізнятися одна від одної місткістю.

Концепція виплавки якісних сталей в ДППТУ-НП відрізняється від концепції виплавки сталі в дугових печах постійного і змінного струму. Так, згідно прийнятої концепції, в дуговій печі здійснюється плавка шихти із застосуванням електроенергії і альтернативної - газокисневих запальників, кисневих інжекторів, інжекторів вуглеводневого порошку, використання вспінання шлаку. Ці печі не дозволяють виплавляти сталь заданого складу, але забезпечують високу швидкість і зниження витрати енергії. З такої печі метал передають в установку ковш-піч, в якій здійснюється синтез сталі. Недоліком такої технології являються високі витрати на виробництво високоякісної сталі.

До них відносяться і недоліки комбінованої ДСП, де реалізується високий чад шихти (8-25%), повний чад легуючих елементів шихти, спеціальні вимоги до шихти, що переплавляється, високий вміст кисню та інших розчинених в розплаві газів, наявність великої кількості неметалевих включень. Робота ДСП характеризується масовими викидами з високою енергоємністю газів і пилу. Таким чином, плавка шихти в комбінованих ДСП характеризується високими витратами на виробництво сталі та інтенсивними шкідливими викидами.

Синтез сталі в установках піч-ковш також високозатратний процес, де кисневий чи рудний кіп (для змішування, дегазації та видалення неметалевих включень) замінений на продування аргоном, і використовуються складні дорогі методи розкислювання, легування і рафінування сталі. У більшості випадків підвищення якості сталі намагаються досягти застосуванням установок вакуумування металу в ковші. Усе це супроводжується виділенням величезних кількостей газу і пилу, а головне підвищенням чадом і як наслідок втратою шихти.

Найбільш важливим показником ДППТУ-НП є скорочення часу ведення технологічних операцій за рахунок магнітогідродинамічного перемішування розплавів. Тому створюється резерв для збільшення тривалості розплавлення шихти, тобто можливість значного зниження встановленої потужності. Чад металеві частини шихти при цьому не перевищує 1,5%, а дія на довкілля мінімізується.

У цілому НТФ " ЕКТА" пропонує наступну організацію виплавки сталі. Розплавлення, дефосфорація (при необхідності зі зміною шлаку) десульфуратія, науглеводнення (графітова стружка), знеуглецювання (кисневий або рудний кіп), легування, рафінування, розкислення, управління температурою розплаву. Впродовж плавки гарантується гомогенність температури і хімічного складу розплаву шлаку і металу. Це дозволяє пічний шлак використати при продовженні рафінування металу в розливному ковші. Використання кисню, газових і інших пальників не допускається. Система газовиділення - мимовільне витікання пічних газів з другого отвору в склепінні, огорожа через зонт у систему вентиляції. Видалення проміжного шлаку - через робочі дверці [4].

Порівняння показників ДСП і ДППТУ-НП приведені в табл. 4 на прикладі роботи 20-тонної печі змінного струму ДСП-20 до і після її реконструкції за методикою НТФ " ЕКТА" в ДППТУ-20.

Таблиця 4

Порівняння показників роботи ДСП-20 до реконструкції та після її реконструкції в універсальну піч

Найменування показників	ДСП-20 (змінного струму)	ДППТУ-20 (постійний струм)
Витрати електроенергії на тону рідкої сталі, кВт-год.	890	710
Продуктивність по рідкому металу, т/год.	4,54	7,16
Середні подовженість плавки, год	4,92	3,0
Загальний угар металу, %	5,0	3,0
Витрати електродів, кг/т рідкої сталі	14,6	2,12
Розпад вапна, кг/т рідкої сталі	48,0	20,7
Витрати шамоту, кг/т рідкої сталі	12,1	2,7
Витрати розкисної суміші (вапно, FeSi 45, кокс), кг/т інструментальної рідкої сталі	78,22	46,18
Витрати FeSi, кг/т рідкої сталі	13,8	11,2
Витрати FeMn, кг/т рідкої сталі	6,3	5,1
Витрати FeCr, кг/т інструментальної рідкої сталі	14,0	12,0
Витрати FeV, кг/т інструментальної рідкої сталі	2,4	1,1
Витрати FeMo, кг/т інструментальної рідкої сталі	2,1	2,1
Пил, мг/м ³	27,2	9,9

Однорідність хімічного складу і температури розплаву, зменшення неметалевих включень створюють сприятливі умови для поліпшення структури металу. Відхилення по хімічному складу знизилися на 35 %, рівень механічних властивостей на 520 %, рівень невідповідності ГОСТ знизився на 90 %, відповідність ультразвукового контролю підвищилася на 15-45 %. На ДСП і ДППТУ-НП кількість плавок з масовою долею фосфору більше 0,035-18 % і 2% відповідно; з масовою долею сірки більше 0,025-33% і 15%.

Структура економічного ефекту показує, що електроенергія не є головною метою переходу до нової технології, основою техніко-економічних показників є вартість сировини і матеріалів. Термін окупності на запропоноване устаткування і технологію складає 10 місяців. У розрахунок не включена економія витрат на екологію.

Для утилізації підготовленого лому від зношених автомобілів нами вибрана ДППТУ-НП-20 виробництва ТОВ НТФ " ЕКТА" у кількості двох печей. Для цих печей прийняли тривалість плавки (плавлення, довантаження підігрітої шихти, доводка) - 2 години.

На капітальний ремонт дугової печі витрачається 5 діб на протязі року. Простої по причині заміни і перепускання електродів займають дуже мало часу і його можна включити в тривалість плавки. На позаплановий ремонт механічного і електричного устаткування високомеханізованих печей відводиться 4 доби. Інші простої 10-11 діб. Таким чином, число робочих діб складе 340. Ця цифра співпадає з нормативами Діпромеца.

Число плавок на одну піч в добу $24:2=12$ плавок, а на двох печах 24 плавки. Усього плавок на одній печі $12 \times 340 = 4080$, а на двох 8160. Середня сумарна маса плавки по сталі (кількість сталі приймаємо з урахуванням 5% чаду, тобто $105263, 579 \times 1,05 = 110526,3158$ т стали на рік): $110526: 8160 = 13,54$ т/ч. Задану продуктивність можна отримати від двох печей ДППТУ-НП-20.

Хімічний склад виплавляємої сталі: сталь 25Г2С, %: 0,20-0,29С, 1,2-1,6 Мп, 0,6-0,9Si, не більше 0,30Cr, не більше 0,30Ni, не більше 0,045S, не більше 0,040P, не більше 0,30 Cu.

3. Використання ливарно-прокатних модулів для виробництва арматури [4].

3.1. Ливарно-прокатний агрегат (ЛПА) з малогабаритною обтисковою групою (рис. 4).

Безпосереднє поєднання машини безперервного литва заготівель з прокатним станом в одному технологічному комплексі забезпечує економію енергії, підвищує вихід придатного прокату, стабілізує роботу стану, зменшує масу технологічного устаткування і виробничу площу.

Показники роботи двох ДППТУ-НП-20

Найменування показників	ДППТУ-НП-20
Продуктивність по рідкому металу, т/год	13,54
Середня подовженість плавки, год	2
Загальний випал металу, %	3,5-5
Витрати вуглекислосмістовних, т/т	0,05
Витрати рідкої сталі, FeSi т/т	0,4
Витрати рідкої сталі, FeMn т/т	0,27
Витрати магнезитової цегли на укладку, т	12
Кількість проб на протязі плавки, од.	3-4
Потужність джерела живлення, кВА	14000
Маса металоконструкцій, т	140
Номінальна ємкість, т	20
Питома витрата електроенергії, кВт·год/т	400
Пил, мг/м ³	19,8
Шум, дБА	84
Витрати брухту за плавку, т	17
Витрати охолоджуючої води, м ³ /год	85
Витрати графітизованих електродів, кг/т рідкої сталі	2,12
Витрати вапна, кг/т рідкої сталі	20,7

Призначення ливарно-прокатного модуля - це виробництво арматури, круглого прокату, еквівалентних ним по площі шестикутників і квадратів з вуглецевих і низьколегованих сталей. Вибраний ливарно-прокатний агрегат оснований на застосуванні способу виробництва дрібно-сортного прокату по патенту РФ № 2134179 від 10.06.98 р. Основні дані по агрегату.

Технічна характеристика ливарно-прокатного модуля:

Продуктивність, тис. тонн/рік	50-100
Маса однієї плавки, т	12-25
Робоча швидкість литва, м/мін	3,2-3,5
Переріз розливної заготівлі: квадрат, мм×мм	125×125, 110×110

Сортамент продукції :
арматура класу АІ - АІІ і термозміцнена класу АІІІ – АІV круги, мм
Еквівалентні по площі:

	12-22
	13-30
шестикутник, квадрат	
Довжина прутків, м	6-12
Маса пакету, т	до 5
Маса основного устаткування, т	
в т.ч. МНЛЗ, т	860
прокатного стану, т	130
	730

Сумарна встановлена потужність, кВт
в т.ч. головних приводів прокатного стану, кВт

	4800
	3300
Довжина агрегату, м	100

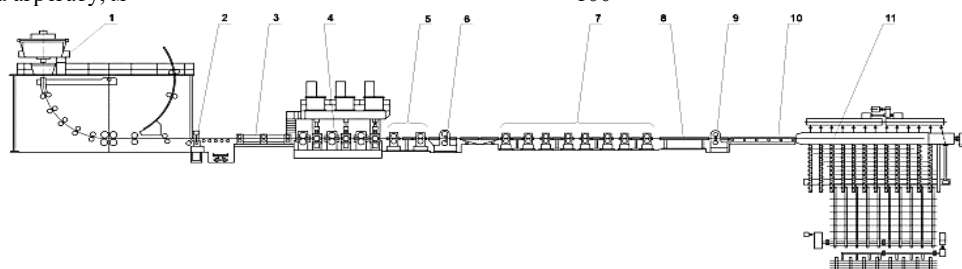


Рис. 4. Схема ливарно-прокатного агрегату: 1 – МНЛЗ. 2 - ножиці гідравлічні. 3 - нагрівач індукційний. 4 - група обтискових клітей, малогабаритна. 5 - група проміжних клітей. 6 - ножиці леткі аварійні. 7 - група чистових клітей. 8 - ділянка термообробки арматури. 9 - ножиці летючі універсальні. 10 - підводящий рольганг. 11 - ділянка прибирання і охолодження прокату

3.2. Ливарно-прокатний агрегат з планетарним станом для дрібного сорту і катанки (рис. 5).

ВНДІМЕТМАШ розробив колективний і економічний ливарно-прокатний агрегат для виробництва дрібносортового прокату простих профілів (круг, квадрат, шестикутник, арматурна сталь та ін.). Прототип такого агрегату працює на заводі АТ "Електросталь" (РФ) випускає катанку з високолегованих сплавів.

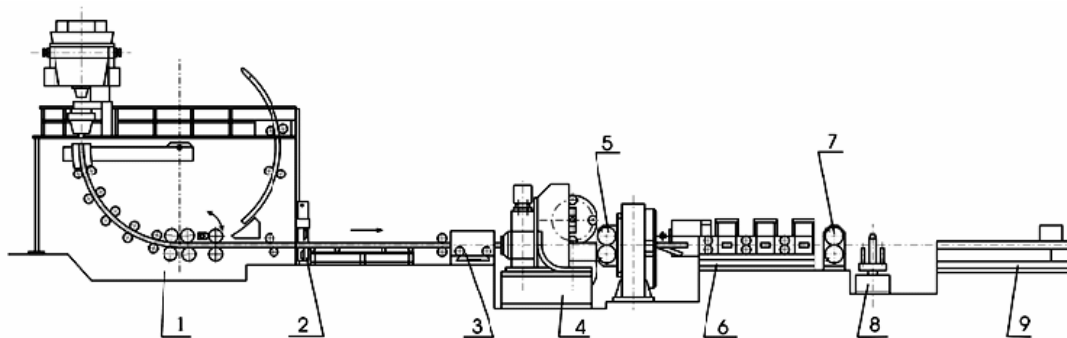


Рис. 5. Схема ливарно-прокатного агрегату з планетарним станом для дрібного сорту і катанки:

- 1 - однорівчачова МНЛЗ. 2 - маятникові летючі ножиці. 3 - індукційний підігрів. 4 - сортовий планетарний стан.
5 - летючі ножиці. 6 - група клітей подовжного плющення. 7 - барабанні летючі ножиці. 8 - змотувальні пристрої.
9 - пристрій для прибирання бунтів

До складу агрегату входять: однорівчачова радіальна машина безперервного литва, пристрій вирівнювання температури, сортовий планетарний стан, безперервна група клітей, ділянки термообробки, змотування в бунти або різання на мірні довжини.

Основні переваги ЛПА в порівнянні з традиційним сортопрокатним цехом продуктивністю 500 тис. т/рік такі:

- низькі питомі капітальні витрати;
- зниження собівартості готової продукції на 20%;
- прокатка будь-яких марок сталей;
- підвищення механічних властивостей готового прокату;
- скорочення виробничого циклу в 10-20 разів (при випуску продукції з високолегованих сплавів);
- відповідність природоохоронним вимогам.

Технічна характеристика ЛПА:

Продуктивність, тис. т	50-70
Розмір готового прокату (діаметр описаного кола), мм	6-25
Переріз відливої заготовки, мм	100×100
Сумарна встановлена потужність, кВт	2500
Маса устаткування, т	400
Розмір (довжина×ширина), м	60(40)×18 = 1080 м ²

За бажанням замовника до складу агрегату можуть бути включені дві електропечі місткістю 5-12 т, агрегат комплексної обробки сталі (АКОС). При виготовленні продукції у бунтах довжина ЛПА скорочується до 40 м.

Проаналізувавши ливарно-прокатні модулі [5,6] дійшли висновку, що для виробництва арматури діаметром 8 мм і продуктивності 100 тис. т на рік найдоцільніше використати схему ЛПМ для виробництва катанки, розробленою ВНДІМЕТМАШ(РФ), який дозволяє досягти продуктивність 100 тис. т на рік.

Для отримання такої продуктивності необхідно встановити дві лінії такого агрегату.

Отже, є науково-технічні передумови для переробки і утилізації відпрацьованих автомобілів з метою отримання з них арматури і інших видів прокату. Це скоро стане актуальним питанням для таких міст як Київ, Харків, Донецьк, Дніпропетровськ і АР Крим.

Список літератури

1. <http://www.autoreview.ru/archive/2006/18/recycling/index.php?print=Y>
2. http://www.metsominerals.ru/inetMinerals/Russia/mm_rus_home.nsf/FR?ReadForm&ATL=/inetMinerals/russia/mm_rus_gen.nsf/WebWID/WTB-070303-2272-CE295
3. www.stf-ecta.ru

4. Целиков А.И. Металлургические машины и агрегаты: настоящее и будущее. _ М.: Металлургия, 1979.-144с.
5. Сивак Б.А., Ротов И.С. Литейно-прокатные агрегаты для металлургических минизаводов// Ин-т «Черметинформация».-Бюл. «Черная металлургия».-2001.-№3.-с.7-15.
6. Сапожников А.Я. Мелкосортные станы конструкции// Сталь.-1999.-№6-с.61,62.

Рукопись поступила в редакцию 04.04.12

УДК 621.78

Н.А. ДАЦ, магистр ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПОДАЧИ ОХЛАЖДАЮЩЕЙ ЖИДКОСТИ ДЛЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ КРУПНОГАБАРИТНЫХ ДЕТАЛЕЙ ИЗ СТАЛИ 110Г13Л МЕТОДОМ ДУШИРОВАНИЯ

Выполнен анализ способов охлаждения высокотемпературной поверхности при подаче жидкости сплошными и дисперсными струями, обработкой туманом. Рассмотрены основные процессы, протекающие между высокотемпературной поверхностью и поверхностью с соплами, подающими охлаждающую жидкость

В литом состоянии сталь 110Г13Л имеет структуру аустенита со структурно свободными карбидами, располагающимися как по границам, так и внутри зерна. Количество и форма карбидов зависит от содержания в стали углерода и условий охлаждения отливки. С увеличением содержания углерода и уменьшением скорости охлаждения отливки, количество карбидов резко возрастает. Литая сталь, обладающая такой структурой, имеет низкие пластические свойства [1].

Механические свойства незакаленной стали мало зависят от ее состава. В ряде случаев сталь может быть настолько хрупка, что детали разрушаются при падении или при отбивке литников. Поэтому, отливки из стали 110Г13Л используются в закаленном состоянии [1].

Анализ литературных данных [1,2] показывает, что усовершенствование металлургической технологии производства отливок, направленное на улучшение эксплуатационных свойств стали 110Г13Л состоит из следующих наиболее эффективных вариантов: увеличение выдержки сплава после легирования (рафинирование); оптимальный температурный режим разлива; увеличение выдержки изделия в нагревательной печи при термической обработке до полного растворения карбидов. Но мало внимания уделяется технологии термической обработки, а именно способу охлаждения после извлечения изделия из нагревательной печи. Связано это, скорее всего, из-за ограниченности действий используемого способа охлаждения, т.е. погружением. Деталь погружают в бак с закалочной жидкостью с целью фиксации аустенитной структуры, не содержащей карбидов. Для лучшего теплоотвода рекомендуются осуществлять циркуляцию жидкости и вращение самой детали. Дробильные конуса из высокомарганцовистой стали, являются крупногабаритными отливками, поэтому для качественной закалки (равномерного и быстрого охлаждения) необходимо использовать более 150 м³ закалочной жидкости, а следовательно и закалочные ванны больших размеров.

Предлагаем, для ускорения процесса теплоотвода, равномерного и быстрого охлаждения использовать метод охлаждения душированием. Основным достоинством способа является возможность регулирования скорости охлаждения путем изменения давления в системе подачи охлаждающей жидкости.

При душевом методе охлаждения вода подается на охлаждаемую поверхность сплошными или распыленными (дисперсными) струями.

Термин “сплошная струя” следует понимать как визуальную характеристику, указывающую на отсутствие видимого распада струи на отдельные капли; для “сплошной” струи не исключаются пульсации межфазной поверхности и срыв отдельных капель [3].

Распыливанием называют процесс дробления струи или пленки жидкости на большое число капель и распределение их в пространстве.

При охлаждении сплошными струями подача жидкости осуществляется одной или, реже, несколькими толстыми струями через сопла. Чаще всего при этом струя подается не перпендикулярно охлаждаемой поверхности, как при душевом охлаждении, а параллельно ей или под углами [4]. Уменьшение угла падения струй до 30° приводит к тому, что струи начинают скользить по поверхности. При этом устойчивость паровой пленки увеличивается, толщина ее возрастает, что и приводит к снижению скорости охлаждения на этой стадии [5]. Поэтому, условия для разрушения паровой пленки и условия отвода пара ухудшаются.

Большая скорость истечения струи способствует интенсификации охлаждения, однако конструкция спрейера при этом не позволяет получить однородного охлаждения поверхности, так как тонкие струи воды разрозненно падают на нагретую поверхность и вызывают быстрое местное точечное охлаждение. Неоднородность охлаждения может служить причиной появления микротрещин.

Душевое охлаждение диспергированной струей характеризуется полидисперсной системой движущихся капель. Вода подается под напором в сопла и выходит из них в виде струй, распадающихся затем на капли. Такой способ называют механическим распыливанием (диспергированием) [6]. При истечении из сопла конусной струи капель, как это имеет место при использовании механических форсунок, в движение вовлекается окружающий газ и образуется двух фазная струя [3].

Охлаждение дисперсными потоками воды по сравнению с охлаждением сплошными струями имеет следующие преимущества. Прежде всего, уменьшается термодинамическая устойчивость воды против испарения вследствие дисперсии потока охладителя на капли малого объема с большим радиусом кривизны поверхности раздела вода - воздух. Поэтому даже при одинаковом времени контакта сплошной струи и дисперсного потока с охлаждаемой поверхностью - во втором случае большее количество воды успевает превратиться в пар, что естественно резко увеличивает интенсивность отбора тепла. Отрицательное воздействие возникающего пара здесь сводится к минимуму, поскольку постоянно поступающие в очаг охлаждения новые «массивы» капелек имеют достаточно высокую кинетическую энергию и разрывают паровую рубашку. Вторым преимуществом охлаждения дисперсными потоками является дополнительная возможность регулирования интенсивности охлаждения не только за счет расхода охладителя и его кинетической энергии (скорости истечения), но и за счет изменения степени дисперсности - размера капель охладителя. Третьим преимуществом рассматриваемого способа является сравнительная простота, с которой можно обеспечить достаточно большую площадь поверхности контакта единичного потока с охлаждаемой поверхностью, что с одной стороны увеличивает, естественно, равномерность охлаждения, а с другой - существенно уменьшает количество устройств, формирующих поток охладителя и направляющих его на охлаждаемую поверхность. Сравнительные характеристики охлаждающей способности сплошного и дисперсного потока жидкости представлены в табл. 1 [4].

В тумане мелкие частицы воды имеют большую поверхность испарения. Испарение воды позволяет интенсивно отбирать тепло (до 439 ккал/моль). При скорости потока воздуха 8 м/с и более туман равномерно распределяется, окружая изделие. Так как температура воздушного потока выше 100 °С, вода в тумане испаряется при контакте с воздушным потоком и вблизи горячей поверхности изделий. Отвод тепла при охлаждении изделий от 650-700 до 250-300 °С за счет испарения воды тумана, составляет 75-85% в то время как за счет теплообмена с воздухом отнимается 15-25 % тепла и менее [4].

Таблица 1

Сравнительные характеристики охлаждающей способности сплошного и дисперсного потока жидкости [4]

Характеристика охлаждающего устройства	Тип охлаждающего устройства	
	струйный спрейер (сплошная струя)	форсуночный спрейер (дисперсная струя)
Деталь охлаждения - труба, мм	168×8	168×8
Давление в подв. сети, МПа	0,6	0,3-0,4
Расход воды, м ³ /ч	800	230
Плотность орошения, м ³ /ч·м ²	600	430
Длина участка охлаждения, м	3,0	1,5
Среднемассовая скорость охлаждения, °С	25	50

Кроме дисперсных струй, полученных в механических форсунках, в процессе струйного охлаждения используется пневматический распыл, обеспечивающий малые размеры капель; при этом образуется «туман» - двухфазный поток (чаще всего «воздух - вода») с каплями размером примерно 50 мкм. Использование такой газо-жидкостной смеси с высокой степенью дисперсности и относительно низким расходом жидкости позволяет обеспечить мягкое и равномерное охлаждение [3].

Охлаждение воды для образования тумана до 10-15°С позволяет интенсифицировать отвод тепла на 5-15 % благодаря дополнительному охлаждению воздушного потока [4].

Собственно, сама система душевого охлаждения состоит из поверхности теплообмена с высокой температурой; поверхности с соплами, подающими дисперсную жидкость; простран-

ства между ними, заполненного парогазовой смесью, сквозь которую по направлению к поверхности теплообмена движется полидисперсный поток капель.

Процесс прохождения капли через систему можно условно разделить на четыре стадии: конденсация; испарение в процессе движения; взаимодействие с поверхностью нагрева; эвакуация из системы.

Конденсация начинается с момента входа капли в систему. Если при струйном охлаждении используются органические жидкости, то присоединение конденсата по мере прогрева холодной капли происходит достаточно медленно и не оказывает существенного влияния на процесс движения капли [3].

Для воды при разности температур $T_s - T_0$, равной нескольким десяткам Кельвинов, и конденсации при атмосферном давлении, приращение массы за счет конденсации может составить 10-15%. T_0 и T_s - соответственно начальная температура капли и температура окончания процесса конденсации [3].

Увеличение массы капли в процессе конденсации и коагуляции при сохранении ею достаточно высокой скорости может привести к распаду капли. Установлено, что (распад капли пополам происходит при условии превышения числа Вебера We нижнего критического значения ($We \approx 5,5$)). Имеется также верхнее критическое число ($We \approx 7$); этому значению соответствует дробление капли на несколько мелких осколков. Обычно, числом Вебера определяются характеристики дисперсности [3].

Скорость прогрева струи при конденсации заметно снижается при наличии в паре неконденсирующегося газа (например - азота, менее 1%) [3].

При испарении в процессе движения существенную роль в подводе теплоты к капле играет излучение (основным источником излучения служит поверхность нагрева с высокой температурой) [3]. При струйном охлаждении высокотемпературных поверхностей поток их собственного излучения может быть значительным. Этот лучистый поток воспринимается охлаждающей средой, например парогазовой смесью с распределенными в ней каплями, и в общем случае имеют место процессы поглощения, испускания и рассеяния энергии излучения в охлаждающей среде [3]. Наиболее мелкие капли могут испаряться до соударения с охлаждаемой поверхностью. При этом изменяется функция распределения капель по размерам вблизи стенки, а также массовый поток жидкости на стенку. Для правильного учета всех этих факторов полезна информация о скорости движения капли произвольного радиуса перед соударением со стенкой. Она может быть получена совместным рассмотрением процессов движения капли и теплообмена ее с окружающей средой.

Взаимодействие капли с поверхностью может протекать по-разному и зависит от размера капли, ее скорости. При этом можно предложить следующую характеристику механизма взаимодействия капель с нагретой поверхностью, основанную на визуальном наблюдении: «смачивающий» режим взаимодействия, при котором на поверхности наблюдаются следы ударяющихся капель, и «несмачивающий» режим, который наблюдался в опытах при температуре охлаждаемой поверхности выше 400 °С, без видимых следов капель. В последнем, на поверхности не видны следы ударяющихся капель. Доля предварительно испаряющейся массы зависит от дисперсности струи в начальный момент, лишь весьма мелкие капли не достигают нагретой поверхности в результате полного испарения. По мере приближения капли к стенке скорость испарения возрастает за счет теплообмена излучением, а в непосредственной близости от стенки - и за счет конвекции и теплопроводности. Образующийся с большой скоростью слой пара между каплей и стенкой, видимо, препятствует непосредственному контакту между ними, чем и можно объяснить отсутствие видимых следов соударения [3].

Стадия эвакуации имеет определенное значение, так как уходящие из системы капли находятся в том же пространстве, что и свежие, движущиеся к поверхности нагрева. При этом, например, возможна коагуляция капель, отраженных и движущихся к поверхности нагрева. Поскольку поток излучения от поверхности нагрева взаимодействует со средой, то отраженные от поверхности нагрева капли обуславливают повышение концентрации капель в среде и усиление ее поглощающих свойств. Вместе с тем отраженные капли, к которым подводится теплота от поверхности нагрева и находящегося вблизи нее перегретого пара, способствуют повышению эффективности струйного охлаждения. [3].

Так, покидая распылитель, капли взаимодействуют с окружающим газом, который может существенно деформировать их или же полностью разрушить. На это взаимодействие накладывается нестационарность режима движения капель - они могут либо тормозиться, либо ускоряться потоком газа. В связи с тем, что первоначальный распыл полидисперсен, на некотором

расстоянии от распылителя скорость капель различных размеров может существенно отличаться, что, в свою очередь, служит причиной их взаимных столкновений. Последнему может способствовать также пересечение траекторий движения частиц, обусловленное одновременной работой нескольких близко установленных распылителей [7].

Для расчета интенсивности процесса струйного охлаждения диспергированной жидкостью немаловажное значение имеют параметры, которыми характеризуется система капель непосредственно перед охлаждаемой поверхностью. Эти параметры зависят от вида и расположения распиливающих устройств, в частности от расстояния между срезом сопла и охлаждаемой поверхностью, а также от особенностей движения и тепломассообмена капель в газообразной среде перед охлаждаемой поверхностью.

К основным параметрам системы капель относятся скорость капель, температура и функция распределения капель по размерам. Скорость капли определяется ее начальным значением, процессом движения и взаимодействием с другими каплями; для температуры и функции распределения, кроме того, следует учесть и тепломассообмен системы капель. Начальная функция распределения существенно зависит от индивидуальных особенностей распылителя; ее определяют, как правило, экспериментальным путем.

Все три указанных параметра системы капель существенным образом меняются в процессе движения под влиянием коагуляции в полидисперсной системе движущихся капель. Крупные капли замедляют свое движение в «сетях» медленных мелких капель. Тепловая релаксация крупных капель ускоряется при взаимодействии с мелкими, полностью прогретыми каплями. Коагуляция приводит к укрупнению капель и изменению параметров функции их распределения [3].

В рассматриваемом процессе наиболее существенными являются турбулентная и кинематическая коагуляции. При кинематической коагуляции частицы различного размера движутся с различными скоростями. Вследствие этого происходит их столкновение и укрупнение. Турбулентная - взаимодействие струи капель со сплошной средой, в которую происходит распыл [3].

Таким образом качество охлаждения в значительной мере зависит от равномерности омывания закаливаемой поверхности водой. На скорость и равномерность охлаждения влияет способ подачи жидкости на охлаждаемую поверхность. Душевой метод позволяет осуществлять охлаждение сплошными струями, струями в дисперсном и парообразном состоянии (туманом).

Капли с начала своего образования и до момента взаимодействия с высокотемпературной поверхностью подвергаются различным процессам: коагуляции, конденсации, действию теплового потока исходящего от высокотемпературной поверхности. Все эти факторы влияют на охлаждающую способность потока капель.

На процессы тепло- и массообмена в струе дисперсной жидкости (испарение, конденсация и т.п.) влияет связь между функциями распределения капель и условиями распыла.

При выборе способа охлаждения заданными факторами служат свойства подаваемой жидкости, ее количество и способ подачи, а искомой величиной – температура охлаждаемой поверхности или теплосъем, т.е. количество тепла, отводимого в единицу времени от высокотемпературной поверхности.

Список литературы

1. **Крянин И.Р.** Повышение качества отливок из стали Г13Л / **И.Р. Крянин** -М.: Государственное Научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1963.- 157 с.
2. **Вольнова Т.Ф.** Высокоуглеродистые стали и сплавы / **Т.Ф. Вольнова** -М.: Металлургия, 1988.-343с.
3. **Исаченко В.П.** Струйное охлаждение / **В.П. Исаченко, В.И. Кушнырев** -М.: Энергоатомиздат, 1984. -216с.
4. **Петраш Л.В.** Закалочные среды / **Л.В. Петраш** -М.: Государственное Научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1959.- 109с.
5. **Высокоэнергетические методы обработки материалов: сб. научн. трудов/ ред. В.Б. Демидовича.** - СПб.: Изд-во СПбГЭТУ «ЛЭТИ», 2009. -368 с.
6. **Берман Л.Д.** Испарительное охлаждение циркуляционной воды / **Л.Д. Берман**- М.: Государственной энергетической издательство, 1949.- 445 с.
7. **Пажи Д.Г.** Основы техники распыливания жидкостей / **Д.Г. Пажи, В.С. Галустов** -М.: Химия, 1984. – 256с.
8. **Гуль Ю.П., Чмелева В.С.** / Экономия энергоносителя при термическом упрочнении обсадных труб на основе модернизации устройств закалочного охлаждения / строительство, материаловедение, машиностроение: сб. научн. трудов Дн-вск, ПГАСА, 2009

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 621.74

А.И. МИРОНЕНКО, А.В. ШПАК, О.Н. БАБЕЦ, З.Н. ВЕГЕРА, Г.М. ШАПОВАЛОВА,
ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРЕДОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ЛИТЕЙНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

В статье приведен опыт внедрения технологического процесса вакуумно-пленочной формовки, представлен сравнительный анализ передовой технологии формовки с существующими.

Проблема и ее связь с практическими задачами. В металлургической промышленности важное место занимает литейное производство, в котором не малую значимость имеет процесс формовки. Ранее принятые способы формовки имеют ряд существенных недостатков:

технология приготовления формовочных смесей сложный процесс и требует специального оборудования (дробилки, сушилки, грохота, конвейеры, сита, смесители), для приобретения и эксплуатации оборудования необходимы значительные капитальные и энергетические затраты;

необходима просушка форм, которая также требует значительных энергозатрат;

связующие элементы, которые присутствуют в формовочных смесях, выгорая при заливке металла, существенно загрязняют окружающую среду;

отливка непосредственно контактирует с формой и при остывании на ее поверхности остается формовочная смесь, для удаления которой необходима дополнительная обработка.

Постановка задачи. В представленной работе осветить опыт внедрения в литейном производстве передовых технологий формовки, позволяющих значительно увеличить производительность труда, снизить расход энергоресурсов, уменьшить загрязнение окружающей среды, полностью механизировать процессы формовки.

Изложение материала и результаты. Институтом «Кривбасспроект» выполнен рабочий проект по применению на Криворожском заводе горного оборудования новой технологии формовки, разработанной в Японии, в основе которой используется метод вакуумно-пленочной формовки. Оборудование полуавтоматической вакуумной формовочной линии типа «VDK 8» изготовлено фирмой «HEINRICH WAGNER SINTO» (Германия).

Формовка производится в опоках кварцевым песком без добавок связующих компонентов. После создания вакуума в опоке, песок сжимается атмосферным давлением и удерживается в опоке, сохраняя форму модели. Герметизация осуществляется пленкой, изготовленной из синтетических полимеров. Вакуум сохраняется в форме во время заливки и затвердения сплава. Во время заливки происходит испарение, т.е. сгорание пленки под воздействием расплавленного металла. Из-за создания вакуума происходит проникновение остатков пленки в песок, что способствует образованию тонкой скорлупы, которая укрепляет наружный слой. Этот процесс поддерживается с помощью нанесенного на пленку, покрывающую модель, слоя противогрипной электрокорундовой краски.

Переход на технологию, требующую менее 10 % обновления свежего песка позволяет значительно снизить затраты на сушку и транспортировку песка.

Сокращение расходов обеспечивается за счет увеличения полезного срока использования моделей, благодаря отсутствию ударных нагрузок на модель и прямого контакта модели с формовочной смесью, так как модель покрывается термической пленкой.

Переход на вакуумно-пленочную технологию формовки позволяет полностью исключить сушку форм, что обеспечивает значительную экономию газа и углекислоты. Новая технология также позволяет исключить значительную часть связующих материалов и смесеприготовление в целом, так как используется кварцевый песок без примесей. Сводится к минимуму утилизация и захоронение отработанной формовочной смеси и, как следствие, устраняется источник загрязнения окружающей среды.

Вакуумная формовочная линия (рис. 1) состоит из:

формовочно-поворотного стола для подготовки и формовки моделей;

устройства передачи и кантования опок;

передаточной тележки;

вакуумно-насосного отделения;

заливочного плаца.

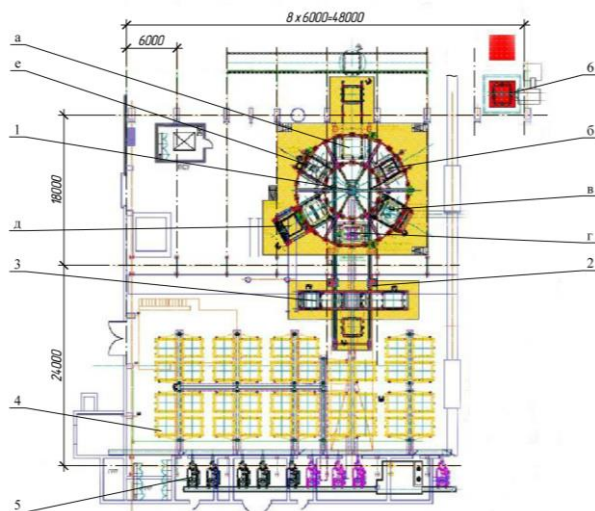


Рис. 1. Вакуумная формовочная линия «VDK 8»: 1- формовочно-поворотный стол: а- станция приема опок; б - станция просушивания краски; в - станция засыпки песка и наложения пленки; г- станция передачи опок; д - станция вытягивания модельной пленки; е - станция подготовки моделей; 2 - устройство передачи и кантования опок; 3 - передаточная тележка; 4 - заливочный плац; 5 - вакуумно-насосное отделение; 6 - станция выбивки

Формовочно поворотный стол состоит из одной карусели, разделенной на шесть станций. Благодаря этому можно одновременно выполнять совмещение рабочих операций по изготовлению форм и соответственно сократить машинное время.

Технологический цикл формовки начинается на станции вытягивания модельной

пленки, на которой на очищенные модели накладывается модельная пленка. С рулона пленки отматывается кусок необходимых размеров, нагревается и опускается на модель, при создании вакуума в держателе модельной плиты пленка будет присосана к модели точно по контуру.

При начальном повороте стола модель, накрытая пленкой, попадает на станцию подготовки моделей. Здесь обслуживающим персоналом осуществляются ручные операции, такие как насаживание и приклеивание питателя и нанесение, при помощи распылителя, формовочной краски на пленку.

После следующего поворота стола модель попадает на станцию приема опок. Пустая полуформа, при помощи опускающего устройства, накладывается на окрашенную модель и позиционируется на держателе подмодельных плит.

Поворотный стол осуществляет следующий поворот и модель с наложенной опокой передается на станцию просушивания. На опоку опускается колпак, и к модели подводится и отводится по системе гибких трубопроводов нагретый до 90 °С воздух. Все операции на станции просушивания выполняются в автоматическом режиме.

После высыхания модели опока, посредством очередного поворота, попадает на станцию засыпки песка и наложения покровной пленки. Здесь находятся вибрационный стол, устройство дозирования песка и устройство вытягивания покровной пленки. Плита вибростола приподнимается цилиндром, принимает при этом модельную оснастку, и прижимает верхнюю кромку опоки к резиновому уплотнению бункера дозирования песка. Затем открывается перфорированный затвор бункера, и включаются вибраторы. Песок засыпается в полуформу и уплотняется вибратором. После заполнения песок выравнивается по верхней поверхности опоки задвижкой и накрывается покровной пленкой.

После создания вакуума в опоке, песок сжимается атмосферным давлением и на этом процесс формовки заканчивается. Опока, очередным поворотом стола, передается на станцию передачи опок и, после отключения вакуума в держателе модели, приподнимается устройством захвата, подъема, передачи и поворота опок и передается с поддержанием вакуума: нижняя - к транспортным тележкам стержнеукладчика; верхняя - к промежуточной станции хранения верхних опок. При этом нижняя опока всегда поворачивается на 180°, а верхняя по необходимости. Нижние опоки транспортируются тележками к участку простановки стержней. После завершения операции по простановке стержней нижние опоки транспортируются на участок спаривания опок, где накрываются верхними опоками, которые до этого были предварительно подготовлены (установлены литниковые воронки, приклеены питатели).

Во время заливки и затвердения сплава формы остаются подключенными к вакуумной системе. Вакуумная система включает в себя вакуумно-насосное отделение, сеть вакуумных трубопроводов, стойки с гибкими трубопроводами для ручного подключения вакуума к формам, систему подачи и охлаждения рабочей жидкости вакуумных насосов.

После остывания отливки, форма отключается от вакуума и транспортируется на станцию выбивки, где отливка извлекается из формы

Выводы. Технология литья с применением вакуумно-пленочной формовки, имеет ряд основных преимуществ, которые невозможно получить при других технологиях:

минимальные припуски на механообработку отливок, особо точные геометрические размеры; точное воспроизведение форм и маркировок; высокое качество поверхности, которое часто не требует дополнительной финишной обработки; существенное уменьшение условий для возникновения «горячих трещин»; обновление свежего песка не более 10%, что позволяет значительно снизить затраты на его сушку и транспортировку; сокращение расходов за счет увеличения полезного срока использования моделей; исключение сушки форм, что приводит к значительной экономии газа и углекислоты; исключение значительной части связующих материалов и от смесеприготовления в целом; сводится к минимуму утилизация и захоронение отработанной формовочной смеси и, как следствие, отсутствие загрязнения окружающей среды.

Список литературы

1. Штольцель К. Технологические процессы литейного производства/ М.: «Машиностроение», 1975.- 255с.

2. Сафронов В.Я. Справочник по литейному оборудованию/ М.: «Машиностроение», 1985.-320 с.

Рукопись поступила в редакцию 04.04.12

УДК 37.378(07)

М.А. КИСЛОВА, старший викладач, Криворізький інститут.

ПВНЗ «Кременчуцький університет економіки, інформаційних технологій та управління»

ПОНЯТТЯ КОМПЕТЕНТІСНОГО ПІДХОДУ ТА КЛЮЧОВОЇ КОМПЕТЕНТНОСТІ ПРИ НАВЧАННІ ВИЩОЇ МАТЕМАТИКИ

У статті розглянуто поняття «компетентісний підхід», «ключова компетенція» та проведено порівняльний аналіз традиційного та компетентісного підходів при навчанні вищої математики.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Підвищення якості освіти має на увазі розв'язання пріоритетних задач, серед яких - забезпечення інноваційного характеру базової освіти, реалізації компетентісного підходу, взаємозв'язку академічних знань і практичних умінь.

Фундаменталізація освіти майбутніх інженерів всіх напрямів розглядається через їх математичну підготовку. Сучасний темп змін в житті суспільства настільки високий, що ВНЗам стає все складніше випускати інженерів, які готові в повній мірі працювати за спеціальністю.

Розв'язання цієї проблеми полягає в тому, що необхідно підготувати такого спеціаліста, який здатен самостійно налаштовуватись на майбутню діяльність та адаптуватись до неї, мати знання, що допомагають розв'язувати проблемні ситуації, та які є, по суті, універсальними.

Використання принципу фундаменталізації освіти не зводиться до простого збільшення об'єму дисциплін, що викладається, а має сприяти взаємопроникненню дисциплін, нарощуванню міжпредметних зв'язків. Тому роль математики в даному контексті зростає такими темпами, що вимагає більш глибокої математизації технічних наук.

Аналіз досліджень та публікацій. Поняття «компетентісний підхід» і «ключові компетентності» набули актуальності порівняно недавно у зв'язку з дискусіями про проблеми і шляхи модернізації української освіти. Введення цих понять пов'язане з прагненням визначити необхідні зміни в освіті, зумовлені змінами, що відбуваються в суспільстві.

Компетентісний підхід розглядається в роботах таких дослідників як В. А. Адольф, С. І. Архангельский, Ю. К. Бабанський, В. П. Беспалько, В. В. Давидов, І. Ф. Ісаєв, як інноваційний і продуктивний.

Компетентісний підхід акцентує увагу на результаті освіти, причому в якості результату розглядається не сума засвоєних знань, а здатність людини застосовувати їх в різних проблемних ситуаціях [5]. Деякі дослідники вважають, що «компетентісний підхід – це сукупність загальних принципів для визначення цілей навчання, добору змісту навчання, організації процесу навчання та оцінки результатів навчання» [5].

До числа таких принципів відносяться:

сенс навчання (розвиток здатності до самостійного розв'язання проблеми в різних сферах і видах діяльності на основі використання соціального досвіду, елементом якого є і власний досвід);

зміст навчання (дидактично адаптований соціальний досвід розв'язання пізнавальних, світоглядних, моральних, політичних та інших проблем);

зміст організації навчального процесу (створення умов для формування досвіду самостійного розв'язання пізнавальних, комунікативних, організаційних, моральних та інших проблем, що становлять зміст освіти);

оцінка результатів навчання (аналіз рівнів освіченості кожного етапу навчання).

Компетентнісний підхід не лише змінює результативно-цільову основу освіти, базуючись на якій можна задавати його цілі, критерії та процедури діагностики рівня їх реальних досягнень, але змінює і сам тип навчання з іншими цілями, критеріями та процедурами, змістом, формами, методами, засобами, організацією відповідного освітнього середовища та діяльності в ньому студентів та учнів.

Постановка завдання. Порівняння традиційного і компетентнісного підходів проведемо за такими критеріями: цілі навчання, шляхи формування ціннісних орієнтацій, очікуваний результат, критерії оцінки та освітні програми. Результати аналізу наведемо в табл. 1.

Таблиця 1

Порівняння традиційного і компетентнісного підходів

Критерії	Традиційний підхід	Компетентнісний підхід
Цілі навчання	Зберігається стандартний шлях розвитку школи - орієнтація на кількість знань, що одержується (чим більше знань одержав студент, тим краще, тим вище рівень його освіченості). Цілі навчання передбачають відповіді на питання: «Що нового студент вивчає у ВНЗ?»	Орієнтація на розвиток здатності розв'язувати проблеми різної складності на основі вже існуючих знань (не відкидається значення знань, акцентується увага на здатності використовувати одержані знання в проблемних ситуаціях). Цілі навчання передбачають відповіді на питання: «Чому навчився студент за роки навчання в ВНЗ?»
Шляхи формування ціннісних орієнтацій	Особистісний результат можливо досягти за рахунок придбання необхідних знань	Основний шлях – одержання досвіду самостійного розв'язання проблеми.
Очікуваний результат	Засвоєння знань, понять, здатність розв'язувати типові задачі, застосовуючи певні алгоритми, вміння діяти за алгоритмом і т.ін.	Вміння бачити проблему, аналізувати дані та очікуваний результат, вміння створювати, досліджувати, інтерпретувати моделі, необхідні для розв'язання проблеми
Освітні програми	Програми з предметів розробляються незалежно одна від одної. Зв'язки між ними представлені в кращому випадку на рівні виділення загальних понять	Програми з окремих предметів повинні розглядатись як елемент загальної навчальної програми ВНЗ

Отже, компетентнісний підхід надає наступні можливості:

вчитися (визначати цілі пізнавальної діяльності, вибирати необхідні джерела інформації, вибирати оптимальні способи реалізації поставлених цілей, оцінювати отримані результати);

пояснювати явища дійсності, їх сутність, причини, взаємозв'язки;

орієнтуватися у ключових проблемах сучасного життя;

орієнтуватися у світі духовних цінностей, що відображають різні культури і світогляди;

розв'язувати проблеми, пов'язані з реалізацією певних соціальних ролей;

розв'язувати проблеми, спільні для різних видів професії та іншої діяльності.

Викладення матеріалу та результати. Значну роль в підготовці майбутніх інженерів грає математична освіта. Математика в технічному ВНЗ є методологічною основою всього навчання і тому грає суттєву роль в цьому процесі.

Аналіз практики навчання математиці студентів технічних ВНЗ показує, що якість математичної підготовки не відповідає вимогам сучасного виробництва.

Проблема математичної підготовки студентів технічних ВНЗів розглядалась багатьма дослідниками. Основними напрямками її удосконалення було визнано:

підвищення ефективності математичної підготовки студентів засобами між предметних зв'язків (А. Г. Кіріллово, І. В. Левченко);

проектування та реалізація системи самостійної роботи студентів з математики (І. В. Сечкіна);

реалізація модульно-рейтингової системи навчання математиці студентів технічних ВНЗів (Л. В. Сохань, І. Г. Єрмакова).

З іншого боку, в цих дослідженнях недостатньо розглянуто такий напрям удосконалення математичної підготовки студентів як виявлення можливостей формування професійних компетентностей.

У науковій літературі не існує єдиного тлумачення поняття «компетентність». Одні науковці визначають його як безпосередній результат навчання, що виражається в оволодінні учнем або студентом певним набором способів діяльності [1]. Інші, дотримуються думки, що це характеристика особистості, яка визначається за результатами діяльності, спрямованої на розв'язання певного кола значущих для даного співтовариства задач чи проблем [4].

Спільним для всіх дослідників є розуміння компетентності як набутої характеристики особистості, що сприяє успішному входженню молодшої людини в життя сучасного суспільства. Крім того, компетентність розглядається ними як інтегрований результат, що передбачає зміщення акцентів з накопичення нормативно визначених знань, умінь та навичок до формування і розвитку в студентів здатності практично діяти, застосовувати досвід успішної діяльності в певній сфері [1]. У досвіді країн, які реалізують компетентнісний підхід до освіти протягом тривалого часу, спостерігаються спільні тенденції щодо розробки певної системи компетентностей на різних рівнях змісту. Можна виділити такі види компетентностей:

ключові надпредметні, або базові, що спираються на на пізнавальні процеси і виявляються в різних контекстах;

загальнопредметні - належать до певної сукупності предметів або освітніх галузей, вони відрізняються високим ступенем узагальненості і комплексності;

предметні - часткові щодо названих вище, яких набувають в процесі вивчення певних предметів.

Під ключовими компетентностями стосовно вищої освіти розуміють здатність студентів самостійно діяти в ситуації невизначеності при розв'язанні проблеми.

Можна визначити кілька особливостей такого розуміння ключових компетентностей, що формуються ВНЗом:

1. Здатності ефективно діяти не тільки в навчальній, а й в інших сферах діяльності.
2. Здатність діяти в ситуаціях, коли може виникнути необхідність у самостійному визначенні розв'язків задачі, уточнення її умов, пошуку способів розв'язання, самостійної оцінки результатів.

3. Розв'язування проблем, актуальних для студента.

Сам термін «ключові компетентності» вказує на те, що вони є «ключем» для інших, більш конкретних і предметно орієнтованих компетентностей. Ключові компетентності носять над-професійний характер і є необхідними в будь-якій області діяльності.

Конкретний набір ключових компетентностей є предметом запиту роботодавців до системи освіти, він може змінюватись в зв'язку з актуальною соціально-економічною ситуацією в тому чи іншому регіоні.

Л. В. Сохань [1] виділяє шість ключових компетентностей:

- готовність до розв'язання проблем,
- технологічна компетентність,
- готовність до самоосвіти,
- готовність до використання інформаційних ресурсів,
- готовність до соціальної взаємодії,
- комунікативна компетентність.

Зміст перерахованих ключових компетентностей розкривається наступним чином:

готовність до розв'язання проблем, тобто готовність аналізувати нестандартні ситуації, ставити цілі і співвідносити їх з цілями інших людей, планувати результат своєї діяльності та розробляти алгоритм його досягнення, оцінювати результати своєї діяльності, - дозволяє прийняти відповідальне рішення в тій чи іншій ситуації і забезпечити своїми діями його втілення в життя.

Технологічна компетентність, тобто готовність до розуміння інструкції, опису технології, алгоритму діяльності, до чіткого дотримання технології діяльності, - дозволяє освоювати і грамотно застосовувати нові технології, технологічно мислити в тих чи інших життєвих ситуаціях.

Готовність до самоосвіти, тобто здатність виявляти прогалини у своїх знаннях і вміннях при розв'язуванні нової задачі, оцінювати необхідність тієї чи іншої інформації для своєї діяльності, здійснювати інформаційний пошук і застосовувати інформацію з різних джерел на будь-

яких носіях, - дозволяє гнучко змінювати свою професійну кваліфікацію, самостійно освоювати знання та вміння, необхідні для розв'язання поставленої задачі.

Готовність до використання інформаційних ресурсів, тобто здатність робити аргументовані висновки, використовувати інформацію для планування і здійснення своєї діяльності, - дозволяє людині приймати усвідомлені рішення на основі критично осмисленої інформації.

Готовність до соціальної взаємодії, тобто здатність співвідносити свої цілі з інтересами інших людей і соціальних груп, продуктивно взаємодіяти з членами групи (команди), що розв'язує загальну задачу, - дозволяє використовувати ресурси інших людей і соціальних інститутів для вирішення задач.

Комунікативна компетентність, тобто готовність отримувати в діалозі необхідну інформацію, представляти і цивілізовано відстоювати свою точку зору в діалозі і в публічному виступі на основі визнання різноманітності позицій і шанобливого ставлення до цінностей (релігійних, етнічних, професійних, особистісних і т.п.) інших людей - дозволяє використовувати ресурс комунікації для розв'язування задач.

Дж. Равен [8] на основі проведених досліджень виділяє наступні ключові компетентності:

здатність працювати самостійно без постійного керівництва;

здатність брати на себе відповідальність за власною ініціативою;

здатність проявляти ініціативу, не питаючи інших, чи слід це робити;

готовність помічати проблеми і шукати шляхи їх розв'язання;

вміння аналізувати нові ситуації і застосовувати вже наявні знання для такого аналізу;

здатність уживатися з іншими;

здатність освоювати будь-які знання з власної ініціативи (тобто з огляду на свій досвід і зворотний зв'язок з оточуючими);

вміння приймати рішення на основі здорових суджень - тобто не володіючи всім необхідним матеріалом і не маючи можливості обробити інформацію математично.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Розглянувши різні підходи до набору ключових компетентностей, виділимо основні, які вважаємо за необхідне формувати на заняттях з вищої математики в ВНЗ:

інформаційна;

комунікативна;

дослідницька;

готовність до розв'язання проблем;

готовність до самоосвіти.

На думку методистів-математиків найважливішим видом навчальної діяльності, в процесі якої студентами засвоюється математична теорія, розвиваються їх творчі здібності і самостійність мислення, є розв'язування задач. Тому ключові компетентності на заняттях з математики необхідно формувати через спеціальні завдання.

Для формування інформаційної компетентності необхідно використовувати завдання, що містять інформацію, представлену в різній формі (таблицях, діаграмах, графіках і т.д.). Питання задачі може бути сформульовано таким чином: перекладіть в графічну (словесну) форму; якщо можливо, хоча б наближено опишіть їх математичною формулою; зробіть висновки, чи спостерігається в цих даних якась закономірність і ін.

Для формування комунікативної компетентності можна використовувати групову форму організації пізнавальної діяльності студентів на заняттях. Студентів можна поділити на декілька груп, кожна група повинна розв'язати задачу запропонованим способом та довести правильність свого розв'язку іншим групам.

Для формування дослідницької компетентності студентам можна запропонувати завдання, в яких необхідно дослідити всі можливі варіанти розв'язання даної задачі та зробити певні висновки.

Готовність до розв'язання проблем формується за допомогою задач, в яких необхідно проаналізувати запропоновану ситуацію, поставити мету, спланувати результат, розробити алгоритм розв'язання задачі, проаналізувати результат.

Для формування готовності до самоосвіти студентам необхідно пропонувати самостійно вивчити деякий теоретичний матеріал, написати реферат, скласти задачу і т.д.

Формування ключових компетентностей за допомогою задач дозволяє реалізувати компетентнісний підхід на уроках математики як засіб підвищення математичної грамотності студентів.

Часто одна і та ж задача сприяє створенню умов для формування декількох ключових компетентностей.

Задачі, що сприяють формуванню ключових компетентностей, називаються компетентнісно-орієнтованими задачами. Таких задач у підручниках і посібниках небагато.

Тому для реалізації компетентнісного підходу через задачі єдиним виходом для викладачів є складання компетентнісно-орієнтованих задач самим.

Список літератури

1. Життєва компетентність особистості/ За ред. Л. В. Сохань, І. Г. Єрмакова та ін. – К., 2003.
2. Загребина, М.Г., Плотникова, А.Ю., Севостьянова, О.В., Смирнова И.В. Тесты внешней оценки уровня сформированности ключевых компетентностей учащихся: Методическое пособие для руководителей и педагогов образовательных учреждений / Под ред. И.С. Фишман [Текст]. – Вып. 2 – Самара, 2006.
3. Иванов Д.А., Митрофанов К.Г., Соколова О.В. Компетентностный подход в образовании. Проблемы, понятия, инструментарий. Учебно-методическое пособие [Текст] / Д.А. Иванов, К.Г. Митрофанов, О.В. Соколова.- М.: АПК и ППРО, 2005.-101 с.
4. Компетентнісний підхід у сучасній освіті: світовий досвід та українські перспективи: Бібліотека освітньої політики/ За ред. О. В. Овчарук. – К., 2004.
5. Компетентностный подход / Школьные технологии №1, 2005. - 7 с.
6. Компетентностный подход как способ достижения нового качества образования – Материалы для опытно-экспериментальной работы в рамках Концепции модернизации российского образования на период до 2010 года [Текст]. - М., 2002. - С. 7-54.
7. Лебедев, О.Е. Компетентностный подход в образовании [Текст] / О.Е. Лебедев // Школьные технологии №5, 2004 год, 3 с.
8. Равен Д. Педагогическое тестирование: Проблемы, заблуждения, перспективы/ Пер. с англ. – М., 1999.
9. Савченко О. Зміст шкільної освіти на рубежі століть// Шлях освіти, 2000.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 621.771.06

В. П. ЧУМАКОВ, ст. преподаватель. М. Г. КОРЕНКО, ассистент,

Н. В. СТАРОСТА, ассистент ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЖЕСТКОСТИ ПРОКАТНЫХ КЛЕТЕЙ

Детально проанализированы конструкции механизмов по созданию предварительного напряжения и предложена конструкция комбинированного гидромеханического нажимного механизма чистовых рабочих клетей станов для горячей прокатки сортовых полосовых профилей.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Процесс горячей прокатки полосовых профилей осуществляют на непрерывных станах, включающих черновые и чистовые группы рабочих клетей. Основные показатели качества (геометрические размеры) формируются в чистовой группе рабочих клетей. Основным производителем данного вида металлопроката в Украине является мелкосортный стан 250-2 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» чистовые рабочие клетки, которого имеют: узел станин открытого типа, механизмы установки валков механического типа с ручным приводом (рис.1).

Анализ исследований и публикаций. Целесообразным с точки зрения повышения модуля жесткости G и, как следствие, повышение точности геометрических размеров горячекатаных сортовых полосовых профилей является и создание предварительно напряженных конструкций чистовых рабочих клетей, обеспечивающих достижение требуемого эффекта без существенного увеличения их удельной металлоемкости [1,2].

Используемые всевозможные технологические и конструктивные схемы по созданию предварительно напряженных рабочих клетей прокатных станов можно условно подразделить на две основные группы: схемы создания предварительного напряжения по подушкам и схемы создания предварительного напряжения по буртам бочек рабочих валков. С точки зрения, более детального анализа, конструкции механизмов по созданию предварительного напряжения могут иметь самые различные исполнения.

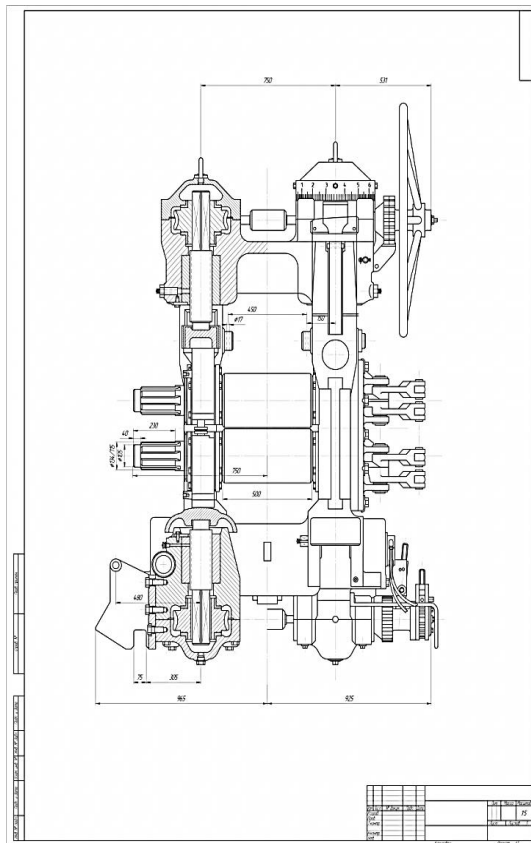


Рис. 1. Чистовая рабочая клеть мелкосортного стана 250-2 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог»

В частности, создание предварительного напряжения по подушкам рабочих валков является возможным за счет использования гидроприводов, клиновых пар, передач винт-гайка и так далее, а основным преимуществом в этом случае является отсутствие дополнительных нагрузок непосредственно на рабочие валки и их подшипниковые опоры.

Возможности создания предварительного напряжения по буртам рабочих валков конструктивно более ограничены, кроме того, к недостаткам данного технического решения следует отнести наличие дополнительных нагрузок на рабочие валки, а также наличие дополнительных ограничений на сортамент готового металлопроката по его толщине и ширине. Вместе с тем, точность, результирующих геометрических характеристик в этом случае в силу ряда причин является более высокой.

Постановка задачи. Целью работы является повышение качества готовой металлопродукции и обеспечение экономии материальных ресурсов при горячей прокатке сортовых полосовых профилей, развитие методов автоматизированного расчета и проектирования технологического процесса горячей

прокатки сортовых полосовых профилей и разработка предложений по совершенствованию технологии производства полосовой продукции на мелкосортных станах.

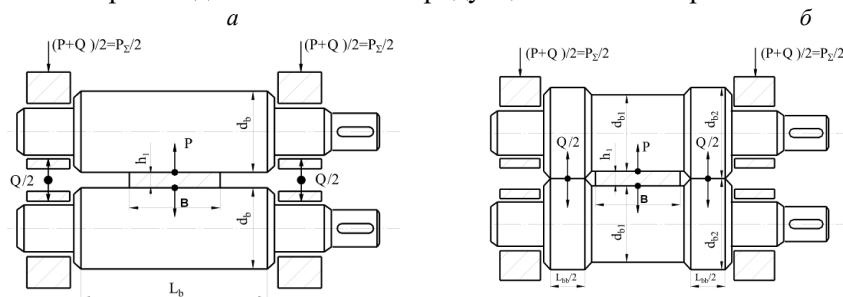


Рис. 2. Расчетные схемы чистовых рабочих клетей станов горячей прокатки, являющихся предварительно напряженными по подушкам (а) и по буртам (б) рабочих валков

Изложение материалов и результаты. С учетом аналитических форм записи поставленных задач и их последующих решений (рис.2), основанных на использовании общей концепции метода предельных оценок [3, 4], величина результирующей продольной разнотолщинности d_F горячекатаных лент, полученных при создании предварительного напряжения по подушкам рабочих валков, может быть определена как:

$$d_F = \frac{d_{d0} \left(\frac{C_G}{C_G + C_B} \right) + d_{B0} \left(\frac{C_B}{C_G + C_B} \right)}{\left(\frac{C_G}{C_G + C_B} \right) \frac{C_G}{C_G + C_B} + \left(\frac{C_B}{C_G + C_B} \right) \frac{C_B}{C_G + C_B}}, \quad (1)$$

где d_{d0} , d_{B0} - количественная оценка продольной разнотолщинности исходной заготовки и размах изменения величины предварительного межвалкового зазора, обусловленного радиальным биением рабочих валков;

C_G - модуль жесткости прокатываемых полосовых профилей при их пластическом деформировании, определяемый как отношение приращения силы прокатки к величине приращения абсолютного обжатия [4];

$G_{\text{в}}$ - модуль жесткости валкового узла, характеризуемый величиной упругих деформаций по отношению к осям нажимных механизмов при соответствующем значении силы прокатки;

$G_{\text{р}}$ - обобщенное значение модуля жесткости подушек рабочих валков, нажимного механизма и узла станин;

$G_{\text{м}}$ - модуль жесткости механизма предварительного напряжения рабочей клетки по подушкам рабочих валков.

В случае создания предварительного напряжения чистовой рабочей клетки по буртам калиброванных рабочих валков аналогичный показатель результирующей продольной разнотолщинности количественно соответствует:

$$d_{\text{т}} = \frac{d_{\text{м}} G_{\text{в}} (G_{\text{в}} G_{\text{р}} + G_{\text{м}} G_{\text{в}}) + d_{\text{р}} G_{\text{р}} G_{\text{в}} (G_{\text{в}} + G_{\text{м}})}{(G_{\text{м}} + G_{\text{в}}) G_{\text{в}} G_{\text{р}} + (G_{\text{м}} + G_{\text{в}}) G_{\text{м}} G_{\text{в}}}, \quad (2)$$

где $G_{\text{в}}$ - обобщенное значение модуля жесткости узла станин, учитывающее дополнительно упругую деформацию на участке от буртов рабочих валков до оси их подшипниковых опор;

$G_{\text{р}}$ - модуль жесткости валкового узла, определяемый через разность упругих перемещений по середине бочки и буртов механизма предварительного напряжения.

Из анализа представленных результатов следует, что с увеличением модуля жесткости прокатываемых лент при их пластическом формоизменении $G_{\text{м}}$ наследственная составляющая $d_{\text{н}}$ возрастает, а вносимая $d_{\text{в}}$ – снижается. Аналогичный эффект в обоих рассматриваемых случаях имеет место при уменьшении модуля жесткости $G_{\text{в}}$ чистовых рабочих клеток. Использование предварительного напряжения рабочих валков по их подушкам приводит к снижению наследственной $d_{\text{н}}$ и увеличению вносимой $d_{\text{в}}$ составляющих, при этом интенсивность указанных изменений с увеличением модуля жесткости механизма предварительного напряжения $G_{\text{м}}$ возрастает.

С точки зрения практической реализации представляет интерес конструктивная схема предварительно напряженной чистовой рабочей клетки, согласно которой данная клеть включает в себя рабочие валки, подушки которых размещены в окнах станин открытого типа, а также механизм предварительного напряжения рабочих валков по подушкам и нажимной механизм гидравлического типа.

Использование данного технического решения [5, 6] позволит повысить модуль жесткости рабочей клетки на 30-50 %, а это, в свою очередь, будет способствовать снижению продольной разнотолщинности готового металлопроката на 15-25 %.

Использование рассмотренной конструкции предварительно напряженной чистовой рабочей клетки является возможным только при создании нового оборудования станов для горячей прокатки сортовых полосовых профилей. По отношению же к действующему оборудованию чистовых рабочих клеток, оснащенных либо механическими нажимными механизмами с ручным приводом, либо маломощными электромеханическими нажимными механизмами, создание предварительного напряжения требуемой величины является невозможным.

В данном случае перспективной представляется конструкция чистовой рабочей клетки (рис. 3), включающая: рабочие валки 1, шейки которых посредством подшипниковых опор 2 размещены в подушках 3, фиксируемых в вертикальном положении нажимными винтами 4, которые, в свою очередь, сопряжены с гайками 5, размещенными неподвижно в верхних поперечинах узла станин 6. Кроме того, рассматриваемая конструкция содержит клиновую пару 7, регулирующую по высоте $h_{\text{пр}}$ при помощи, например, винтовой передачи 8. Непосредственно сила предварительного напряжения требуемой величины $Q_{\text{п}}$ создается в этом случае гидровставкой 9, корпус которой размещен на подушке 3 верхнего рабочего валка 1, а плунжера 10 данной гидровставки сопряжены с опорными поверхностями верхней поперечины узла станин 6.

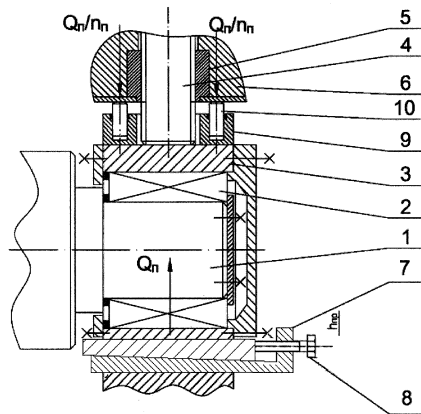


Рис. 3. Предлагаемая конструкция комбинированного гидромеханического нажимного механизма чистовых рабочих клетей станов для горячей прокатки сортовых полосовых и ленточных заготовок

С учетом данного технического решения технология создания предварительного напряжения в чистовой рабочей клети заключается в следующем:

перед прокаткой нового типоразмера сортовых полосовых профилей клиновья пара 7 при помощи болтового соединения 8 настраивается на требуемую толщину;

после этого подают давление рабочей жидкости в плунжерные полости гидровставки 9, создавая тем самым при помощи плунжеров 10 количеством Γ требуемую упругую деформацию клиновья пары 7 и, как следствие, требуемую величину силы предварительного напряжения;

по мере требуемого позиционирования подушек верхнего рабочего вала при помощи гидровставок 9 их фиксируют винтами механического нажимного механизма, после чего давление рабочей жидкости из рабочих полостей плунжеров 10 убирают и осуществляют непосредственно процесс горячей прокатки полосовых профилей.

Выводы и направление дальнейших исследований. Следует указать на возможность более широкого использования рассмотренной конструкции комбинированного гидромеханического нажимного механизма. Если непосредственно в процессе горячей прокатки гидравлическая часть данного механизма в виде корпуса 9 с плунжерами 10 будет развивать суммарную силу, составляющую $80 \div 90$ % от силы прокатки, то сила, действующая на нажимные винты, будет соответствовать всего лишь $10 \div 20$ %.

Отмеченное позволит даже маломощным электромеханическим нажимным механизмом чистовых рабочих клетей работать в системе автоматического регулирования толщины, отрабатывая, в частности, низкочастотные составляющие стохастического изменения исходной толщины и температуры прокатываемых сортовых полосовых профилей.

В случае необходимости снижения модуля жесткости рабочей клети, имеющего место при прокатке сортовых полосовых профилей целесообразным является использование комбинированного гидромеханического нажимного механизма [5, 6], основанного на введении в силовую линию рабочей клети элементов с изменяющимся значением модуля жесткости.

Предложенное техническое решение по созданию предварительного напряжения рабочих клетей и целенаправленного изменения их модуля жесткости в достаточно широком диапазоне, позволит повысить качество готовой металлопродукции и обеспечит экономию материальных ресурсов при горячей прокатке сортовых полосовых профилей.

Список литературы

1. Мериин И. М. Точность прокатки в предварительно напряженных клетях / И. М. Мериин. – Ижевск : Удмуртия, 1970. – 120 с.
2. Развитие методов расчета механизмов предварительного напряжения рабочих клетей листовых и сортовых прокатных станов / А. В. Сатонин, М. В. Федоринов, З. А. Александрова, В. В. Смолякова // Захист металургійних машин від поломок : міжвуз. темат. зб. наук. пр. – Маріуполь, 2008. – Вип. № 10. – С. 95–98.
3. Полухин В. П. Математическое моделирование и расчет на ЭВМ листовых прокатных станов / В. П. Полухин. – М. : Металлургия, 1972. – 512 с.
4. Федоринов В. А. Математическое моделирование напряжений, деформаций и основных показателей качества при прокатке относительно широких листов и полос : монография / В. А. Федоринов, А. В. Сатонин, Э. П. Грибков. – Краматорск : ДГМА, 2010. – 243 с.
5. Рабочая клеть прокатного стана: А.с. 1339947, СССР, МКИ В 21 В 13/14 / В.Ф. Потапкин, В.Г. Пашков, А.В. Сатонин, Ю.К. Доброносков, В.В. Рубановский (СССР). - №4031721/22-02; Заявлено 28.02.86.
6. Методы расчета и совершенствование конструкций механического оборудования для производства относительно узкого металлопроката/ А. В. Сатонин, С. Н. Шаркова, А. М. Х. Рамадан, В. В. Ногченко // Удосконалення процесів та обладнання обробки тиском в металургії та машинобудуванні. Краматорськ-Слав'янськ : ДДМА.-2000. –С. 63-65.

УДК 622.233.6

В.А. ГРОМАДСКИЙ, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИССЛЕДОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ПОДАЧИ СТАНКА ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ, ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ НАДШТАНГОВОГО АМОРТИЗАТОРА БУРОВОГО СТАВА

Приведены результаты аналитических и экспериментальных исследований, и обоснование параметров амортизатора продольных колебаний (АПК) бурового става станка СБШ-250, приведен рациональный конструктивный вариант упругих элементов этого амортизатора, даны его характеристики

Проблема и ее связь с практическими задачами. Станки шарошечного бурения со шпиндельным вращателем и канатно-полиспастным подающим механизмом (ВПМ) широко распространены при открытой добыче рудных месторождений. Существенной проблемой этих машин являются значительная продольная и поперечная вибрация бурового става и выходы из строя конструктивных элементов станка, а также превышение санитарно-гигиенических норм вибрации рабочего места оператора.

Анализ исследований и публикаций. В работе [1] показано, что наибольшую эффективность дает размещение надштангового амортизатора продольных колебаний – АПК между станком и буровым ставом. Однако в данной работе рассмотрено техническое решение гидравлического надштангового амортизатора для станков с патронной схемой ВПМ. Такой амортизатор не пригоден для применения на станках со шпиндельным, канатно-полиспастным ВПМ. При этом следует иметь в виду, что у станков шарошечного бурения со шпиндельным вращателем и канатно-полиспастным механизмом подачи бурового става такими амортизаторами де-факто являются канаты 4-х полиспастов напора и подъема присоединенных к вращателю параллельно.

В работе [2] в результате проведенных исследований показано, что на станках со шпиндельным, канатно-полиспастным (ВПМ) при забурировании и некоторых других режимах возникает интенсивные продольные колебания вращателя и станка шарошечного бурения. Причиной этого является резонансная вибрация подвески вращателя на упругодемпфирующих тросовых оттяжках полиспастов подачи и подъема бурового става, возбуждаемая ударными импульсами забой – долото и твердосплавными штырями шарошек долота. Поскольку полиспасты подачи и подъема штанги предварительно натянуты, то подвеска вращателя с буровым ставом постоянно подпружинена с двух сторон канатами полиспастов и имеет различные собственные частоты колебаний в зависимости от количества штанг в буровом ставе. Так, например, подвеска вращателя станка УСБШ-250А с 1-й тяжелой штангой Ø219 мм и длиной 8 м имеет собственную частоту колебаний $f_{рез.с}=8,8$ Гц, с 2-мя свинченными штангами – $f_{рез.с}=7,7$ Гц, с 3-мя штангами – $f_{рез.с}=6,9$ Гц. В работе было указано перспективное направление для гашения продольных колебаний бурового става – применение тросовых надштанговых АПК, устанавливаемых последовательно с напорными полиспастами.

Постановка задачи. Обоснование и выбор параметров демпферов - амортизаторов АПК, обеспечивающих эффективное гашение продольных колебаний вращателя и бурового става.

Методика исследований. Обоснование рациональных параметров осуществлялось на основании аналитических расчетов коэффициентов жесткости полиспастной подвески вращателя соединенного с буровым ставом, а также для этой подвески снабженной амортизатором для гашения продольных колебаний - АПК бурового става, сравнения их с требуемой жесткостью. Рациональная величина жесткости выбирается по условию минимальной вибрации бурового станка.

Лабораторные исследования АПК осуществлялись с определением коэффициента жесткости и коэффициента поглощения энергии колебаний. Коэффициент жесткости c_{cm} АПК представляет собой отношение некоторого приращения нагрузки - ΔF_i , действующей на амортизатор, к соответствующему приращению деформации - Δz_i , определенными экспериментально, Н/м

$$c_{cmi} = \Delta F_i / \Delta z_i . \quad (1)$$

Коэффициент поглощения определяется отношением рассеянной энергии - ΔW_i в материале амортизатора к энергии его деформации - W_i при нагрузке - разгрузке

$$\psi_{cmi} = \frac{\Delta W_i}{W_i} . \quad (2)$$

Упругие элементы АПК испытывались на машинах – прессах УМ-5 и ГМС-20. Результаты обрабатывались при помощи программ MathCad и SolidWorks с построением графиков c_i и ψ_i .

Изложение материала и результаты. При определении требуемого коэффициента жесткости упругих элементов надштангового АПК ориентируемся на то, что у станков шарошечного бурения со шпиндельным вращателем и канатно-полиспастным механизмом подачи бурового става такими элементами изначально являются канаты напора и подъема. Представим их в виде упругих элементов 8 и 9, рис.1. Последовательно с упругими элементами канатов напора 8 присоединяем дополнительные упругие элементы 12 АПК.

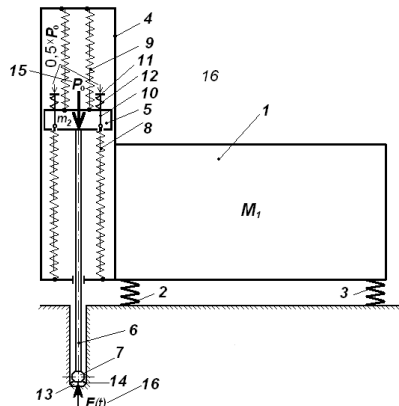


Рис. 1. Конструктивная модель к исследованию продольных колебаний бурового става станка СБШ-250: 1 - общая масса M_1 бурового станка; 2 - упругие связи породы под башмаками передних горизонтирующих домкратов; 3 - упругие связи породы под башмаком заднего горизонтирующего домкрата; 4 - мачта станка; 5 - суммарная масса вращателя и бурового става ($m_2 = m_{ep} + m_{6c}$); 6 - буровой став; 7 - долото; 8 - упругие связи напорных канатов; 9 - упругие связи канатов подъема; 10 - тяги амортизатора продольных колебаний - АПК; 11 - опорная крышка АПК; 12 - упругие элементы АПК; 13 - призабойная зона скважины; 14 - породоразрушающие штыри; 15 P_0 - осевое усилие, прикладываемое к буровому ставу; 16 - $F(t)$ динамическая сила, генерируемая долотом в призабойной зоне

деляется выражением [2]

Суммарный коэффициент жесткости канатов и АПК – k_3 , при котором вибрация станка будет минимальной, опре-

$$k_3 = \frac{k_2(m_u + m_3)\omega^2}{k_2 - (m_u + m_3)\omega^2}, \quad (3)$$

где k_2 - жесткость бурового става при сжатии, Н/м; m_u - масса буровой штанги, кг; m_3 - масса буровой штанги с массой долота ($m_u + m_d$), кг; ω - минимальная частота вращения долота, 1/с, для СБШ-250 при минимальном числе оборотов $n_{min}=18$ об/мин такая круговая частота $\omega=18/60=0,3$, 1/с.

Зададимся параметрами стандартной тяжелой штанги станка СБШ-250:

$k_2 = N/\Delta l$, где N – осевое усилие сжатия штанги (принимаем 60 кН); Δl – деформация при длине штанги $l=8$ м под действием принятого усилия. Деформацию Δl рассчитываем из формулы закона Гука $\Delta l = N \cdot l / E \cdot F_u$, м. Здесь $E \cdot F_u$ жесткость штанги при сжатии, где E – модуль Юнга для буровой штанги из стали 45 ($E = 200$ ГПа); F_u – площадь поперечного сечения трубчатой штанги, у которой $D_{нар.} = \varnothing 215$ мм, $d_{вн} = \varnothing 212$ мм; $m_u = 1750$ кг; $m_3 = m_u + m_d = 1750 + 41,5 = 1792$ кг, где $m_d = 41,5$ кг - масса долота.

Тогда

$$\begin{aligned} F_u &= \pi D^2/4 - \pi d^2/4 = 3,14 \cdot (0,25^2 - 0,12^2) = 0,0238 \text{ м}^2; \\ \Delta l &= 60 \cdot 10^3 \cdot 8 / 200 \cdot 10^9 \cdot 0,0238 = 100,84 \cdot 10^{-6} \text{ м}; \\ k_2 &= 60 \cdot 10^3 / 100,84 \cdot 10^{-6} = 60 \cdot 10^9 / 100,84 = 595001983,3 \text{ Н/м}; \end{aligned}$$

С учетом этого требуемое значение коэффициента жесткости АПК:

$$k_3 = 595001983,3 \cdot (1750 + 1792) \cdot 0,3^2 / 595001983,3 - (1750 + 1792) \cdot 0,3^2 \approx 4,3 \cdot 10^3 \text{ кН/м}.$$

Определим жесткостные параметры канатно-полиспастной подвески вращателя штатного варианта станка СБШ-250МНА-32 и УСБШ-250А без дополнительных упругих элементов 12 АПК. При расчетах, жесткость полиспастного подвеса определяется по формуле [3]

$$c = \frac{E_k \cdot F_k \cdot z}{l}, \quad (4)$$

где E_k - модуль продольной упругости каната, Па; F_k - площадь поперечного сечения проволок каната, м²; z - количество ветвей (кратность) полиспаста; l – общая длина каната полиспастного подвеса, м.

Основываясь на расчетных формулах [4], выполним определение жесткости полиспастного подвеса. Для этого вначале определим модуль упругости каната полиспаста. Так как на станке СБШ-250 мы имеем канат 29-Г-1-0-1570 ГОСТ 7668-80 - это означает, что он односторонней (простой) свивки, поэтому для расчета его жесткости мы будем использовать упрощенную формулу расчета, согласно источнику [3].

$$E_k = E \cdot \cos^4 \varphi, \text{ кН} / \text{м}^2, \quad (5)$$

где E - модуль упругости проволоки; φ - средняя величина угла наклона оси проволоки к оси каната (угол свивки), $\varphi = 12^\circ$ [4].

Так как на станках шарошечного бурения с вращателями шпиндельного типа применяется четырехкратные полиспасты, нам необходимо произвести расчет общей жесткости верхнего и нижнего полиспастов. Из этого следует, что жесткость полиспастов верхнего и нижнего (В/Н) равна

$$C_{В/Н} = \frac{E_k \cdot F_k \cdot 4}{l_{В/Н}}, \text{ кН} / \text{м}; \quad (6)$$

При этом взаимодействие верхнего и нижнего полиспастов представляет собой параллельное соединение упругих связей каждого из них (по схеме рис. 2.25 [6]), т.е. необходимо определить сумму жесткостей верхнего и нижнего полиспастов.

Общая жесткость полиспастного подвеса

$$\sum C = 2 \cdot C_B + 2 \cdot C_H, \text{ кН} / \text{м}. \quad (7)$$

Таким образом, модуль упругости каната полиспастной системы СБШ-250 равен

$$E_k = 196 \cdot 10^9 \cdot 0,507 = 99,372 \cdot 10^6, \text{ кН} / \text{м}^2.$$

Из этого следует, что жесткость полиспастов равна:
верхнего

$$C_B = \frac{99,372 \cdot 10^9 \cdot 325,42 \cdot 10^{-6} \cdot 4}{43,8} = 2953,2, \text{ кН} / \text{м};$$

нижнего

$$C_H = \frac{99,372 \cdot 10^9 \cdot 325,42 \cdot 10^{-6} \cdot 4}{25,6} = 5052,8, \text{ кН} / \text{м}.$$

Суммарная жесткость полиспастного подвеса по формуле (7)

$$\sum C = c_{\text{полисп}} = 2 \cdot 2953,2 + 2 \cdot 5052,8 = 16 \cdot 10^3, \text{ кН} / \text{м}.$$

Как видно из результатов расчета жесткость канатной подвески $c_{\text{полисп}} = 16 \cdot 10^3 \text{ кН/м}$, что практически в четыре раза превосходит требуемую величину АПК $k_3 = 4,3 \cdot 10^3 \text{ кН/м}$. Для получения требуемой жесткости подвеса ΣC к полиспастам станка присоединим дополнительные упругие связи 12 (АПК), рис.1, последовательно с напорными канатами 8 полиспастной системы, рис. 1, исходя из условия

$$k_3 \geq C_{\text{экв}}, \quad (8)$$

где $C_{\text{экв}}$ – эквивалентная жесткость подвеса с дополнительными упругими элементами АПК.



Рис.2. Кассета АПК до приработки

Рис.3. Кассета АПК после приработки

Выбор параметров и лабораторные исследования АПК выполнены на основании выполненных расчетов требуемой величины k_3 . Перед проведением лабораторных исследований АПК осуществлено предварительное обжатие (приработка) канатных вставок (кассет) при этом упругие элементы кассет приобрели новую форму - изогнулись и «раздулись», рис. 2 и 3.

В процессе деформаций канатные вставки упираются во внутреннюю стенку цилиндрических стаканов, в которых размещаются кассеты АПК. Это свойство распора о внутреннюю стенку цилиндрических корпусов кассет создает повышенную нагрузочную способность АПК. Увеличение жесткости при увеличении деформации и усилия сжатия упругих элементов.

Техническое решение бурового станка с амортизатором продольных колебаний для гашения продольных колебаний – АПК бурового става, снабженного четырьмя кассетами по типу кассет, рис. 3, защищено патентом Украины №67282 [5].

График изменения коэффициента жесткости 1 шт. кассеты АПК в зависимости от усилия сжатия приведен на рис. 4. Из графика видно, что жесткость АПК до усилия сжатия 4 кН растет линейно. Это объясняется тем, что при начальном сжатии приработанной кассеты изогнутые проволоки канатных вставок свободно изгибаются, не упираясь во внутреннюю стенку стакана (прототипа корпуса АПК), в который при исследованиях на машине УМ-5 вставлялся кассета.

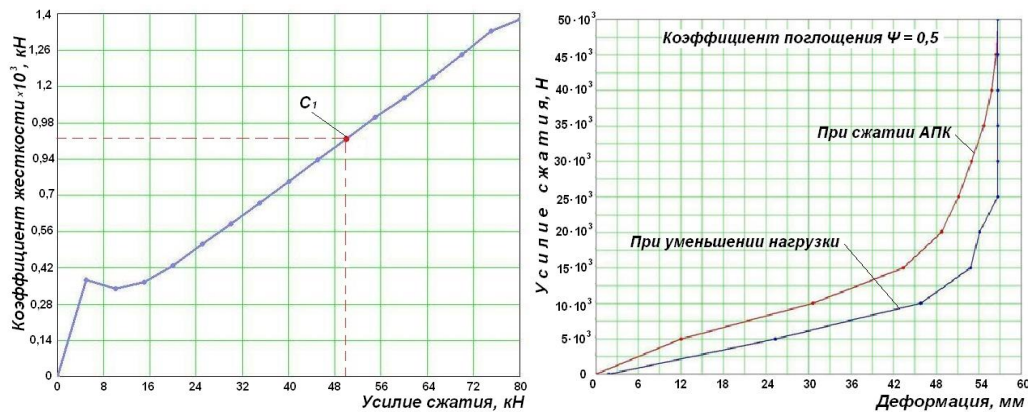


Рис. 4. Зависимость коэффициента жесткости 1 шт. кассеты АПК от усилия сжатия

Затем наблюдается отрезок небольшого уменьшения жесткости кассеты АПК при усилиях сжатия от 4 до 10 кН. Это свидетельствует о том, что канатные вставки кассеты, продолжая «раздуваться» заполняют внутренний объем корпуса без больших усилий упора в его стенку.

При усилиях сжатия от 10 до 80 кН жесткость практически линейно возрастает от 300 до 1400 кН/м. Это происходит за счет упора изогнутых упругих тросовых элементов во внутреннюю стенку корпуса АПК.

При усилие сжатия 50 кН коэффициент жесткости с 1 шт. кассетой АПК равен 917 кН/м (точка C_1 на рис.4). Всего на станке СБШ-250 параллельно устанавливается 4 шт. кассеты АПК, суммарная жесткость которых составит $C_{АПК} = 917 \cdot 4 = 3668$ кН/м. При этом суммарное усилие подачи на буровой став можно передать $50 \cdot 4 = 200$ кН. Это среднее рабочее усилие подачи, с которым бурят станками СБШ-250 на карьерах Криворожского железорудного бассейна.

Если одну кассетную вставку АПК нагрузить усилием 80 кН, то для 4-х кассет суммарное усилие подачи на буровой став составит $80 \cdot 4 = 320$ кН. Следовательно, в этом случае механизм подачи бурового става с АПК способен передать усилие больше максимального значения 300 кН по технической характеристике СБШ-250. При усилии 320 кН жесткость АПК составит $C_{АПК} = 4383,6$ кН/м.

Определим общую (эквивалентную) жесткость полиспадов вращателя вместе с АПК при усилиях подачи 200 и 320 кН. Такой подвес представляет собой смешанное параллельно-последовательное соединение упругих элементов (по схеме рис. 2з [6]).

В этом случае величина эквивалентной жесткости $C_{эkv}$ определяется формулой [6]

$$C_{эkv} = 1 / (1 / C_{АПК} + (1 / C_{полис})) \quad (9)$$

где $C_{АПК}$ - общая жесткость 4-х шт. кассет АПК с упругими канатными вставками (типа Канат 14,5-Г-1-Ж-Л-О-Р-1370 ГОСТ 7669-80 диаметром 14,5 мм, длиной 180 мм в количестве 14 шт.); $C_{полис}$ - общая жесткость полиспадного подвеса штатного варианта станка СБШ-250.

Тогда эквивалентная жесткость $C_{эkv}$ полиспадного подвеса с четырьмя кассетами АПК при усилии подачи бурового става 200 кН по формуле (9) равна, кН/м

$$C_{эkv} = 1 / (1 / 3572) + (1 / 16012) = 2920,5$$

эквивалентная жесткость $C'_{эkv}$ полиспадного подвеса с 4-мя кассетами АПК при усилии подачи бурового става 320 кН

$$C'_{эkv} = 1 / (1 / 4383,6) + (1 / 16012) = 3441,4.$$

Таким образом условие (8), при котором $k_3 = 4,3 \cdot 10^3$ кН/м $\geq C_{эkv} = (2,9-3,4) \cdot 10^3$ кН/м, выполняется для любых усилий подачи бурового става в пределах рабочей характеристики станка СБШ-250.

Однако, по поводу предполагаемой эффективности надштангового амортизатора при обеспечении расчетной величины k_3 в работе [2] сказано весьма не определенно: «...при достигнутой жесткости вибрация станка будет минимальной (теоретически равной нулю...)». Поэтому необходимо выполнить детальные теоретические и экспериментальные исследования фактического снижения вибрации станка снабженного амортизаторами АПК.

В результате обработки полученных опытных величин деформации на испытательной машине УМ-5 при нагрузке и разгрузке кассеты АПК построена петля гистерезиса. При помощи программ MathCad и SolidWorks определена величина коэффициента поглощения $\Psi = 0,5$,

рис.5. Это означает, что АПК будет обеспечивать значительное поглощение энергии продольных колебаний бурового става, на основании чего можно прогнозировать высокую эффективность работы АПК. Поэтому целесообразно выполнить детальные исследования эффективности АПК с учетом поглощения энергии колебаний и определить возможность и целесообразность его применения на станках СБШ-250 в условиях Криворожского железорудного бассейна.

Выводы. В результате выполненных исследований установлена теоретически требуемая жесткость подвески вращателя вместе с АПК для станка СБШ-250 $k_3 = 4,3 \cdot 10^3$ кН/м.

На буровых станках со шпиндельным, канатно-полиспастным вращательно-подающим механизмом надштанговыми амортизаторами изначально являются канаты полиспастов напора и подъема бурового става, присоединенные к вращателю параллельно, однако их жесткость $C_{полиспаст} = 16 \cdot 10^3$ кН/м в 4 раза выше требуемой k_3 .

Разработан буровой станок, снабженный оригинальной конструкцией АПК, защищенный патентом Украины №67282.

Разработанный станок с АПК обеспечивает выполнение условия, который обеспечивает жесткость подвески вращателя в пределах $2,9-3,4 \cdot 10^3$ кН/м в диапазоне усилий подачи бурового става 200-320 кН, что меньше теоретически требуемой жесткости k_3 .

Экспериментально определен коэффициент поглощения при нагрузке – разгрузке АПК $\Psi=0,5$, при котором будет обеспечиваться значительное поглощение энергии продольных колебаний бурового става, и прогнозируется высокая эффективность работы амортизатора.

Задачами дальнейших исследований являются:

исследование разработанных АПК учетом поглощения ими энергии колебаний вместе с канатами подвески вращателя, определение ожидаемой эффективности гашения вибрации;

изготовление и промышленные испытания опытного образца бурового станка, снабженного новой конструкцией АПК по патенту Украины №67282, определение эффективности гашения вибрации.

Список литературы

1. Марасанов Ю.П., Штромвассер Р.С. Анализ методов снижения вибрации буровых шарошечных станков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. -1973. -№ 5. -С.90-96.
2. Громадский А.С., Громадский В.А., Аксенов А.В. Демпфирование продольных колебаний вращателя и бурового става станков шарошечного бурения: Материалы конф. / Міжнародна конф. «Сталій розвиток гірничо-металургійної промисловості», Кривий Ріг, Україна, 25-28 травня 2011. – КТУ, 2011. – 181 с; – С. 133.
3. Динник А.Н. Статьи по горному делу. – Углетехиздат, 1957.
4. Стукаленко А.М. Влияние длины полиспастного подвеса на динамику подъема мостового крана при нормальной работе и обрыве каната. URL: http://www.nbu.gov.ua/Articles/OSPU/opu_98_1/1_29.htm
Пат. 67282 Україна, МПК (2012.01) E21B 3/00. Буровой верстат: Пат. 67282 Україна, МПК (2012.01) E21B 3/00 / Громадський В.А. Заявник він же. – u201109254; Заявл. 25.07.2011; Опубл. 10.02.2012, Бюл. №3, 2012 р.
5. Ильинский В.С. Защита РЭА и оборудования от динамических воздействия. – М.: Радио и связь, 1982. – 296 с. Рукопись поступила в редакцию 01.04.12

УДК 622.7:622.788

Ю.Г. ГОРБАЧОВ, канд.техн. наук, доц., Г.В. ШТОРФУНОВА, аспірант,
М.М. СЛАТВІНСЬКИЙ, аспірант, ДВНЗ Криворізький національний університет

АНАЛІЗ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ РОБОТИ ОГРУДКОВУВАЧА ЧАШЕВОГО

Виконано аналіз залежності якості виходу окотишів кондиційного розміру та крупних кусків в залежності від параметрів роботи чашевого огрудковувача і стану шихти в умовах ЦГЗК.

Постановка проблеми та її зв'язок з науковим і практичним завданням. Одним із найважливіших технологічних процесів на Центральному гірничо-збагачувальному комбінаті є процес грануляції залізорудних окотишів, що здійснюється на промисловому огрудковувачі. Складність промислового обладнання та неможливість проведення експериментальних досліджень для визначення необхідних параметрів технологічного процесу вимагає розробки ефективних математичних моделей та методик визначення оптимальних параметрів.

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідженням режимів роботи чашевих огрудковувачів займалися багато відомих науковців [1-4]. Однак, в відомій літературі відсутні оптимальні режими роботи чашевих огрудковувачів, при яких вихід фракції годного класу підтримувався на рівні 90% і

більше з урахуванням таких факторів, як продуктивність роботи огрудковувача, швидкість обертання чаші, вміст вологи у шихті, кут нахилу чаші огрудковувача, вміст заліза в шихті.

Постановка завдання. Проводиться дослідження і аналіз впливу параметрів технологічного процесу огрудковувача чашевого ОЧ-7500, що впливають на відсоток виходу годного класу окотишів з урахуванням фізико-хімічного складу шихти в умовах ЦГЗК.

Викладення матеріалу та результати. Для аналізу показників роботи огрудковувача чашевого ОЧ-7500 на фабриці огрудкування ЦГЗК були проведені дослідження на шихті з вмістом заліза 67-69% з метою визначення залежності виходу фракції годного класу від конструктивних параметрів ОЧ-7500 і фізико-хімічного складу шихти.

Таблиця 1

Характеристика сирих окотишів
залежно від швидкості обертання чаші огрудковувача

Номер виміру	Швидкість обертання чаші, об/хв	Годний клас, %	Номер виміру	Швидкість обертання чаші, об/хв	Годний клас, %
1	6,9	89,5	6	7,0	89,4
2	5,3	88,1	7	7,5	89,3
4	6,0	88,9	8	6,4	89,4
3	5,6	88,4	9	6,1	88,1
5	6,3	89,2	10	7,6	89,2

На підставі вимірів наведених в табл. 1 отримуємо графік залежності (рис. 1).

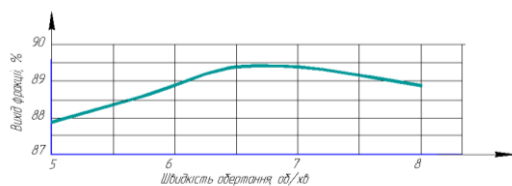


Рис. 1. Вплив швидкості обертання чаші на вміст фракцій 8-18 мм у сирих окотишах після огрудкування

У табл. 2 наведено результати дослідження впливу продуктивності роботи огрудковувача ОЧ-7500 на вихід фракції годного класу.

Час перебування окотишів у чашовому огрудковувачі з підвищенням швидкості обертання збільшується зі збільшенням висоти підйому матеріалу і ступеню заповнення чаші. При збільшенні швидкості обертання об'єм матеріалу, що обкочується збільшується на незначну величину, але середній діаметр окотишів різко зменшується внаслідок

припинення обкочування частини шихти, що притиснута до борту.

Таблиця 2

Характеристика сирих окотишів в залежності від продуктивності огрудковувача ОЧ-7500

Номер виміру	Продуктивність, т/год	Годний клас, %	Номер виміру	Продуктивність, т/год	Годний клас, %
1	110	89,2	6	119	89,5
2	112	89,3	7	114	89,0
4	120	89,3	8	122	88,5
3	117	89,6	9	124	88
5	126	89,4	10	115	89,4

На підставі вимірів наведених в табл. 2 отримуємо графік залежності (рис.2)

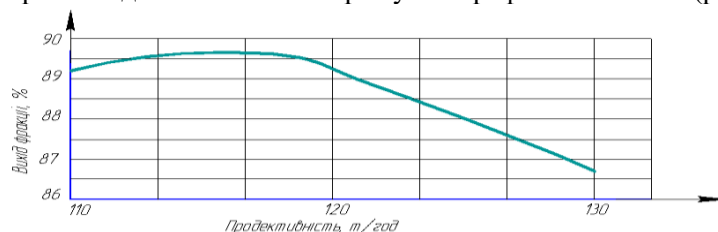


Рис. 2. Вплив продуктивності на вміст фракцій 8-18 мм у сирих окотишах після огрудкування

У табл. 3 наведено результати дослідження впливу вологості шихти на вихід фракції годного класу. На підставі вимірів, наведених в табл. 3, отримуємо графік залежності (рис. 3).

Результати дослідження показали, що вологість шихти в межах 9,6-10,3 % в умовах ЦГЗК забезпечує найбільший відсоток виходу фракції годного класу.

Таблиця 3

Характеристика сирих окатишів в залежності від вологості шихти в умовах ЦГЗК

Но- мер про- би	Воло- гість, %	Сітова характеристика, %				Годний клас, %	Но- мер про-би	Воло- гість, %	Сітова характеристика, %				Годний клас, %
		+18 мм	+16 мм	+12 мм	+8 мм				+18 мм	+16 мм	+12 мм	+8 мм	
1	10,0	8,2	18,1	59,1	12,7	89,9	6	9,0	12,2	27,3	48,1	10,6	86,0
2	10,4	9,0	13,8	55,0	19,3	88,1	7	8,6	13,8	28,5	47,3	8,8	84,6
3	10,5	10,0	21,5	54,6	11,4	87,5	8	9,7	7,7	22,9	54,0	12,9	89,8
4	9,8	8,9	20,8	54,0	13,6	88,4	9	10,2	8,3	20,2	56,2	13,1	89,5
5	9,3	11,1	26,4	48,7	11,3	87,6	10	9,5	9,4	20,9	54,1	13,5	88,5

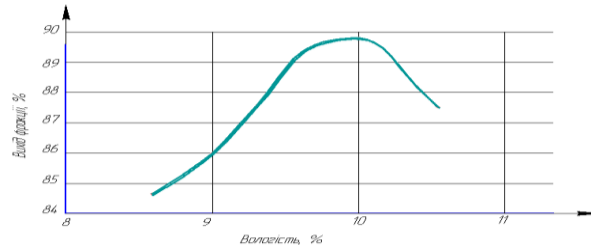


Рис. 3. Вплив вологості окатишів на вміст фракцій 8-16 мм у сирих окатишах після огрудкування

Висновки та напрям подальших досліджень. На підставі проведених практичних досліджень на ОЧ-7500 фабрики огрудкування ЦГЗК відсоток годного класу окатишів коливається в межах 84,6 – 89,9%. Для підвищення показника якості та встановлення оптимальних параметрів роботи доцільно провести математичні розрахунки з урахуванням всіх вищенаведених факторів. А також в математичному описуванні процесу слід врахувати вплив сукупності цих факторів на відсоток годного класу окатишів та врахувати такі фактори як кут нахилу чаші та вміст заліза у шихті. Математична модель дозволить визначити максимально можливе значення показника якості, шляхом відповідного вибору векторів контролюємих параметрів (продуктивність огрудковувача, швидкість обертання чаші, вологість шихти, вміст заліза у шихті тощо) і використовувати її для прогнозування процесу огрудкування.

Список літератури

1. Бережной Н.Н., Губин Г.В., Дрожилов Л.А. Окомкование тонкоизмельченных концентратов железных руд. М., Недра, 1971, 175с.
2. Коротич В.И. Теоретические основы окомкования железнорудных материалов. М., «Металлургия», 1966, 152с. с ил.
3. Исаев Е.А. Алгоритм интенсификации окомкования материалов в чашевом окомкователе – Херсон, 1998 – 9с. Деп. в УкрНИИ НТИ 30 мая 1999 № 1160 УК – 99Деп.
4. Исаев Е.А., Чернецкая И.Е. Способ окомкования сыпучих материалов, Патент Российской Федерации на изобретение № 2199596 от 27.02.2003г.

Рукопись поступила в редакцию 20.03.12

А.С. ГРОМАДСКИЙ, д-р техн. наук, проф., Д.И. КУЗЬМЕНКО, аспирант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ШТЫРЕВЫХ КОРОНОК ДЛЯ БУРЕНИЯ РУЧНЫМИ ПЕРФОРАТОРАМИ ШПУРОВ УВЕЛИЧЕННОГО ДИАМЕТРА

Определены рациональные геометрические параметры корпуса коронки, обеспечивающие максимальную передачу энергии ударной волны породоразрушающим штырям.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Среди многих видов подземных выработок, которые проводятся на железнорудных шахтах, наибольшую сложность представляет процесс проведения нарезных выработок с небольшого сечения (не больше 2,2×2,2 м) на подэтажах при проходке к рудному телу. Объем проведения таких выработок достигает до 70% от общего объема проходческих работ на шахтах Криворожского железнорудного бассейна. Сложность проведения нарезных выработок обусловливается специфическими условиями, в которых осуществляется этот процесс. Малый размер свободного пространства выработки, который не позволяет применять мощное буровое оборудование при повышенной

крепости пород ($f=14-20$). Соответственно и эффективность взрывных работ в таких условиях относительно невысокая. Как правило, величина коэффициента использования шпура (КИШ) не превышает 0,6-0,8. Это имеет серьезные негативные экономические последствия в связи с неэффективным использованием ресурсов на буровзрывных работах.

Анализ исследований и публикаций. Проблемой повышения эффективности буровзрывных работ занимались известные ученые в отрасли горных машин и механики бурения [1-4]. В этих работах показано, что одним из наиболее эффективных методов решения проблемы является применение шпуров повышенной емкости. Авторами вышеприведенных работ предложено ряд методов и устройств образования шпуров повышенной емкости. Однако в связи со сложностью этих методов и конструкций устройств, их повышенной стоимостью, а также недостаточной эффективностью эти устройства так и не нашли применения в практике проведения подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является обоснование и разработка рациональных конструкций штыревых коронок для образования шпуров повышенной емкости и увеличения КИШ буровзрывных работ при проведении подэтажных подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

Изложение материала и результаты. Применение шпуров повышенной емкости создает ряд преимуществ. Повышается мощность взрыва каждого единичного шпура, что позволяет снизить их общее количество в забое и уменьшить расходы патронов боевиков, медных проводов. В критических зонах проходческого забоя, которые характеризуются невысоким КИШ (нижние и верхние углы забоя) благодаря образованию мощных зарядов ликвидируются так называемые “раки”. При формировании вруба в центральной части забоя образуется компенсационное пространство благодаря бурению шпуров повышенной емкости. Это предоставляет возможность уменьшить количество шпуров для формирования вруба. При бурении оконтуривающих шпуров, благодаря их повышенной емкости максимально уменьшается прочность забоя на контуре выработки.

Однако наряду с отмеченными достоинствами, которые предоставляет использование шпуров повышенной емкости, возникает серьезная проблема технической сложности формирования таких шпуров. Данная проблема возникает в результате того, что при образовании таких шпуров бурением коронками с увеличенным диаметром является не эффективным. Это объясняется тем, что применение таких коронок для ручных перфораторов с ограниченной ударной мощностью существенно уменьшает скорость бурения. Как правило, бурение шпуров в таких выработках осуществляется ручными перфораторами на пневмоподдержках, с энергией удара не выше за 100 Дж. В среднем скорость бурения уменьшается пропорционально квадрату увеличения радиуса коронки. Поэтому часто возникают несогласования между необходимым объемом буровых работ в выработке и допустимым временем проходческого цикла. Часто время необходимое для бурения всего комплекса шпуров в проходческом забое превышает допустимое время на бурение при условиях соблюдения определенной длительности проходческого цикла, который должен заключаться в минимальную длительность рабочих смен на один цикл.

Исследования, проведенные авторами [1-4] показали, что в таких условиях наиболее эффективным путем образования шпуров с повышенной емкостью является метод, основанный на применении буровых коронок-расширителей.

Зарубежные фирмы выпускают ряд конструкций коронок - расширителей диаметром от 57 до 203 мм для различных горнотехнических условий. При бурении ручными и телескопными перфораторами используют специальный инструмент, рис. 1, состоящий из штанги с высаженным конусным элементом и расширителя, армированного твердосплавными изделиями.

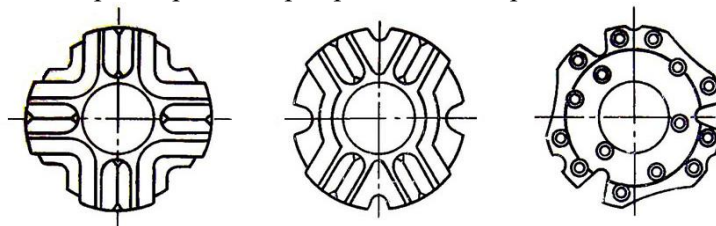


Рис. 1. Различные формы породоразрушающих головок коронок-расширителей

Такая конструкция требует специальных штанг, изготовление которых возможно лишь при централизованном производстве и имеет значительную стоимость. Кроме того, недостатками такой конструкции являются большая масса и сложность при изготовлении.

Были разработаны новые конструкции штыревых комбинированных коронок-расширителей с разной конструктивной формой корпуса (четыреперьевые и трехперьевые), рис. 2, и различной формой боковых пазов (круглые, треугольные, трапециевидные), рис. 3.

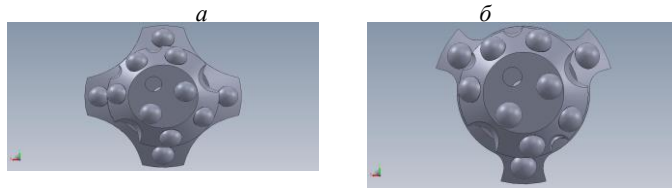
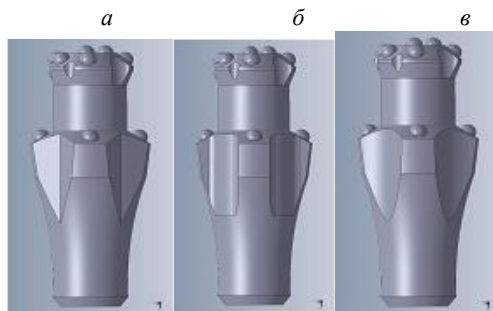


Рис. 2. Формы корпуса штыревых комбинированных коронок-расширителей: *а* - четырехперьевые; *б* - трехперьевые

Приведенные варианты конструкций штыревых комбинированных коронок-расширителей обеспечивает формирование шпуров повышенной

емкости в одну стадию (бурение шпуров и их расширение одновременно).



Для исследования напряжений в элементах корпуса коронки выполнено виртуальное компьютерное моделирование с использованием пакета COSMOSWorks. Пакет COSMOSWorks основан на использовании метода конечных элементов. Все расчетные схемы коронок были построены в среде SolidWorks с учетом требований, выдвигаемых пакетом COSMOSWorks. На рис. 4 показаны результаты моделирования (для наглядности продольные разрезы коронок).

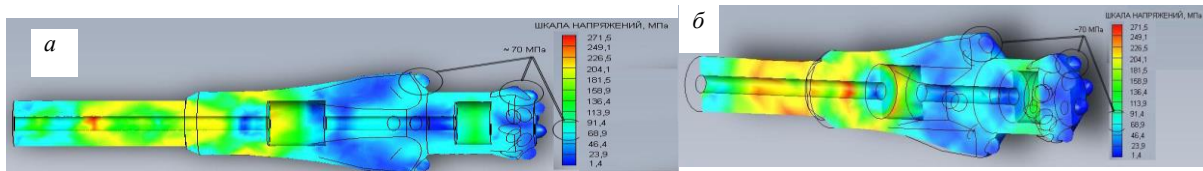


Рис. 3. Формы боковых пазов штыревых комбинированных коронок-расширителей *а* - круглые; *б* - треугольные; *в* - трапециевидные

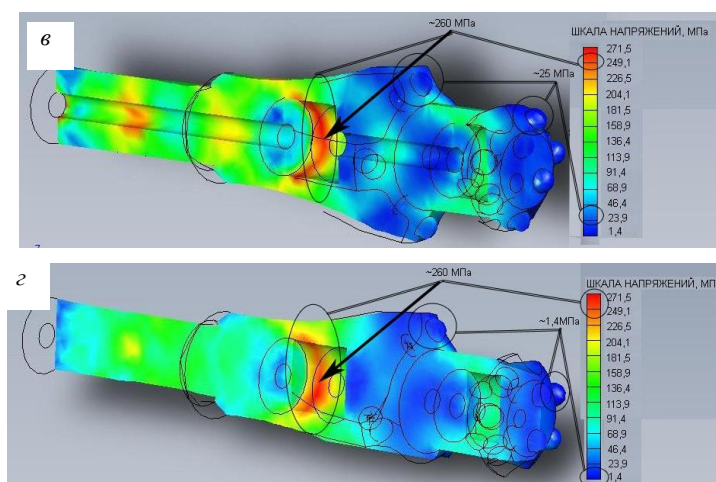


Рис. 4. Результаты исследований прохождения ударной волны по штыревым комбинированным коронкам-расширителям: *а* - четырехперьевая коронка с круглой формой боковых пазов; *б* - четырехперьевая коронка с треугольной формой боковых пазов; *в* - четырехперьевая коронка с трапециевидной формой боковых пазов; *г* - трехперьевая коронка

На рис. 4а,б,в,г, характерные зоны напряжений в корпусах коронок и соответствующие им зоны на шкалах напряжений выделены круговыми линиями. Из рисунков видно, что четырехперьевые коронки с круглой, рис. 4а), и треугольной, рис. 4б), формой боковых пазов обеспечивают лучшую передачу энергии бойка к породоразрушающим штырям, величина напряжений на штырях составляет примерно 70 МПа. В то время как величина напряжений на

штырьках четырехперьевого коронки с трапецидальной формой боковых пазов составляет порядка 25 МПа, рис. 4в, и трехперьевого - 1,4 МПа, рис. 4г.

Следует отметить, что в двух последних вариантах коронок, рис. 4в,г, присутствует зона перенапряжения корпуса коронки перед ее расширением и переходом на штыри расширителя. Величина этого напряжения порядка 260 МПа. Такая величина напряжения может привести к разрушению корпуса коронки при наличии концентраторов напряжений и микротрещин после термообработки. Это наблюдалось на коронке - расширителе типа КРР производства ЗАО «Бинур», Москва.

Коронки с повышенными напряжениями на штырьках, рис. 4а,б, теоретически обеспечат повышенную эффективность разрушения горной породы пропорционально отношению напряжений на штырьках, по сравнению с коронками, рис. 4в,г, с меньшими напряжениями на штырьках, в которых разрушение породы осуществляется только за счет бокового скалывания. Соответственно в 2,8 и 50 раз. Однако это предстоит проверить экспериментально.

Кроме того, в результате проведенных исследований [5] установлено, что с точки зрения максимизации усредненного параметра завихренности потока реагента для удаления буровой мелочи из шпура лучшим вариантом являются круглые пазы. Таким образом, наиболее рациональным вариантом коронки нового типа является вариант, показанный на рис. 4,а, корпус которой имеет круглой формой боковых пазов. Эта форма пазов обеспечивает максимальную степень очищения шпура от буровой мелочи.

Выводы и направления дальнейших исследований: одним из наиболее эффективных путей повышения буровзрывных работ при перфораторном бурении есть применение шпуров повышенной емкости;

разработана новая конструкция штыревых комбинированных коронок – расширителей, которая обеспечивает формирование шпуров повышенной емкости в одну стадию (бурение шпуров и их расширение одновременно);

конструкция коронки разработана таким образом, что обеспечивает максимальную передачу ударного импульса от поршня-ударника к породоразрушающим штырям, при этом обеспечивается продольное внедрение коронки, необходимое для разрушения породы;

коронки с повышенными напряжениями на штырьках теоретически обеспечат повышенную эффективность разрушения горной породы пропорционально отношению напряжений на штырьках, по сравнению с коронками (соответственно в 2,8 и 50 раз).

Направлениями дальнейших исследований являются: а - определение причины появления зоны повышенного напряжения в корпусе коронки (перед ее расширением и переходом на штыри расширителя); б - изготовление опытных образцов и экспериментальная проверка эффективности применения коронок нового типа для бурения шпуров увеличенного диаметра ручными перфораторами.

Список литературы

1. Алимов О. Д. Исследование процессов разрушения горных пород при бурении шпуров. Изд-во Томского университета. - Томск, 1960.
2. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при проходке горных выработок. -М: Гостехиздат, 1968, -428 с.
3. Остроушко И. А. Разрушение горных пород при бурении. Госгеолитиз-дат, М., 1952.
4. Царицын В. В. Бурение горных пород. Гостехиздат, К., 1959.
5. Хруцкий А.А. Обоснование конструктивных параметров штыревых коронок улучшенного выноса бурового шлама [Текст] : дис.... канд. техн. наук / Хруцкий, А.А. ; М-во образования и науки Украины, КТУ. - Кривой Рог 2008. - 211 с.

Рукопись поступила в редакцию 01.04.12

УДК 622.684:629.353

Ю.Г. ГОРБАЧОВ, канд.техн.наук, доц., О.Д. ПОЧУЖЕВСЬКИЙ асист,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

НОВИЙ ПІДХІД ДО ФОРМУВАННЯ ПОКАЗНИКА СКЛАДНОСТІ МАРШРУТУ РУХУ ГІРНИЧО-ТРАНСПОРТНИХ МАШИН

Зформовано та обґрунтовано методику визначення об'єктивного показника складності маршруту руху гірничо-транспортних машин.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Кар'єрні автосамоскиди, як один із типів гірничих машин, завдяки високій маневреності, а також високій оперативності управління, отримали велике розповсюдження на відкритих розробках підприємств гірничодобувних галузей у всьому світі. Завдяки цьому вони транспортують переважну більшість від загального об'єму видобутку гірничої маси на відкритих гірничих роботах.

Однією з основних проблем при цьому є стійка тенденція до погіршення умов експлуатації, проявом якої є зниження продуктивності роботи машин та збільшення вартості транспортування, яка досягає більше половини витрат від загальної вартості робіт у кар'єрі. При цьому питома вага палива у деяких випадках складає третину (а у деяких випадках навіть перевищує це значення) від витрат на перевезення.

У зв'язку з тим, що на сьогодні підвищення ефективності експлуатації кар'єрних автосамоскидів (зниження витрат палива та підвищення продуктивності роботи) за рахунок покращення основних факторів умов експлуатації (гірничотехнічних та дорожньо-транспортних) на відкритих розробках у більшості випадків вкрай складно або взагалі неможливо, а вдосконалення конструкції окремих вузлів, систем чи агрегатів машини обмежується технологічними можливостями виробництва, вирішення даної проблеми вважається можливим за рахунок забезпечення раціональних режимів роботи системи «двигун-трансмсія», яка з енергетичної точки зору має найбільший потенціал, адже забезпечує найбільші втрати енергії [1].

Аналіз досліджень і публікацій. На сьогодні не існує об'єктивного комплексного показника, який би дозволив з достатньою достовірністю визначити відповідність параметрів системи «двигун-трансмсія», тому напрямок досліджень по формуванню показника вважається актуальним та перспективним. Аналіз досліджень щодо причин перевитрат палива виявив, що окрім конструктивних особливостей та ступеня завантаження машини, найбільший вплив має характеристика (специфіка) маршруту руху (профіль та покриття технологічних автодоріг) [2].

Існують три основні показники, які дозволяють охарактеризувати маршрут руху кар'єрного автосамоскиду: коефіцієнт опору кочення f , повздовжній ухил автодороги (α) та загальний коефіцієнт сумарного опору дороги (ψ – складається з двох попередніх) [3]. Однак усі вони мають функціональну зміну по довжині маршруту руху, завдяки чому є суб'єктивними й не дозволяють охарактеризувати одним числом складність маршруту руху машини.

Крім цього існують показники середньозваженого та керуючого ухилу автодороги, що відображають лише середнє та максимальне значення ухилу на всьому маршруті. При цьому вони жодним чином не враховують тип покриття, що впливає на сумарний опір руху кар'єрного автосамоскиду [2,3].

Постановка завдання. Метою даної роботи є розробка та обґрунтування об'єктивного показника складності маршруту руху кар'єрного автосамоскиду.

Викладення матеріалу та результати. Згідно аналізу проведених досліджень відомо, що формування параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних автосамоскидів необхідно проводити відносно специфіки умов експлуатації – якості покриття, величини та частоти зміни повздовжніх ухилів та опору кочення технологічних автодоріг.

Отже, існує два фактори, які повинен врахувати показник складності маршруту руху, для того щоб адекватно та комплексно охарактеризувати маршрут – інтенсивність та величину зміни коефіцієнта сумарного опору дороги протягом маршруту руху. Адже даний коефіцієнт враховує як опір спричинене підйомом, так і опір який залежить від покриття автодороги (бетон, асфальт, гравій, глина і т.ін.) [3].

Залежність розподілу коефіцієнта сумарного опору певної ділянки траси $\psi_i(l_i)$ можна зобразити в графічному вигляді (рис. 1).

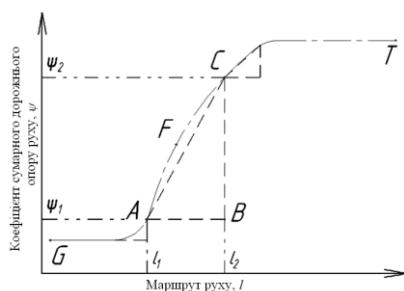


Рис. 1. Залежність розподілу сумарного опору дороги на певній ділянці траси

У зв'язку з тим, що чим більша кількість екстремумів функції $\psi_i(l_i)$ буде на маршруту руху і чим більші значення коефіцієнта сумарного опору маршруту руху будуть в цих екстремумах, то складніший буде маршрут, тому показник пропонується визначати як площу фігури утворену між поліномом та віссю довжини маршруту руху, адже площа фігури буде збільшувати своє значення при більш складнішому маршруті руху.

Довжину поліному $\psi_i(l_i)$ пропонується визначати шляхом апроксимації окремих ділянок траси прямокутними трикутниками (рис. 1), довжина гіпотенузи якого і буде відображати довжину поліному.

Кількість трикутників, залежатиме від прийнятої допустимої похибки, яка не повинна перевищувати 2-3 %, тобто має бути співставлення з точністю розрахунків натуральних показників річних планів гірничих робіт [4]. Похибка в даному випадку пов'язана з кількістю точок, що розділяють прямі ділянки (AC), які апроксимують складні криві лінії трас технологічної автодороги (AFC). Кількість точок має бути достатньою для того, щоб похибка апроксимації не виходила за межі практично допустимого значення.

При апроксимації кола правильним n -кутником, співставивши їх площі, відносна погрішність буде складати

$$\mu = 1 - n \sin(2\pi/n)/2\pi \quad (1)$$

де n - число сторін багатокутника.

Вважаючи, що для того, щоб похибка апроксимації була порівняна з точністю розрахунку натуральних показників річних планів гірничих робіт (2 %), знаходиться граничне число ділянок ділення кола, рівне 17 (при $\mu=0,02$). Отже, число ділянок ділення дуги, як частини кола, буде пропорційне її центральному куту

$$N=17\alpha/2\pi \quad (2)$$

де α - величина центрального кута дуги, град.

Реальний контур кривої ділянки траси можна розбити на сукупність дуг із заданим центральним кутом і ділянок прямої. Визначимо максимально необхідну кількість точок для опису довільного криволінійного контуру

$$N_{\max} = N' + \sum N'' \quad (3)$$

де N' - число вузлових точок (1,2,3. ...); N'' - число точок апроксимації дуги з центральним кутом α .

Довжина апроксимованого контуру в плані визначається з виразу

$$L = \sum \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2} \quad (4)$$

Обчисливши максимально необхідну кількість точок $N_{\max}$ і довжину апроксимованого контуру L , отримуємо те значення щільності, яке є максимально необхідним $P_{\max}$ при заданій похибці μ . Тепер, при побудові моделі, обчислюючи її фактичну щільність, можна оцінити міру її адекватності заданої моделі

$$A = \frac{P_{\text{факт}}}{P_{\max}} \quad (5)$$

За допомогою даного виразу можна оцінити адекватність апроксимації її графічному прототипу

$$\Delta = l_{AC} + l_{AFC} \quad (6)$$

Відносна ж похибка визначається з виразу

$$\delta = \frac{\Delta}{l_{AC}} \cdot 100 \% \quad (7)$$

Якщо радіус кривої, що апроксимується відомий, то легко знайти центр кола, елементом якого є дана дуга. У цьому випадку кількість точок, залежно від допустимої погрішності, визначатиметься величиною центрального кута α (табл. 1).

Таблиця 1

Залежність допустимої похибки від величини центрального кута						
α , град	30	40	45	50	60	90
%	1	2	2,5	3	5	11

Отже, довжину полінома $\psi_i(l_i)$ (рис. 1), тобто довжину гіпотенузи AC ΔCAB , яка апроксимує дугу AFC, буде визначатися з виразу

$$L_{AN} = \sqrt{\Delta \hat{A}^2 + \tilde{N} \hat{A}^2} = \sqrt{(l_2 - l_1)^2 + (\psi_2 - \psi_1)^2} \quad (8)$$

Інтенсивність зміни поліному буде залежати від величини ψ_i зміни протягом маршруту (l_i), тобто

$$p = \frac{\psi_2 - \psi_1}{l_2 - l_1} \quad (9)$$

Однак траса руху має як спуски, так і підйоми, що може привести до негативних розрахункових значень, тому обчислення (9) необхідно приймати по модулю.

У зв'язку з тим, що показник складності маршруту руху визначається як площа фігури утворена між поліномом динамічного $\psi_i(l_i)$, його значення визначається як добуток довжини поліному на його інтенсивність зміни (рис. 1)

$$K = L_{AC} \cdot p \quad (10)$$

Таким чином загальна формула визначення складності маршруту руху буде мати вигляд

$$K = L_{\psi(l)} \cdot p = \left[\sum_{h=1}^y \sqrt{(l_i - l_{i-1})^2 + (\psi_i - \psi_{i-1})^2} \right] \cdot \left[\sum_{h=1}^y \frac{|\psi_i - \psi_{i-1}|}{l_{\zeta \hat{a} \hat{a}}} \right] \quad (11)$$

де y - загальна кількість ділянок апроксимації; $L_{\psi(l)}$ - показник враховуючий величину зміни коефіцієнта сумарного опору дороги протягом маршруту руху; p — показник враховуючий інтенсивність зміни коефіцієнта сумарного опору дороги протягом маршруту руху.

Однак слід зазначити що у випадку коли певна ділянка траси описується не поліноміальною, а лінійною залежністю $\psi_i(l_i)$, тобто зміна від ψ_i до ψ_{i-1} відбувається при $l_i - l_{i-1} = 0$ довжину поліному слід визначати як різницю між ψ_i до ψ_{i-1} . Однак коли $\psi_i = \psi_{i-1} = \text{const}$, довжина поліному визначається як різниця між l_i до l_{i-1} .

Отже, загальний вигляд виразу (11) прийме вигляд

$$K = L_{\psi(l)} \cdot p = \begin{cases} L_{\psi(l)} = \sum_{h=1}^y \sqrt{(l_i - l_{i-1})^2 + (\psi_i - \psi_{i-1})^2} \\ p = \sum_{h=1}^y \left(\frac{|\psi_i - \psi_{i-1}|}{l_{\zeta \hat{a} \hat{a}}} + |a_i| + b_i \right) \\ a = \psi_i - \psi_{i-1} \text{ і } \psi_i - \psi_{i-1} > 0 \text{ і } l_i - l_{i-1} = 0 \\ a = 0 \text{ і } \psi_i - \psi_{i-1} > 0 \text{ і } l_i - l_{i-1} > 0 \\ b = l_i - l_{i-1} \text{ і } \psi_i = \psi_{i-1} = \text{const} \text{ і } l_i - l_{i-1} > 0 \\ b = 0 \text{ і } \psi_i - \psi_{i-1} > 0 \text{ і } l_i - l_{i-1} > 0 \end{cases} \quad (12)$$

Висновки та напрямки подальших досліджень. Сформовано безрозмірний показник складності маршруту руху, за рахунок врахування площу фігури утворену між поліномом коефіцієнта сумарного опору дороги та віссю довжини маршруту руху дозволяє об'єктивно охарактеризувати умови руху кар'єрного автосамоскиду (поєднання профілю та матеріалом покриття технологічної автодороги).

Подальші напрямки досліджень передбачають розробку методики визначення раціональних параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрного автосамоскиду відносно специфіки умов транспортування гірничої маси, що у результаті дозволить підвищити паливну економічність та продуктивність роботи машини.

Список литературы

1. Павленко В.А. Повышение топливной экономичности автомобиля оптимизацией параметров системы "двигатель-трансмиссия" : дис. ... канд. техн. наук: 05.22.20 / Виктор Алексеевич Павленко. – Харьков, 2004. – 178 с.
2. Смирнов В.П. Теория карьерного большегрузного автотранспорта / В.П. Смирнов, Ю.И. Лель. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. - 355 с.
3. Литвинов А.С. Автомобиль: Теория эксплуатационных свойств / А.С. Литвинов, Я.Е. Фаробин. - М.: Машиностроение, 1989. - 240 с.
4. Стариков А.И. Геоинформационное моделирование и автоматизированные расчеты горнотранспортных процессов в карьерах: Дис.с ... канд. техн. наук: 05.13.06 / Стариков Андрей Иванович. - Екатеринбург, 2000. - 125 с.

Рукопись поступила в редакцию 01.04.12

УДК 622.647.2: 622.693

Т.В. АЛЕКСАНДРОВА, ГП "ГПИ "Кривбасспроект"

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

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ УСТРОЙСТВА ЭКСЦЕНТРИКОВОГО ТИПА ДЛЯ ЗАХВАТА ЛЕНТЫ НАКЛОННОГО КОНВЕЙЕРА ПРИ ЕЕ ПОПЕРЕЧНОМ ОБРЫВЕ

Дано описание конструкции и принципа работы устройства для улавливания ленты наклонного конвейера в случае поперечного порыва ленты. Рассмотрена принципиальная схема эксцентрикового ловителя, а также приведена математическая модель для расчета подобного устройства. Ключевые слова: наклонный конвейер, лента, руда, устройство для улавливания ленты

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время транспортировка руды на ГОКах с нижних горизонтов на борт карьера производится, как правило, при помощи мощных наклонных конвейеров. Наиболее уязвимым элементом конвейера является лента. Именно проблемы с конвейерной лентой вызывают максимальное количество аварий на конвейерах. При поперечном порыве ленты наклонного конвейера она со скоростью часто превышающей 60 км/час скатывается вниз. Лежащая на ленте руда сбрасывается на пол галереи, крупные куски руды разлетаются во все стороны и травмируют значительную часть ленты как рабочей, так и холостой ветви. При этом оборванный конец ленты выбивает ролики из роликоопор, которые в свою очередь разрушают металлоконструкцию конвейера. Поэтому остро стоит вопрос не только о разработке действующей модели ловителя, но и наличии математической модели для такого ловителя.

Анализ исследований и публикаций. Известно достаточно много моделей ловителей конвейерной ленты. Они обычно имеют простую конструкцию, но имеют не высокую эксплуатационную надежность из-за того, что они срабатывают под действием дополнительного привода или от сигнального устройства [1].

Изложение материала и результаты. Разработанное ГП «ГПИ «Кривбасспроект» устройство состоит из двух исполнительных частей, установленных на ставе конвейера с обеих его сторон. Исполнительные узлы этих частей расположены под лентой у ее кромки.

На рис. 1 приведена принципиальная схема одной исполнительной части эксцентрикового устройства для улавливания ленты наклонного конвейера при ее поперечном обрыве.

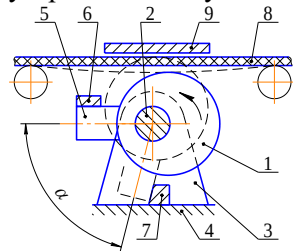


Рис. 1. Принципиальная схема исполнительной части эксцентрикового устройства

Оно содержит эксцентрик 1, ось 2 которого, установлена на стойках 3, жестко связанных с рамой 4 устройства. Эксцентрик выполнен в виде ролика, ось вращения которого смещена по радиусу относительно оси ролика. На цилиндрической поверхности эксцентрика жестко установлен упор 5, играющий одновременно роль противовеса.

На раме устройства так же жестко установлены верхняя 6 и нижняя 7 опоры, ограничивающие поворот эксцентрика 1 на его оси 2. Эксцентрик расположен под лентой 8, на которой лежит руда (на схеме не показана). Устройство устанавливается у кромок ленты, где нет руды. Над лентой напротив эксцентрика 1 на раме устройства 4 жестко установлена упорная плита 9.

Пунктиром показано положение эксцентрика при захвате ленты. Подробное описание конструкции и принципа работы устройства приведены в патенте [2].

Основные технические параметры, определяющие математическую модель устройства, включают:

1. Величина стягивающего усилия, действующего на ленту наклонного конвейера при ее поперечном порыве;
2. Величина усилия торможения ленты устройством при ее захвате;
3. Путь, проходимый лентой во время захвата ее устройством;
4. Продолжительность времени ее захвата устройством.

Величина стягивающего усилия в основном зависит от веса оборванной части ленты, от веса лежащей на ней руды, от угла наклона конвейера и от величины сопротивления движению ленты вниз.

Оно составляет $P_{ст}$

$$\bar{P}_{cm} = (q_l + q_p) \cdot l_n \cdot k_{mp} \cdot \sin \alpha, \quad (1)$$

где

$$l_n = l \cdot n$$

q_l - вес 1м. длины ленты, кг, q_p - вес руды, приходящийся на 1 м длины ленты, кг; l - расстояние между роlikоопорами, м; n - число роlikоопор, расположенных ниже места порыва ленты; α - угол наклона конвейера, град.; k_{mp} - коэффициент трения ленты об элементы конструкции конвейера.

Для определения заклинивающего усилия рассмотрим взаимодействие оборванной конвейерной ленты с эксцентриком ловителя (рис. 2).

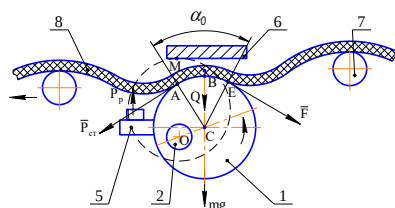


Рис. 2. Схема взаимодействия оборванной конвейерной ленты с эксцентриком

После обрыва ленты 8 она под собственным весом и весом лежащей на ней руды провисает, ложиться на эксцентрик 1, образуя некоторый угол его охвата α_0 . При этом эксцентрик за счет сил трения о движущуюся ленту проворачивается и прижимает ее к упорной плите 6.

Обозначим «нагруженную» часть ленты (системы «лента + руда») через ВЕ; «оборванную» часть ленты - через АВ; стягивающую силу, действующую на нагруженный участок ленты, через P_{cm} ; силу, действующую на оборванный участок ленты, через F , а силу реакции упора 5 от взаимодействия

с опорой 6 обозначим через P_p .

В первом приближении сила F равна

$$F = q_l l_o k_{mp}, \quad (2)$$

где l_o - длина оборванного конца ленты с массой m_1 , лежащего выше верхнего ролика и свисающего с него.

Стягивающее ленту усилие с учетом усилия F равно

$$\bar{P}_{cm} = (q_l + q_p) l_n k_{mp} \cdot \sin \alpha - q_l l_o k_{mp} \quad (3)$$

Для составления математической модели этого устройства составим его расчетную схему (рис. 3)

Для того чтобы удержать «нагруженный» участок оборванной ленты необходимо в точке A_1 приложить к ней силу $\bar{F}_x$ (рис. 3).

Эту силу можно вычислить простой заменой поверхности цилиндра соответствующим числом призм и исследуя процесс перетягивания каната через одно из ребер этой призмы [3].

В результате такого рассмотрения получаем известную формулу Эйлера

$$F_y = P_{cm} \cdot e^{-f\alpha}, \quad (4)$$

где e - основание натурального логарифма; f - коэффициент трения конвейерной ленты об эксцентрик.

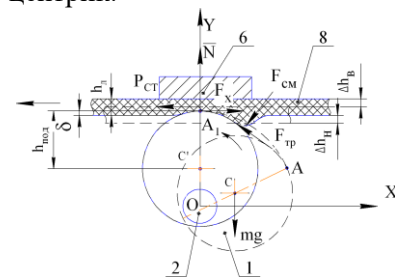


Рис. 3. Схема приложения сил при захвате ленты конвейера

Прикосновение оборванного конца ленты к эксцентрику приведет к тому, что стягивающая сила P_{cm} за счет сил трения заставит эксцентрик повернуться. Предельное положение эксцентрика определяется величиной расстояния OA_1 (при повороте его большая ось может принять вертикальное положение). При этом лента прижмется к верхней опоре, и она сожмется на величину δ , определенную силой N .

Для оценки величины этой силы воспользуемся принципом возможных перемещений. При выбранной как на рис. 4 системе

координат определяем координаты точек приложения сил

$$\begin{aligned} x_C &= OC \cdot \sin(\alpha_n) & y_C &= OC \cdot \cos(\alpha_n) \\ x_A &= (OC + R) \cdot \sin(\alpha_n) & y_A &= (OC + R) \cdot \cos(\alpha_n) \end{aligned} \quad (5)$$

где α_n - угол наклона оси эксцентрика к вертикали

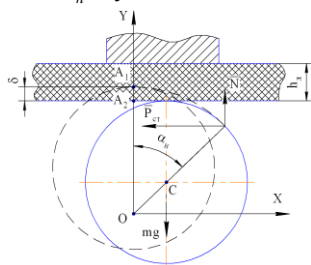


Рис. 4 Схема к расчету элементарных работ сил при взаимодействии оборванной ленты и эксцентрика

Из равенств (5) находим вариации соответствующих величин

$$\begin{aligned} \delta x_C &= OC \cdot \sin(\alpha_n) \cdot \delta \alpha_n & \delta y_C &= -OC \cdot \cos(\alpha_n) \cdot \delta \alpha_n \\ x_A &= (OC + R) \cdot \sin(\alpha_n) \cdot \delta \alpha_n & \delta y_A &= -(OC + R) \cdot \cos(\alpha_n) \cdot \delta \alpha_n \end{aligned} \quad (6)$$

Используя значения вариаций (6), записываем уравнение, которое выражает принцип возможных перемещений.

$$-mgOC \cdot \sin(\alpha_n) \delta \alpha_n - P_{cm} k_{mp} (OC + R) \cos(\alpha_n) \delta \alpha_n + N(OC + R) \sin(\alpha_n) \delta \alpha_n = 0. \quad (7)$$

Здесь учтено, что вариация $\delta \alpha_n < 0$ (угол уменьшается при повороте диска). При $\delta \alpha_n \neq 0$ и в первом приближении $P_{cm} = k_{mp} N$ из (7) находим

$$mg \cdot OC \cdot \sin(\alpha_n) = N \cdot (OC + R) \cdot (k_{mp} \cdot \cos(\alpha_n) - \sin(\alpha_n)) \quad (8)$$

где k_{mp} - коэффициент трения ленты об элементы конструкции конвейера при ее обрыве $k_{mp} \approx 0,3-0,7$.

Отсюда находим необходимое усилие захвата ленты устройством при ее поперечном порыве

$$N = \frac{m_1 g OC \operatorname{tg}(\alpha_n) + P_{cm} (OC + R) \cos(\alpha_n)}{(OC + R)(k_{mp} - \operatorname{tg}(\alpha_n))} \quad (9)$$

Из равенства (9) следует, что при уменьшении угла наклона оси эксцентрика от вертикали усилие захвата ленты устройством значительно увеличивается

$$\operatorname{tg}(\alpha_n) \rightarrow k_{mp} \quad k_{mp} - \operatorname{tg}(\alpha_n) \rightarrow 0 \quad N \rightarrow \infty$$

По величине заклинивающего усилия представляется возможным по известным методикам из курса сопротивления материалов определить прочностные параметры, как самого исполнительного органа, так и каркаса устройства

В режиме эксплуатационного режима работы конвейера элементы конструкции захватывающего устройства расположены на расстоянии от ленты с зазорами δ_1 и δ_2 для предотвращения износа ее обкладок (рис. 5).

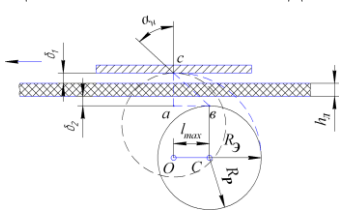


Рис. 5. Расчетная схема величины пути ленты во время захвата ее устройством

Максимальный радиус эксцентрика R_3 равен

$$R_3 = \delta_1 + \delta_2 + h_l + R_p. \quad (10)$$

При расположении оси вращения эксцентрика на горизонтальной оси ролика и при полном сжатии конвейерной ленты с учетом угла поворота его на 90° величина хода ленты в процессе ее захвата равна

$$l_{\max} = R_3 \quad (11)$$

Но при захвате ленты эксцентрик сжимает ее на величину не больше половины толщины h_l

$$R_3 = \delta_1 + \delta_2 + h_l + R_p - \frac{h_l}{2} = 2\delta_1 + R_p. \quad (12)$$

где R_p - радиус ролика.

При этом для упрощения расчетов принимаем, что $\delta_1 = \delta_2$.

Уменьшение угла поворота эксцентрика предотвращает его самопроизвольный поворот на больший угол и способствует более надежному захвату ленты.

Начальная скорость движения ленты после ее обрыва может быть определена по формуле

$$v = \frac{t - kt^2}{1 - kt} \cdot f_u g \sin \alpha \quad (13)$$

Все вместе эти аналитические выражения составляют математическую модель эксцентрикового улавливающего устройства ленты наклонного конвейера при ее поперечном порыве, по которым возможно определить все необходимые конструктивные параметры улавливающего устройства.

$$\begin{cases} P_{cm} = (q_l + q_p) \rho l_n \rho k_{mp} \rho \sin \alpha - q_l l_o k_{mp} \\ N = \frac{m_1 g \cdot OC \cotg(\alpha_n) + P_{cm} \rho (OC + R) \rho \cos(\alpha_n)}{(OC + R) \cdot (k_{mp} - tg(\alpha_n))} \\ l_{max} = k_3 \rho R_p \rho \sin \alpha_2; \quad v = \frac{t - k \rho t^2}{1 - k \rho t} \rho f_u \rho g \rho \sin \alpha. \end{cases} \quad (14)$$

Выводы. Для удержания ленты наклонного конвейера при ее поперечном обрыве необходимо при помощи исполнительной части улавливающего устройства приложить к ленте защемляющее усилие, превышающее в несколько раз стягивающее усилие.

При увеличении стягивающего усилия, действующего на ленту, увеличиваются и силы, сжимающие оборванный конец ленты и предотвращающие ее сход вниз.

Список литературы

1. Л.Г. Шахмистер, П.А. Ляшкевич, В.Г. Фохтин. Ловители для наклонных ленточных конвейеров. М. ЦНИЭИуголь, 1972.г
2. Т.В. Александрова. Эксцентриковый пристрій для уловлювання конвеєрної стрічки. Патент на корисну модель UA 25472 B65G 43/00 Бюл.№12 2007 р.
3. Л.Г. Лойцянский, А.И. Лурье. Курс теоретической механики. Том 2. Динамика. М. «Наука». 1983 г. Стр. 172.

Рукопись поступила в редакцию 16.03.12

УДК 621.002.5

Л.А. БУГАЙ, ст.преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРОБЛЕМЫ И ПУТИ ВОЗРОЖДЕНИЯ ГОРНОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ КРИВБАСА

Предложены технологические методы повышения эксплуатационных характеристик поверхностей деталей машин и механизмов горной промышленности.

Постановка проблемы. Продукция отечественного производителя горного оборудования Кривбасса интенсивными темпами вытесняется зарубежными производителями буровой техники. В решении этой проблемы большую роль играет повышение качества продукции горного машиностроения путем непрерывного совершенствования конструкций и технологии изготовления буровой техники. В связи с этим непрерывно совершенствуются технологические процессы изготовления деталей, срок их службы во многом зависит и от состояния рабочей поверхности после ее формирования. Одним из методом окончательной обработки деталей является шлифование, которое, обеспечивая высокую точность изготовления, часто вызывает на шлифуемых поверхностях деталей появление шлифовочных трещин и прижогов. Это приводит к нерациональному использованию ресурса инструмента и ухудшению качества поверхностного слоя обрабатываемой заготовки и изыскание способов их устранения. Одним из таких решений является применение прерывистого шлифования.

Анализ публикаций. В соответствии с современными тенденциями развития технологии машиностроения, предусматривающими повышение производительности, точности и качества обработки, все большее значение приобретает процесс шлифования - один из важнейших способов обработки резанием. Широкому распространению шлифования способствует разработка новых высокопроизводительных абразивных материалов, инструментов и методов обработки. При этом шлифование становится конкурентом таким методам лезвийной обработки, как точение и фрезерование. Обработку ряда весьма точных поверхностей нужно производить преимущественно лишь абразивными инструментами. Тем не менее, процесс шлифования, являющийся финишным этапом обработки деталей машин и механизмов, в результате, которого происходит окончательное формирование поверхностного слоя, изучен не в полной мере. К основным проблемам, связанным с их обработкой, можно отнести адгезию, диффузию и химическое вза-

имодействие обрабатываемого и обрабатывающего материалов под действием высоких температур, возникающих в зоне резания. Это приводит к нерациональному использованию ресурса инструмента и ухудшению качества поверхностного слоя обрабатываемой заготовки. Устранению шлифовочных дефектов препятствуют неизбежные колебания припуска в связи с погрешностями от предшествующих операций механической обработки, коробления изделий, вызванные многократными высокотемпературными нагревами при химико - технической обработке, колебания шпинделя от дисбаланса шлифовального круга и наличие других факторов, зависящих от природы самого процесса шлифования. Обеспечение заданного качества поверхностного слоя заготовки при шлифовании в настоящее время для каждого конкретного случая решается опытным путем - подбором условий обработки, которые не всегда оказываются достаточно производительными и экономичными. При дальнейшем развитии технологии шлифования повышение качества и производительности обработки возможны лишь на базе теории, описывающей основные закономерности оптимизации процесса шлифования и их связи с формированием свойств поверхностного слоя заготовок. Это позволит управлять процессом шлифования с целью обеспечения заданного качества обработки при возможно большей производительности, а также определить пути интенсификации процессов и расширения их технологических возможностей. В связи с этим разработка научных основ создания высокопроизводительного бездефектного шлифования металлов и сплавов на базе новых технических решений представляет актуальную научно-техническую проблему, имеющую важное народнохозяйственное значение, решение которой позволит получить значительный экономический эффект как в сфере производства, так и в сфере применения изделий машиностроения. Одним из таких решений является применение прерывистых шлифовальных кругов, обеспечивающих подачу смазочно-охлаждающей технологической среды непосредственно в зону резания через впадины, расположенные на их рабочей поверхности.

Постановка задания. На основе анализа выявлено, что с помощью прерывистого шлифования, возможно, повысить эксплуатационные характеристики поверхностей деталей машин и механизмов горной промышленности.

Основной материал. Надежность машины отражает свойство сохранять требуемые качественные показатели в течение всего периода ее эксплуатации. Причинами, вызывающими появление внезапных отказов работы отдельных деталей машин, являются: наличие на рабочих поверхностях деталей шлифовочных трещин и прижогов, износ поверхностей и т.д. Происходящие в поверхностных слоях деталей усталостные явления играют особую роль в протекании процессов старения и разрушения металла при эксплуатации. Поэтому состояние поверхностного слоя, которое формируется в основном на стадии финишных операций, определяет интенсивность износа, величину контактных деформаций, усталостные и коррозионные процессы. Разрушение деталей в большинстве случаев начинается с поверхности и зависит от ее состояния. Влияние поверхностного слоя материала деталей на эксплуатационные характеристики связано с наличием избыточной поверхностной энергией, так как молекулы и атомы, находящиеся у поверхности, имеют свободные связи, способствующие протеканию явлений адсорбции, когезии, адгезии и других видов взаимодействия с окружающей средой. В процессе обработки под воздействием сил резания и высоких температур в поверхностном слое возникает ряд побочных явлений, изменяющих свойства материала. Основными параметрами, характеризующими эксплуатационные свойства деталей, являются: геометрия поверхности (шероховатость, волнистость и отдельные поверхностные дефекты); напряженность поверхностных слоев материала деталей, возникающая в макро - и микрообъемах; структура поверхностного слоя, сформированная в условиях пластической деформации, высоких температур, окислительных процессов и других воздействий.

Для устранения шлифовочных дефектов – прижогов и трещин - необходимо изыскать метод, позволяющий управлять теплонапряженностью процесса шлифования. На машиностроительных заводах эта задача решается в основном подбором режимов резания и характеристик шлифовальных кругов. Исследования тепловых явлений, возникающих в зоне контакта шлифовального круга с обрабатываемой деталью, показали, что предельное состояние температурного поля (тепловое насыщение) поверхностей наступает не сразу. Если длительность нагрева элементарной площадки на поверхности детали будет меньше времени достижения теплового насыщения, то температура в зоне контакта не успеет подняться до своих максимальных значений и может быть ограничена. Ограничение температуры может быть обеспечено путем периодического возобновления и прерывания процесса нагрева, пока температура поверхности не достигла максимального критического значения.

Такой нестационарный тепловой режим шлифования открывает принципиально новую возможность управления температурами в зоне контакта за счет периодического прерывания процесса шлифования. Этот процесс можно осуществить абразивно-алмазными кругами, имеющими на рабочей поверхности ряд чередующихся выступов и впадин определенной протяженности, представленных на рис. 1.

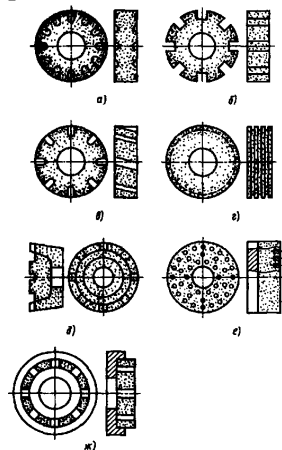


Рис. 1. Круги с прерывистой рабочей поверхностью: а - выточками; б - прямыми пазами; в - наклонными пазами; г - кольцевыми канавками; д - пазами на торце; е - отверстиями; ж - сегментные

Длина выступа должна быть определена с учетом временной зависимости максимальной температуры и длительности процесса шлифования. Исследования показали, что динамика распределения температурных полей при сплошном и прерывистом шлифовании с прямоугольной и синусоидальной формами тепловых импульсов разная. Температура поверхности при шлифовании прерывистым кругом снижается примерно на 30...40 %. Экспериментальные значения температур при шлифовании образцов из стали 12Х2Н4А сплошным кругом в зоне резания составляет 600°C; а кругом с прерывистой рабочей поверхностью 300°C. Экспериментальные исследования проводились при режимах резания: глубина резания 0,04 мм, продольная подача 0,1 м/с, сила резания $P_z = 3$ Н/мм; диаметр круга 200 мм. От конструктивного выполнения параметров прерывистых кругов существенно зависят термический цикл, теплонапряженность процесса, износ кругов и их режущая способность.

Постоянная степень понижения температуры в зоне контакта достигается за счет одинакового отношения протяженности режущих выступов и следующих за ним впадин. Практика использования прерывистых кругов на машиностроительных заводах показала, что для обеспечения требуемой размерной стойкости длина режущих выступов должна быть больше длины паза круга. Для черновых операций шлифования, рекомендуется длина режущего выступа не должна быть меньше 10мм. При чистовом шлифовании ограничений по длине режущего выступа нет. Прерывистость режущей поверхности создает благоприятные условия для подвода СОЖ и отвода отходов шлифования. Снижается температура в зоне резания. Все это повышает режущие свойства круга, улучшает качество шлифуемой поверхности.

Выводы. Применение прерывистых кругов показывает, что новые технические решения в области абразивной обработки прерывистыми инструментами позволяют более рационально использовать материальные, сырьевые, трудовые и энергетические ресурсы.

Список литературы

1. Абразивная и алмазная обработка материалов. Справочник / Под ред. **А.Н. Резникова**. -М.: Машиностроение, 1977. - 391 с.
2. **Алексеев Н.С.** Влияние зернистости кругов на некоторые показатели шлифования // Вестник машиностроения. 2003. № 4. С. 66 - 69.
3. Технология машиностроения : В 2 т. Т.1. Основы технологии машиностроения: Учебник для вузов / **В.М. Бурицев, А.С.Васильев, А.М.Дальский** и др.; Под ред. **А.М.Дальского**. – 2-е изд., стереотип. – М.: Изд-во МГУ им. Н.Э.Баумана, 2001.- 564с., ил.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 622.678.53

В.А. ПУСТОВОЙ, А.И. МИРОНЕНКО, З.Н. ВЕГЕРА ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ПРИМЕНЕНИЕ МОДЕРНИЗИРОВАННОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ ДЛЯ СКИПОВОГО ПОДЪЕМА ШАХТЫ «ЗАРЯ» ПАО «КЖРК»

Обоснована необходимость замены скиповой подъемной машины шахты «Заря». Изложены технические решения и преимущества новой модернизированной подъемной машины. Намечены перспективы разработки аналогичных подъемных машин для шахт Кривбасса. Ил. 1. Библиогр: 3 назв.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В шестидесятые годы, в период наращивания производственной мощности подземного Кривбасса построены шахты

«Заря» бывшего рудоуправления им. Коминтерна и шахта «Гигант-Глубокая» бывшего рудоуправления им. Дзержинского.

Обе шахты были оборудованы мощными многоканатными подъемными машинами производства фирмы АСЕА (Швеция), рассчитанными на подъем скипов грузоподъемностью 50 т с глубины 1500 м [1]. Подъемные машины успешно эксплуатировались на шахте «Гигант-Глубокая» до 1983 г., на шахте «Заря» – до настоящего времени.

Подъемная машина шахты «Гигант-Глубокая» в 1983 г. заменена на новую многоканатную машину МК 4×8 отечественного производства (завод-изготовитель НКМЗ, г. Краматорск). В качестве привода подъемной машины используются два электродвигателя постоянного тока мощностью по 5000 кВт.

Подъемная машина шахты «Заря» в связи с интенсивной работой и длительным сроком эксплуатации физически изношена, морально устарела и поэтому остро стоит вопрос ее замены. Новая подъемная машина должна качественно отличаться от существующей по механическим, энергетическим и другим показателям.

Анализ исследований. Конструктивным прототипом может быть многоканатная подъемная машина ЦШ5×4 КД разработанная НПФ «МИДИЭЛ» (г. Донецк) для скипового подъема шахты им. Ленина в 2008 г. Указанная подъемная машина рассчитана на подъем скипов грузоподъемностью 35 т. Для условий шахты «Заря» необходима разработка новой машины на возможность подъема скипов грузоподъемностью 50 т.

Постановка задачи. По договору с ПАО «Кривбассжелезрудком» институт «Кривбасспроект» разрабатывает рабочий проект замены существующей скиповой подъемной машины шахты «Заря». Поставлена задача о применении новой модернизированной подъемной машины, отвечающей последним достижениям в области рудничного подъема. Подъемная машина должна быть оборудована современным электроприводом, дисковыми тормозами, надежной системой управления, иметь возможность установки ее на существующие фундаментные опоры без их существенной реконструкции (рис. 1).

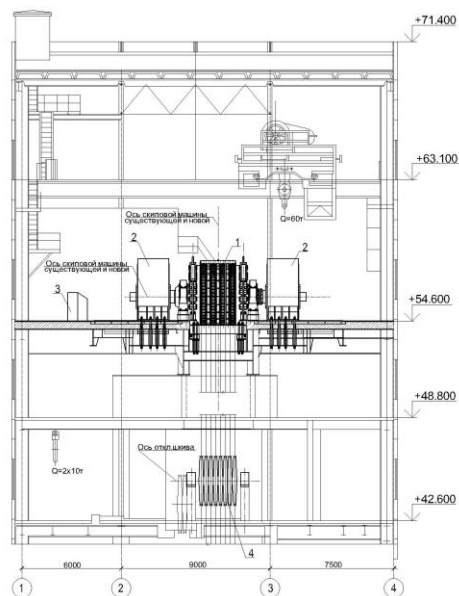


Рис. 1. Установка подъемной машины ЦШ 5×8КД 1 - подъемная машина; 2 - электродвигатель; 3 - маслостанция (2шт.); 4 - отклоняющий шкив

Изложение материала и результаты. Согласно произведенным расчетам в качестве привода подъемной машины можно использовать специальный синхронный тихоходный электродвигатель мощностью 7200 кВт. В процессе проработок было установлено, что наиболее рациональным является электропривод, состоящий из двух электродвигателей мощностью по 3600 кВт. Применение двух электродвигателей упрощает их установку, обеспечивает равномерную нагрузку на оба конца главного вала, позволяет работу с половинной загрузкой скипа в случае выхода из строя одного из электродвигателей. Предположительно, что и электродвигатель и преобразователь будут производства фирмы АВВ (Швеция). Одной из особенностей электродвигателя является консольная установка ротора на валу подъемной машины. Оба конца вала выполняются коническими, что позволит с помощью специального гидравлического инструмента легко монтировать и демонтировать ротор электродвигателя, при этом достигается требуемый натяг для передачи необходимого крутящего момента.

Рекомендуемая система вал подъемной машины - ротор электродвигателя имеет только две подшипниковые опоры. Это повышает надежность и долговечность подъемной машины и существенно снижает эксплуатационные расходы. Кроме того, такая конструкция электродвигателя значительно упрощает его монтаж, обслуживание и ремонт по сравнению с традиционными двигателями на двух опорах и даже по сравнению с электродвигателями постоянного тока.

Проектом решаются вопросы реконструкции перекрытия на отм. +54.600 (отметка расположения машины) в части демонтажа балок на месте расположения существующих двух редукторов и четырех электродвигателей, последующего усиления и установки новых балок под электродвигатели. Для возможности перемещения статора электродвигателя (при ремонте ро-

тора) в фундаменте устанавливается направляющая плита. Перемещение статора будет производиться с помощью гидравлических домкратов.

Тормозная система подъемной машины включает в себя исполнительный орган (24 модуля) и маслостанцию (2 шт.). Каждый модуль состоит из двух тормозных элементов, охватывающих диск (реборду канатоведущего шкива). Колодки тормоза прижимаются к диску тарельчатыми пружинами, а отжимаются гидравлическими цилиндрами. Управление тормозными элементами будет производиться с помощью гидравлической станции тормоза, которая включает:

два основных насоса с электродвигателями переменного тока;

устройства для режима спуска сосуда под действием собственной массы для обеспечения ручного растормаживания при отсутствии основного питания, в т.ч. вспомогательный маслосос с электродвигателем постоянного тока, питание которого производится от аккумуляторной батареи с зарядным устройством. Гидравлическая станция управляет тормозами при рабочем и предохранительном торможении.

Дисковое тормозное устройство рабочего и предохранительного торможения фирмы ABB с системой управления и защиты полностью удовлетворяет требованиям техники безопасности [3] и выгодно отличается от традиционных колодочных, а именно:

имеет высокую степень автоматизации на базе микропроцессорного контроллера подъема;

обеспечивает предоставление информации на персональный компьютер оператора, диагностику неисправностей, контроль цепи защиты, выполнение периодических тестовых проверок подъема, учет наработки подъемной установки и ряд других функций;

реализовано автоматическое регулирование предохранительным торможением с контролем замедления;

достигается снижение динамических нагрузок и соответственно повышение срока службы основных элементов подъемной установки;

существенно повышается точность остановки скипа за счет быстрого действия тормоза, следовательно, и точность отработки цикла;

обеспечивается высокая ремонтоспособность за счет многоэлементности;

обеспечивается режим гравитационного спуска, позволяющий опустить подъемный сосуд под действием силы тяжести на нижний горизонт при исчезновении питания на приводе подъемной машины;

проще в наладке и управлении;

силы прижатия тормозных колодок к диску взаимно уравниваются и не нагружают канатоведущий шкив радиальными усилиями;

плоская поверхность тормозной колодки менее подвержена тепловой деформации, тормозное поле имеет благоприятные условия охлаждения как конвекционным путем, так и путем излучения;

тепловое расширение диска практически не влияет на эффект торможения;

ремонт рабочей поверхности плоского диска для восстановления требуемой ее чистоты более легко выполним, чем ремонт цилиндрического тормозного обода.

Канатоведущий шкив представляет сварную конструкцию из листовой низколегированной стали 09Г2С, имеющей высокие физико-механические свойства. Отклоняющий шкив состоит из 8 одноручьевых шкивов из которых семь с подшипниками качения, посаженные на вал, а один шкив жестко закреплен на валу машины. Опорные части отклоняющего шкива позволяют установить его на существующий постамент на отм. 42.600.

Система управления подъемной машины обеспечит требуемую производительность и возможность управления в следующих режимах: автоматический, ручной, ревизия ствола, ревизия канатов, ликвидация переподъема скипа.

С целью минимальной остановки подъема по выдаче руды, замену машины предусматривается произвести в четыре этапа. На первом этапе демонтировать один привод (редуктор и два электродвигателя) со стороны монтажного проема. В этот период подъем работает на втором приводе, с нагрузкой скипов не более 25 т, производится демонтаж старых балок и установка новых балок под электродвигатель. Во втором этапе (полная остановка подъема) производится демонтаж второго привода, канатоведущего и отклоняющего шкивов, группы Г-Д. После этого приступают к монтажу нового канатоведущего шкива, электродвигателя, преобразователя, маслостанций, отклоняющего шкива, производят наладку подъемной машины в режиме работы с

50% загрузкой скипа. На третьем этапе производится реконструкция перекрытия под второй электродвигатель. На четвертом этапе (полная остановка подъема) производится установка второго электродвигателя, производится наладка подъемной машины и сдача ее в эксплуатацию.

Выводы. Применение модернизированной многоканатной подъемной машины ЦШ 5×8КД для скипового подъема шахты «Заря» позволит обеспечить требуемую годовую производительность подъема, повысить надежность работы всего подъемного комплекса, уменьшить расход электроэнергии (за счет увеличения к.п.д.), улучшить условия труда обслуживающего персонала.

Положительный опыт эксплуатации подъемной машины ЦШ 5×8КД на шахте «Заря» позволит в перспективе разработать и изготовить аналогичную машину для шахты «Юбилейная» ПАО «Евраз Суха Балка», шахты «Родина» ПАО «Кривбассжелезрудком», шахт «Первомайская № 1 и № 2» ПАО «СевГОК».

Список литературы

1. Бежок В.Р., Дворников В.И. и др. Шахтный подъем. Донецк, Юго-Восток, – 2007.
 2. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Москва «Недра» – 1977.
 3. Шахтные многоканатные подъемные установки Швеции. Харьков, Укргипрошахт – 1957.
- Рукопись поступила в редакцию 20.02.12
УДК 622.271:622.684

Ю.А. МОНАСТИРСЬКИЙ., А.В. ВЕСНІН, кандидати техн. наук, доц., В.О. СІСТУК, аспірант ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОБГРУНТУВАННЯ УПРАВЛІННЯ ОБЕРТАННЯМ ВЕДУЧИХ КОЛІС КАР'ЄРНИХ АВТОСАМОСКИДІВ ДЛЯ СТВОРЕННЯ ДОДАТКОВОГО ПОВОРОТНОГО МОМЕНТУ

Представлена методика визначення радіусу повороту кар'єрних автосамоскидів з трансмісією «змінно-змінного струму» з урахуванням виникнення додаткового поворотного моменту при відповідному розподілі кутових швидкостей між ведучими колесами задньої осі.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. В зв'язку з інтенсивним заглибленням кар'єрів Криворізького регіону, що призводить до зменшення розмірів робочих та маневрових площадок, підвищення маневрових характеристик кар'єрних автосамоскидів набуває вагомого значення. В той же час, сучасний розвиток машинобудування характеризується переходом на серійний випуск та експлуатацію великовантажних автосамоскидів з трансмісією «змінно-змінного струму», яка дає технічну можливість безступінчасто управляти крутним моментом, швидкістю та напрямком обертання тягових електродвигунів окремого ведучого колеса. Тому обґрунтування цієї можливості для поєднання кінематичного (за рахунок передніх керованих коліс) та динамічного (за рахунок різниці швидкостей коліс задньої вісі) способу управління поворотом з метою зменшення радіусу повороту кар'єрних автосамоскидів становиться актуальною задачею.

Аналіз досліджень та публікацій. Для покращення стійкості, керованості, маневреності та запобігання росту бокового ковзання на легкових автомобілях в теперішній час застосовують системи динамічної стабілізації (ESP, DSC, ESC, ASC, PSM в залежності від фірми-виробника), одна з функцій якої - перерозподіл крутного моменту між колесами різних бортів, що по суті є одним із варіантів використання комбінованого повороту для машини з жорсткою рамою - кінематичного та бортового. Окрім того, відомі нетрадиційні виконання рульового керування [5], гідрооб'ємні механізми повороту [3], робота яких направлена на блокування заднього ведучого колеса або колеса відповідного борта для підвищення показників маневреності машини. Теоретичні дослідження зазначених способів управління [1,3,5] не можуть з достатньою точністю описати процес повороту великовантажних машин.

Постановка задачі. Метою дослідження є визначення характеристик повороту кар'єрного автосамоскиду при роздільному управлінні обертанням ведучих коліс. Для досягнення поставленої мети необхідно встановити залежність радіусу повороту від регулюючих параметрів управління поворотом кар'єрного автосамоскиду.

Викладення матеріалу та результати. Внаслідок стисненості робочого простору глибоких кар'єрів маневрування автосамоскидів в тупикових вибоях характеризується, як правило, сталим поворотом, з радіусами, близькими до мінімального, малими постійними швидкостями (3-5 км/год) при відсутності етапів входу та виходу з повороту. Для сталого режиму повороту схема сил, що виникають в контактні коліс машини з опорною поверхнею, показана на рис. 1.

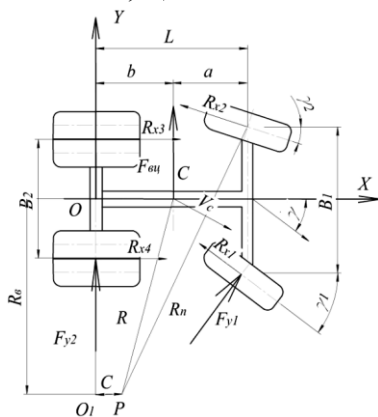


Рис. 1. Схема сил, що діють на колісну машину при сталому повороті

Вектори повздовжніх реакцій коліс передньої вісі направлені від напрямку руху машини, задньої – в напрямку повороту. При цьому перерозподіл повздовжніх реакцій між бортами відбувається на користь коліс зовнішнього до центру повороту борта.

Величина повздовжніх реакцій кожного колеса та бокових сил, що діють на передню та задню вісь, буде залежати від розподілу вертикального навантаження між колесами на повороті, який при сталому повороті на невеликій швидкості та при максимальних кутах повороту передніх коліс невеликий, тому зазвичай приймається

$$R_{z1i} = \frac{mgb}{2L}; \quad R_{z2i} = \frac{mga}{2L}$$

де R_{z1i} , R_{z2i} – вертикальні реакції i-го колеса передньої та задньої вісі відповідно, Н; m – маса автосамоскиду, кг; a , b – координати центру мас машини, м; L – колісна база, м.

З урахуванням жорсткості пневмогідролічної підвіски кар'єрного автосамоскиду величина вертикальних реакцій

$$R_{z1i} = \frac{m \cdot g \cdot b}{2 \cdot L} \pm \frac{C_{p1} \cdot V_c^2}{g \cdot R_k \cdot 4,6 \cdot B_1}; \quad R_{z2i} = \frac{m \cdot g \cdot a}{2 \cdot L} \pm \frac{C_{p2} \cdot V_c^2}{g \cdot R_k \cdot 4,6 \cdot B_2},$$

де C_{p1} , C_{p2} – кутова жорсткість передньої та задньої підвіски відповідно, Н·м/рад; R_k – відстань від миттєвого центру повороту до середини задньої вісі, м; V_c – швидкість центру мас автосамоскиду, м/с; B_1 , B_2 – колія передніх та задніх коліс відповідно, м.

Кутова жорсткість підвіски передньої та задньої вісі відповідно

$$C_{p1} = C_{e1} \cdot \frac{B_1^2}{2}; \quad C_{p2} = C_{e2} \cdot \frac{B_2^2}{2},$$

де C_{ei} – вертикальна жорсткість передньої та задньої підвіски, Н/рад.

Після проведення математичних перетворень з урахуванням методики, яка лежить в основі програмного забезпечення («Гідропневмоциліндр») [2], що використовується на заводі-виробнику кар'єрної техніки ВАТ «БелАЗ», була отримана залежність вертикальної жорсткості підвіски від її конструктивних параметрів та особливостей навантажень на шини автосамоскиду

$$C_{ei} = \frac{\sum_{i=1}^2 G_{ui} \cdot 22 \cdot n \cdot l_o^{\alpha_n} \cdot G_{ui} \cdot \alpha_n \cdot U}{\sum_{i=1}^2 G_{ui} \cdot 22 \cdot (l_o + X_i)^{\alpha_n+1} + G_{ui} \cdot n \cdot U \cdot l_o^{\alpha_n} \cdot r_k^2}$$

де G_{ui} – вертикальне навантаження на шини передніх і задніх коліс, Н; n – кількість шин колеса, l_o – приведена висота стовба газу, м; α_n – показник політропи азоту; U – передаточне число підвіски; X_i – хід штоку циліндрів передньої та задньої підвісок, м; r_k – кінематичний радіус колеса, м.

Відомо, що радіус повороту колісної машини є відстанню від миттєвого центру повороту до колії переднього зовнішнього колеса, положення якої визначається напрямом його вектора швидкості. Сили бокового уводу, які виникають на повороті, визивають відхилення напрямку векторів швидкостей як окремих коліс, так і векторів швидкостей осей, за рахунок чого виникають кути силового уводу осей та зміщення центру повороту у відповідності до співвідношення між кутами уводу.

Відстань від центру повороту до середини повздовжньої вісі для кінематичного способу управління поворотом з додатковим безступінчастим регулюванням обертання ведучих коліс може бути визначена

$$R_e = \frac{L}{\operatorname{tg}(\gamma - \delta_{e1}) + \operatorname{tg}(\delta_{e2})} - \frac{B_1}{2} \cdot \frac{\omega_3 - \omega_4}{\omega_3 + \omega_4} \quad (1)$$

де γ_1 - середній кут повороту керованих коліс, град.; δ_{e1}, δ_{e2} - кути уводу передньої та задньої вісі відповідно, рад; ω_3, ω_4 - кутові швидкості внутрішнього та зовнішнього до центру повороту колеса відповідно, рад/с.

У випадку кінематичного повороту кар'єрного автосамоскиду з розподілом крутного моменту на ведучих колесах за принципом електричного диференціалу друга складова виразу (1) дорівнюватиме нулю, а при додатковому блокуванні заднього внутрішнього до центру повороту колеса з одночасним контролем по буксуванню буде відбуватися зниження радіусу повороту в залежності від відношення кутових швидкостей коліс задньої вісі ω_4/ω_3 , яке представляє собою основний регулюючий параметр управління поворотом.

Кути силового уводу передньої та задньої вісі визначаються з рівняння пружних зв'язків, рад

$$\delta_{o1} = \frac{F_{y1}}{K_{\delta1} + K_{\delta2}}; \delta_{o2} = \frac{F_{y2}}{K_{\delta3} + K_{\delta4}}$$

де F_{y1}, F_{y2} - бокова сила на передню та задню вісь відповідно, Н; $K_{\delta i}$ - відкорегований коефіцієнт опору боковому уводу шини за відомої з теорії руху колісних машин методики [4]

$$K_{\delta i} = K_{\delta i} \cdot q_{xi} \cdot q_{zi} \cdot q_{\varphi i}$$

де $K_{\delta i}$ - коефіцієнт опору боковому уводу радіальної шини, який за відсутністю експериментальних даних знаходиться з емпіричної формули, Н/рад

$$K_{\delta i} = 780 \cdot (d + 2 \cdot b_{ui}) \cdot b_{ui} \cdot (p_{ui} + 98),$$

де d - посадковий діаметр шини, м; b_{ui} - ширина профілю шини, м; p_{ui} - внутрішній тиск шини, кПа.

Коефіцієнти корекції мають вигляд:

за повздовжньою реакцією

$$q_{xi} = \sqrt{1 - \left(\frac{R_{xi}}{\varphi \cdot R_{zi}} \right)} / \left(1 + 0,375 \cdot \frac{R_{xi}}{R_{zi}} \right),$$

де R_{xi} - повздовжні реакції коліс, Н; φ - коефіцієнт зчеплення; за нормальною реакцією

$$q_{zi} = 2,4 \cdot \left(\frac{R_{zi}}{G_{ui}} \right) - 1,8 \cdot \left(\frac{R_{zi}}{G_{ui}} \right)^2 + 0,4 \cdot \left(\frac{R_{zi}}{G_{ui}} \right)^3,$$

За зчіпними властивостями поверхні

$$q_{\varphi} = \left[1 + (15 \cdot \varphi)^{-1} \right]^{-1}.$$

Рух автосамоскида для розглянутої схеми повороту (рис.1) описується системою рівнянь

$$\left. \begin{aligned} R_{x3} + R_{x4} - R_{x1} \cdot \cos \gamma_1 - R_{x2} \cdot \cos \gamma_2 - F_{y1} \cdot \sin \gamma &= m \cdot \frac{dV_{cx}}{dt} \\ F_{y2} - R_{x1} \cdot \sin \gamma_1 - R_{x2} \cdot \sin \gamma_2 + F_{ay} + F_{y1} \cdot \cos \gamma &= m \cdot \frac{dV_{cy}}{dt} \\ (R_{x1} - R_{x2}) \cdot \frac{B_1}{2} - (R_{x3} - R_{x4}) \cdot \frac{B_2}{2} + b \cdot F_{ay} - L \cdot F_{y1} &= I \cdot \frac{d\omega}{dt} \end{aligned} \right\}, \quad (2)$$

де $R_{x1}, R_{x2}, R_{x3}, R_{x4}$ - повздовжні реакції, що діють з боку опорної поверхні на колеса автосамоскиду, Н; $F_{вц}$ - відцентрова сила, що виникає на повороті, Н; γ_2, γ - кути повороту внутрішнього, зовнішнього до центру повороту колеса, град.; V_{cx}, V_{cy} - проекції вектора швидкості центра мас машини на координатні вісі, м/с; ω - кутова швидкість повороту, рад/с; I - момент інерції маси машини відносно вертикальної вісі, кг·м².

При сталому повороті ($V_c = \text{const}, d\omega/dt = 0$) рівняння руху (2) перетворюються в рівняння рівноваги

$$\left. \begin{aligned} R_{x3} + R_{x4} - R_{x1} \cdot \cos \gamma_1 - R_{x2} \cdot \cos \gamma_2 - F_{y1} \cdot \sin \gamma &= 0 \\ F_{y2} - R_{x1} \cdot \sin \gamma_1 - R_{x2} \cdot \sin \gamma_2 + F_{ay} + F_{y1} \cdot \cos \gamma &= 0 \\ (R_{x1} - R_{x2}) \cdot \frac{B_1}{2} - (R_{x3} - R_{x4}) \cdot \frac{B_2}{2} + b \cdot F_{ay} - L \cdot F_{y1} &= 0 \end{aligned} \right\}$$

У свою чергу, сумарні бокові сили, що діють на повороті, можуть бути визначені з рівнянь рівноваги з урахуванням відомої формули для відцентрової сили, Н

$$\begin{aligned} F_{y1} &= m \cdot \frac{V_a^2 \cdot b}{L \cdot R_k} + (R_{x2} - R_{x1}) \cdot \frac{B_1}{2 \cdot L} + (R_{x3} - R_{x4}) \cdot \frac{B_2}{2 \cdot L} \\ F_{y2} &= m \cdot \frac{V_a^2 \cdot a}{L \cdot R_k} - \left[(R_{x2} - R_{x1}) \cdot \frac{B_1}{2 \cdot L} + (R_{x4} - R_{x3}) \cdot \frac{B_2}{2 \cdot L} \right], \end{aligned}$$

де R_k - кінематичний радіус повороту, м.

$$R_k = L / \tan(\gamma).$$

Отже, бокова сила складається з поперечної складової відцентрової сили та перерозподілу по-вздовжніх реакцій між колесами колісної машини, внаслідок якого виникає поворотний момент

$$M_n = (R_{x3} - R_{x4}) \cdot \frac{B_2}{2} + (R_{x2} - R_{x1}) \cdot \frac{B_1}{2}$$

Величина повздовжніх реакцій для коліс веденої вісі з відомої формули, Н

$$R_{xi} = f R_{zi},$$

де f - коефіцієнт опору кочення.

Для ведучої вісі, Н

$$R_{xi} = \frac{M_{kpi}}{r_d} - f \cdot R_{zi}$$

де r_d - динамічний радіус колеса, м.

З метою отримання числових значень динамічного радіусу колеса кар'єрного автосамоскиду, було проведено вимірювання контурів передніх коліс споряджених нерухомих автосамоскидів САТ-785С вантажопідйомністю 137 т, та БелАЗ-75145 (120т) в умовах гірничотранспортного цеху ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», на яких використовуються шини 33.00R51 виробництва Michelin.

У режимі заблокованого внутрішнього до центру повороту заднього колеса без значного ковзання останнього повздовжня реакція на колесі змінює свій напрям на протилежний, та буде визначатися з виразу

$$R_{x4} = -f \cdot R_{z4}.$$

З урахуванням ковзання

$$R_{x4} = R_{z4}.$$

Тому величина поворотного моменту при управлінні поворотом за комбінованою схемою

$$M_n = (R_{x3} + R_{x4}) \cdot \frac{B_2}{2} + (R_{x2} - R_{x1}) \cdot \frac{B_1}{2}$$

Виходячи з наведеної методики, остаточно вираз для радіусу повороту буде мати вигляд

$$R_n = \frac{\frac{L}{\tan(\gamma - \delta_{e1}) + \tan(\delta_{e2})} - \frac{B_1}{2} \cdot \frac{\omega_3 - \omega_4}{\omega_3 + \omega_4} + \frac{B_1}{2}}{\cos(\gamma - \delta_{e2})}$$

Отже, при регулюванні величини кутових швидкостей ведучих коліс додатковий поворотний момент виникає при збільшенні різниці між крутними моментами зовнішнього та внутрішнього до центру повороту колеса кар'єрного автосамоскиду аж до блокування останнього, що призводить до покращення показників маневреності машини.

Для автосамоскиду БелАЗ-7513 мінімальний радіус повороту зменшується з 13,0 до 11,0 м при блокуванні внутрішнього до центру колеса при повороті на кар'єрному ґрунті з коефіцієнтом зчеплення 0,65.

Висновки. В результаті проведених теоретичних досліджень встановлена залежність радіусу повороту від регулюючого параметру управління поворотом кар'єрного автосамоскиду – відношення кутових швидкостей ведучих коліс. Розрахунками встановлено, що регулювання величини обертання ведучих коліс при фіксованих кутах повороту керованих дозволяє змен-

шити мінімальний радіус повороту при маневруванні автосамоскидів в вибоях для автосамоскидів БелАЗ серії 7513 з 13,0 до 11,0 м (на 15,3%) в режимі заблокованого внутрішнього колеса.

Список літератури

1. Гречко Л. П., Бобешко А. А., Подригало М. А. Теоретическое и экспериментальное исследование систем повышения маневренности колесных тракторов // Материалы IV-й международной научно-технической конференции «Автомобильный транспорт: Проблемы и перспективы». – Севастополь: СевГТУ. – 2000. – с. 45-47.
2. Карьерные самосвалы особо большой грузоподъемности. Проектирование, технологии, маркетинг / П.Л.Мариев [и др.]. – Минск: Интерграфполиграф, 2008. – 320с.
3. Котиев Г. О., Горелов В. А., Чернышев Н. В. Математическая модель криволинейного движения автомобиля с колесной формулой 8×8 при различных способах управления поворотом // Журнал Ассоциации Автомобильных инженеров. – 2009. – № 2 (55). – С. 34 – 39.
4. Смирнов А.Г. Теория движения колесных машин: Учеб. 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; [Место защиты: ЮУрГУ]. – Челябинск, 2011. – 35с.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 621.165: 622

О. В. БОНДАР, ст. викладач, К. В. НОВІКОВ, студент,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ОСЛАБЛЕННЯ РІЗЬБОВОГО З'ЄДНАННЯ НА ПРАЦЕЗДАТНІСТЬ СТАЦІОНАРНИХ РОТОРНИХ МАШИН

Виявлено фактори, що впливають на працездатність СРМ. Проведено моделювання та аналіз МКЕ в системі SW Simulation CPM. Проведено розрахунок величини додаткових навантажень, від дії неконтрольованих експлуатаційних факторів та встановлено граничні значення допустимих навантажень. Виявлено залежність впливу ослаблення різьбових з'єднань на зміну пружно-інерційних характеристик конструкції.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Стационарні роторні машини (СРМ) є допоміжним обладнанням, але від його працездатності та надійності залежить виробничий процес всього гірничодобувного комплексу. Вихід з ладу СРМ приводить до порушення графіку виконання робіт, а іноді й до повної зупинки комплексу.

Аналіз досліджень і публікацій. Існує велика кількість неконтрольованих експлуатаційних факторів, що впливають на працездатність та ресурсні характеристики СРМ. За результатами статистичного аналізу працездатності СРМ за коефіцієнтом відмов на підприємствах Кривбасу, встановлено, що одним з найбільш розповсюджених факторів є ослаблення кріплення болтових з'єднань: опор до рами, стяжних шпильок, кріпильних болтів корпусу підшипника [1].

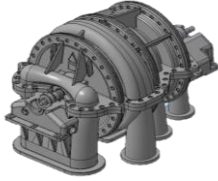
Прикийркий приклад небезпеки виникнення ослаблення різьбових з'єднань, і появи неконтрольованого додаткового динамічного навантаження, є аварія на Саяно-Шушенській ГЕС від 17 серпня 2009 р. За результатами акту технічного розслідування причин аварії на СШ ГЭС [2] встановлено, внаслідок багаторазового виникнення додаткових навантажень змінного характеру на гідроагрегат, виникли та розвинулись утомні пошкодження вузлів кріплення гідроагрегату, в тому числі кришки турбіни. Викликані динамічними навантаженнями руйнування шпильок призвели до зриву кришки турбіни та розгерметизації гідроагрегату. У період з 21.04.2009 по 17.08.2009 рік спостерігались зростання показників вібрації турбінного підшипника гідроагрегата № 2, приблизно в 4 рази. Система безперервного віброконтролю не була введена в експлуатацію, унаслідок чого гідроагрегат № 2, який знаходився в роботі, раптово зруйнувався і був викинутий натиском води зі свого місця. У результаті аварії загинуло 75 людей. Усі гідроагрегати станції отримали пошкодження різного ступеню тяжкості; найбільш сильні, аж до повного руйнування - гідроагрегати № 2, № 7 і № 9. Було частково зруйновано будівлю машинного залу, пошкоджено електротехнічне та допоміжне обладнання.

Постановка завдання. Для забезпечення стабільності попередньої з'язки різьбових з'єднань застосовують різні конструктивні і технологічні прийоми. Тим не менш, під час експлуатації СРМ має місце ослаблення з'язки різьбових кріплень, що призводить до істотного підвищення рівня навантажень, у більшості випадків вище розрахункових, зміні режимів наванта-

ження в бік підвищення їх динамічності. Визначення величини та впливу неконтрольованих динамічних навантажень на працездатність СРМ є важливою задачею.

Викладення матеріалу та результати. З метою встановлення величини додаткових динамічних навантажень від ослаблення кріплення болтових з'єднань та їх вплив на елементи конструкції проведено моделювання та аналіз методом кінцевих елементів компресорної установки К500-61-5 з ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» шахта «Артем-1», рис. 1.

Рис. 1. Тривимірна модель компресорної установки К500-61-5



Сучасні технології дозволяють проводити комп'ютерний аналіз механізмів, вести інженерні розрахунки різної складності, враховуючи статичні та динамічні навантаження та взаємодії, що виникають під час роботи машини. Для моделювання та аналізу обрано сучасну CAD/CAE – систему SolidWorks з додатком SW Simulation. Величина напруження (зусилля затяжки) від болтового з'єднання задається у вигляді моменту зусилля затяжки по кромкам з'єднання. До твердотільної тривимірної моделі СРМ прикладені сили тяжіння, розподілена маса та крутний момент ротору, тиск стисненого повітря на внутрішні стінки повітропроводу. За допомогою математичного апарату SW Simulation отримано кінцево-елементну сітку СРМ, побудовані епюри напружень, деформацій та переміщень, отримано граничні значення переміщень стаціонарних частин конструкції в залежності від величини затяжки болтового з'єднання.

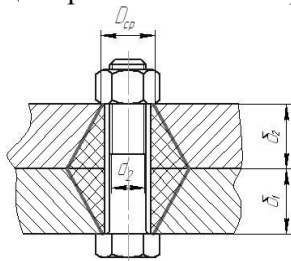


Рис. 2. Схема розподілення сили затягування болтового з'єднання, де d_2 – середній діаметр різьби; $D_{сер}$ – середній діаметр опорного торцю гайки; δ_1 , δ_2 – товщина фланців кришки і корпусу

Зусилля затягування різьбового з'єднання знаходимо за формулою 1 [3]

$$M_{зат} = 0,5 F d_2 \left[\left(\frac{D_{сер}}{d_2} \right) \cdot f + tg(\psi + \varphi) \right] \quad (1)$$

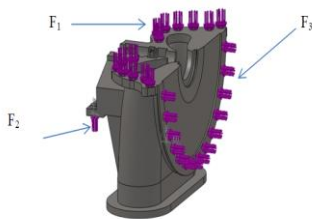
звідки

$$F = \frac{M_{зат}}{0,5 d_2 \left[\left(\frac{D_{сер}}{d_2} \right) f + tg(\psi + \varphi) \right]} \quad (2)$$

де f – коефіцієнт тертя на торці гайки; ψ – кут підйому різьби; φ – кут тертя різьби.

Підставивши значення до формули 2 отримаємо $F_1=397,5$ кН та $F_2=85$ кН, $F_3 = 112$ кН. У зв'язку з трапецеїдальним розподіленням навантаження від зусиль різьбового з'єднання, максимальна концентрація напруги відбувається по площині з'єднання двох фланців, тому зусилля розподіляємо відповідним чином (рис. 3).

Рис. 3. Схема прикладення сил затягування різьбових з'єднань



Проведено моделювання та аналіз методом кінцевих елементів в системі SW Simulation (рис. 4)



Рис. 4. КЕ сітка частини компресорної установки

вого з'єднання отримуємо додаткових навантажень факторів (рис. 6).

Під дією прикладених зусиль по епюрам переміщень отримано, що корпус підшипника відносно рами фундаменту переміщується на відстань 9-10 мкм (рис. 5), за нормативними документами це переміщення повинно дорівнювати 7-10 мкм.

Під дією додаткового навантаження спричиненого ослабленням різьбового з'єднання відбувається зміна величини переміщень на 20-24 мкм (рис. 6), за нормативними документами це значення відповідає аварійному стану машини. Тобто, результати, отримані при аналізі моделі, цілком відповідають реальним.

Під дією додаткового навантаження спричиненого ослабленням різьбового з'єднання відбувається зміна величини переміщень на 20-24 мкм (рис. 6), за нормативними документами це значення відповідає аварійному стану машини. Тобто, результати, отримані при аналізі моделі, цілком відповідають реальним.

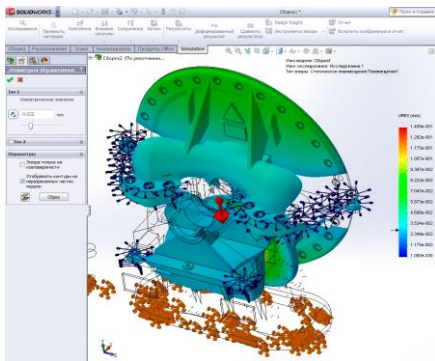


Рис. 5. Епюра переміщень при мінімально допустимому зусиллі затяжних різьбових з'єднань

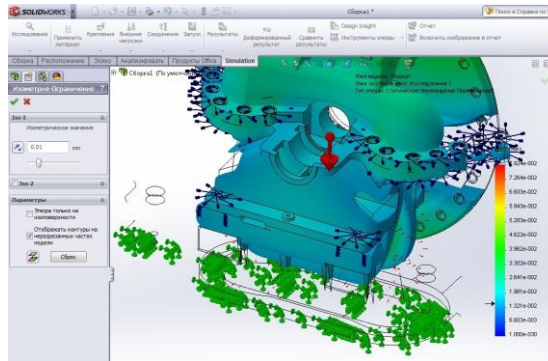


Рис. 6. Епюра переміщень при ослабленні різьбових з'єднань

Висновки та напрямки подальших досліджень. Отже, при дослідженні впливу ослаблення різьбового з'єднання на працездатність СРМ встановлено, що для забезпечення належного стану болтових з'єднань необхідний комплексний підхід: від своєчасного огляду та підтягування з'єднання до закладення необхідних параметрів елементів з'єднання на конструкторському рівні. Використання сучасних методів моделювання та аналізу стану СРМ дозволить спростити та прискорити процес розрахунку величини додаткових навантажень, що виникли, наочно відобразити зміну стану механізму в залежності від дії неконтрольованих експлуатаційних факторів та встановити граничні значення можливих навантажень. При застосуванні комплексного підходу вирішення даної задачі дозволить знизити інтенсивність відмов, підвищити ресурсні характеристик машини, знизити експлуатаційні та капітальні витрати.

Список літератури

1. Кіановський М.В., Бондар О.В. Дослідження впливу експлуатаційних факторів на працездатність гірничого обладнання // Вісник КТУ – Кривий Ріг, 2010р.
2. Електронний ресурс: <http://ru.wikisource.org/wiki/Акттехническогоисследованияпричинавариинна> Саяно-Шушенской ГЭС 17 августа 2009 года.
3. Іванов М.Н. Деталі машин: підручник для машиноб. спец. вузів видав. перероб. – М.: Вища школа 1984. – 336 с., іл..

Рукопись постуила в редакцію 23.03.12

УДК 621.318.13

С.Т. ТОЛМАЧЕВ, д-р техн. наук, проф., А.В. ИЛЬЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., В.А. ВЛАСЕНКО, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЕ ПОЛЕ В МАГНИТНОПРОВОДЯЩЕМ КРУГОВОМ ЦИЛИНДРЕ

Приведен расчет электромагнитного поля при возмущении однородного гармонического поля, направленного перпендикулярно оси бесконечно протяженного магнитопроводящего цилиндра. Получены аналитические выражения для расчета напряженностей электрического и магнитного полей, плотности вихревых токов, а также распределения пондеромоторных сил вне цилиндра. Ключевые слова: магнитопроводящий цилиндр, гармоническое поле, вихревые токи, пондеромоторные силы.

Рассмотрим в однородном внешнем поле $\dot{\mathbf{H}}_0 = \dot{\mathbf{H}}_0 e^{j\omega t}$, изменяющемуся по гармоническому закону с циклической частотой ω , круговой цилиндр радиуса a с относительной магнитной проницаемостью μ и удельной проводимостью γ . Относительная магнитная проницаемость вне цилиндра $\mu_e=1$.

Для немагнитного цилиндра ($\mu=1$) задача рассмотрена в [1]. Ниже проведено обобщение полученных в [1] результатов на случай линейного магнитопроводящего цилиндра. Получены также аналитические выражения для пондеромоторных сил в пространстве вне цилиндра. Практическая ценность такой постановки обусловлена широким использованием аналогичной

магнитостатической задачи как модельной при исследовании вопросов магнитной сепарации и других приложений [2].

Для напряженности магнитного поля в магнитнопроводящей среде $\dot{\mathbf{H}}$ справедливо уравнение [1,3]

$$\nabla^2 \dot{\mathbf{H}} + k^2 \dot{\mathbf{H}} = 0, \quad (1)$$

где $k = \sqrt{\gamma \omega \mu_0} e^{-j45^\circ}$.

Полученные в [1] аналитические решения для поля внутри и вне кругового цилиндра с точностью до некоторых постоянных α и β справедливы и в рассматриваемом случае (сохранены обозначения из [1])

$$\mathbf{H}_i = \beta \left(\frac{f'}{r} + k^2 f \right) \mathbf{H}_o - \beta \left(\frac{2f'}{r} + k^2 f \right) \mathbf{n}(\mathbf{nH}_o), \quad (2)$$

$$\mathbf{H}_e = \frac{2\alpha\pi^2}{r^2} [2\mathbf{n}(\mathbf{nH}_o) - \mathbf{H}_o] + \mathbf{H}_o, \quad (3)$$

где $f = J_0(kr)$ – симметричное решение двумерного уравнения $\Delta f + k^2 f = 0$, конечное при $r=0$, $f' = J'_0(kr) = -kJ_1(kr)$; $J_0(kr)$ и $J_1(kr)$ – функции Бесселя первого рода нулевого и первого порядков соответственно.

В дальнейшем обозначим единичные орты радиального и тангенциального направлений через $\mathbf{i}_r$ и $\mathbf{i}_\varphi$, т.е. $\mathbf{H}_i = \mathbf{i}_r H_{ir} + \mathbf{i}_\varphi H_{i\varphi}$, $\mathbf{H}_e = \mathbf{i}_r H_{er} + \mathbf{i}_\varphi H_{e\varphi}$. Учитывая, что $\mathbf{H}_o = \mathbf{i}_r H_o \cos \varphi - \mathbf{i}_\varphi H_o \sin \varphi$ (обход контура – против часовой стрелки), преобразуем уравнения (2), (3) к виду

$$\mathbf{H}_i = -\beta H_o \left[\mathbf{i}_r \frac{f'}{r} \cos \varphi + \mathbf{i}_\varphi \left(\frac{f'}{r} + k^2 f \right) \sin \varphi \right], \quad (4)$$

$$\mathbf{H}_e = \mathbf{i}_r H_o \cos \varphi \left(1 + \frac{2\alpha\pi^2}{r^2} \right) - \mathbf{i}_\varphi H_o \sin \varphi \left(1 - \frac{2\alpha\pi^2}{r^2} \right), \quad (5)$$

т.е.

$$H_{ir} = -\beta H_o \frac{f'(kr)}{r} \cos \varphi, \quad H_{i\varphi} = -\beta H_o \left(\frac{f'(kr)}{r} + k^2 f(kr) \right) \sin \varphi, \quad (6)$$

$$H_{er} = H_o \left(1 + \frac{2\alpha\pi^2}{r^2} \right) \cos \varphi, \quad H_{e\varphi} = -H_o \left(1 - \frac{2\alpha\pi^2}{r^2} \right) \sin \varphi. \quad (7)$$

Для определения коэффициентов α , β используем граничные условия при $r=a$, а именно: $H_{i\varphi} = H_{e\varphi}$, $\mu H_{ir} = H_{er}$. Из выражений (6), (7) легко получить систему уравнений

$$\begin{cases} -\mu\beta \frac{f'(ka)}{a} = 1 + 2\alpha\pi \\ \beta \left(\frac{f'(ka)}{a} + k^2 f(ka) \right) = 1 - 2\alpha\pi \end{cases}, \quad (8)$$

из которой находим

$$\beta = \frac{2a}{f'(ka) \cdot (1-\mu) + ak^2 f(ka)} = \frac{2a^2}{kaJ_1(ka) \cdot (\mu-1) + (ka)^2 J_0(ka)}, \quad (9)$$

$$\alpha = \frac{1}{2\pi} \cdot \frac{(\mu+1)J_1(ka) - kaJ_0(ka)}{(\mu-1)J_1(ka) + kaJ_0(ka)}. \quad (10)$$

В частном случае $\mu=1$ выражение для α совпадает с приведенным в [1]

$$\alpha = -\frac{1}{2\pi} \left[1 - \frac{2}{ka} \frac{J_1(ka)}{J_0(ka)} \right]. \quad (11)$$

Из (9) следует, что при этом

$$\beta = \frac{2}{k^2 J_0(ka)}. \quad (12)$$

Для магнитостатического поля ($\omega \rightarrow 0$, $k \rightarrow 0$) воспользуемся асимптотическими выражениями для $J_0(z)$ и $J_1(z)$ при $|z| \ll 1$ [5]

$$J_0(z) \approx 1/\Gamma(1), \quad J_1(z) \approx z/2\Gamma(2),$$

где $\Gamma(1)=\Gamma(2)=1$ - гамма-функции. С учетом этих соотношений для поля внутри цилиндра при $k \rightarrow 0$ получим классический результат [4]

$$\begin{aligned} \mathbf{H}_i &= -\beta H_o \left[\mathbf{i}_r \frac{f'}{r} \cos \varphi + \mathbf{i}_\varphi \left(\frac{f'}{r} + k^2 f \right) \sin \varphi \right] = -\beta H_o \frac{f'}{r} [\mathbf{i}_r \cos \varphi - \mathbf{i}_\varphi \sin \varphi] = \\ &= \frac{\beta k J_1(kr)}{r} \mathbf{H}_0 = \frac{\mathbf{H}_0}{r} \cdot \frac{2a J_1(kr)}{J_1(ka) \cdot (\mu - 1) + ka J_0(ka)} \rightarrow \frac{2}{\mu + 1} \mathbf{H}_o \end{aligned} \quad (13)$$

Из общего выражения (10) для α при $k \rightarrow 0$ легко получить

$$\alpha = \frac{1}{2\pi} \cdot \frac{(\mu - 1)}{(\mu + 1)}, \quad (14)$$

что при подстановке в (5) дает известный [4] результат для магнитостатического поля.

Вектор плотности вихревых токов имеет только осевую составляющую

$$\delta = \mathbf{i}_z \delta_z = \mathbf{i}_z \operatorname{rot} \mathbf{H}_i = \mathbf{i}_z \frac{1}{r} \left[\frac{\partial(r H_{e\varphi})}{\partial r} - \frac{\partial H_{er}}{\partial \varphi} \right], \quad (15)$$

или после упрощений

$$\delta = -\beta H_o (k^2 f') \sin \varphi = \beta H_o k^3 J_1(kr) \sin \varphi. \quad (16)$$

В заключение рассмотрим поле пондеромоторных сил вне цилиндра

$$\mathbf{F} = H_e \operatorname{grad} H_e = \frac{1}{2} \operatorname{grad} H_e^2 = \frac{1}{2} \nabla H_e^2. \quad (17)$$

С учетом (7)

$$H_{e\varphi} = H_o (A - 1) \sin \varphi, \quad H_{er} = H_o (A + 1) \cos \varphi, \quad (18)$$

$$H_e^2 = H_{e\varphi}^2 + H_{er}^2 = H_o^2 [(A^2 + 1) + 2A \cos 2\varphi], \quad (19)$$

где

$$A = 2\alpha \pi a^2 / r^2. \quad (20)$$

В цилиндрических координатах

$$\nabla = \mathbf{i}_r \frac{\partial}{\partial r} + \mathbf{i}_\varphi \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \varphi}, \quad (21)$$

поэтому

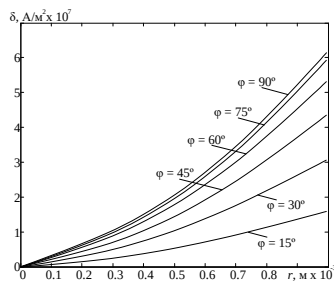
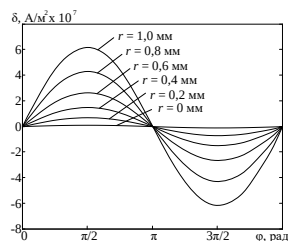
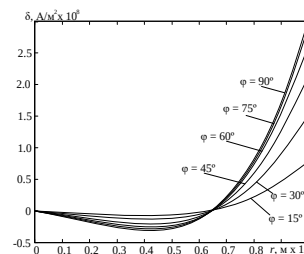
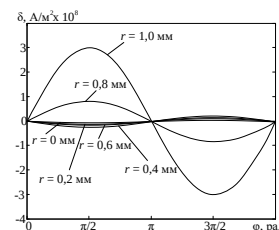
$$F_r = -\frac{4\alpha \pi a^2 H_o^2}{r^3} \left(\frac{2\alpha \pi a^2}{r^2} + \cos 2\varphi \right), \quad (22)$$

$$F_\varphi = -\frac{4\alpha \pi a^2 H_o^2}{r^3} \sin 2\varphi. \quad (23)$$

В заключение приведем некоторые результаты численного моделирования, полученные на основе приведенных выше выражений при следующих значениях параметров: $a=1$ мм, $\mu=100$, $\gamma=10^7$ Ом⁻¹м⁻¹, $\mu_o H_o=0,5$ Тл, $f_1=1$ кГц и $f_2=5$ кГц.

На рис. 1-4 показано распределение плотности вихревых токов, построенных по соотношению (16) для момента прохождения напряженности внешнего поля через максимум ($\omega t = \pi/2$).

Как видно из приведенных рисунков, не только количественное, но и качественное распределение плотности вихревых токов существенно зависит от частоты внешнего поля. При частоте 5 кГц на определенном удалении от центра r^* вихревой ток отсутствует.

Рис. 1. Зависимость $\delta(r)$ при $0 \leq \varphi \leq 90^\circ$ и $f = 1$ кГцРис. 3. Зависимость $\delta(\varphi)$ при $0 \leq r \leq a$ и $f = 1$ кГцРис. 2. Зависимость $\delta(r)$ при $0 \leq \varphi \leq 90^\circ$ и $f = 5$ кГцРис. 4. Зависимость $\delta(\varphi)$ при $0 \leq r \leq a$ и $f = 5$ кГц

Значение r^* определяется нулями функции $J_1(kr)$ и для рассматриваемых числовых данных его можно найти из уравнения (см. выражение (16))

$$\operatorname{Im}(\beta k^3 J_1(kr^*)) = 0. \quad (24)$$

Анализ распределения пондеромоторных сил и комплексное исследование их зависимости от частоты поля и других параметров будут предметом отдельного рассмотрения.

Выводы. Получены обобщающие аналитические выражения для электромагнитного поля внутри и вне магнитнопроводящего кругового цилиндра, из которых вытекают известные результаты для частных случаев (постоянное магнитное поле, электромагнитное поле в проводящей среде). Установлены также точные выражения для распределения векторов пондеромоторных сил вне цилиндра, что открывает новые возможности для решения ряда задач, например, связанных с магнитнофоретическим движением частиц.

Список литературы

1. Ландау Л. Д. Электродинамика сплошных сред / Л. Д. Ландау, Е. М. Лифшиц. — М.: Наука, 1982. 620 с.
2. Кондратенко І.П., Волканін Є.Є., Некрасов А.В., Хасцький І.К. Магнітогідродинамічний сепаратор наночастинок // Праці Луганського відділення Міжн. Академії інформації. — 2011. — №2(24). — с. 26-29.
3. Бессонов Л.А. Теоретические основы электротехники. Электромагнитное поле: Учебник для электротех., энерг., приборостроит., спец. вузов. — 8-е изд. перераб. и доп. — М.: Высш. шк., 1986. — 263 с.: ил.
4. Янке Е., Эмде Ф., Леш Ф. Специальные функции (Формулы, графики, таблицы). — М.: Наука, 1964. — 344 с.

Рукопись поступила в редакцию 29.03.12

УДК 621.181.124

О.В. ЗАМИЦЬКИЙ, д-р техн. наук, доц., І. ЄФІМЕНКО, студент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ РЕЖИМІВ СПАЛЮВАННЯ ПРИРОДНОГО ГАЗУ

Розглянемо основні існуючі режими спалювання газів у топці котлоагрегата. Показано, що режими з помірним недопалом є найбільш виправданими як з погляду екологічної безпеки, так і з погляду ефективного спалювання природного газу.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Зниження забруднення довкілля токсичними продуктами згоряння органічних палив є однією з важливих проблем розвитку теплоенергетики. У цей час діють досить тверді нормативи, що регламентують викиди в атмосферу. Переважна більшість діючих котлів мають значно більш високі рівні викидів NO_x , ніж це регламентується. До теперішнього часу розроблена велика кількість методів зниження викидів оксидів азоту як на стадії спалювання палива (так звані технологічні або внут-

рішньотопкові заходи), так і очищення газів на стадії охолодження продуктів згоряння (наприклад, Depox). Останні є високоефективними методами, що дозволяють забезпечити задані рівні викидів оксидів азоту, і широко застосовуються в технологічно розвинених країнах. Однак дуже високі капітальні й експлуатаційні витрати, необхідність розміщення великогабаритних установок і тривалий час, необхідні для їхньої реалізації, роблять впровадження даних технологій для діючих котлів у недалекому майбутньому вкрай малоімовірним. У табл. 1 наведено малозатратні технологічні заходи, які забезпечують пригнічення викидів NO_x .

Слід зазначити, що при впровадженні даних технологій може спостерігатися не тільки зниження ККД котельної установки, але й складності з регулюванням технологічних процесів. Останнє часто обумовлене не тільки ускладненням схеми регулювання, але й поганим станом контрольно-вимірювальних приладів, установлених на котлі.

Таблиця 1

Малозатратні технологічні заходи, які забезпечують пригнічення викидів NO_x

Захід	Реалізація	Зниження NO_x , %	Недоліки
Спрощене двоступінчасте спалювання	Відключення частини пальників по паливу	20 - 40	Складність реалізації на котлах з малою кількістю пальників
Спрощена схема рециркуляції	Подача частини димових газів із вихлопу ДС на всас ДВ	30 - 60	Зниження ККД котла, необхідний запас з тяги та дуття, збільшуються власні потреби
Вприск води	Встановлення форсунок	15 - 20	Зниження ККД котла
Нестехіометричне спалювання	Розподілення відношення паливо-повітря у пальниках або по ярусах	35 - 55	Зниження ефективності при зменшеному навантаженні
Зниження надлишку повітря	Зниження загального надлишку повітря	10 - 30	Можливість підвищеного хімічного недопалу

Аналіз досліджень та публікацій. Зростання промислового виробництва й прискорене введення в роботу електрогенеруючих потужностей, що планується в найближчі роки, потребує скоротити обсяги викидів від уже встановленого устаткування. Особливо актуальною ця проблема стане, якщо все-таки почне відбуватися заміна природного газу твердим паливом і мазутом.

Одним з найбільше легко реалізованих режимних заходів є зниження надлишку повітря в топці. У результаті зменшення змісту кисню в зоні горіння відбувається заглушення утворення як термічних, так і паливних NO_x .

Дуже часто, як показує практика, котли працюють із досить високими коефіцієнтами надлишку повітря близькими до значень a_{max} . Для таких агрегатів зниження надлишків повітря показує гарні результати. У результаті зниження надлишків повітря до значень $a_{\text{раб}} = a_{\text{кр}} + 0,02 - 0,04$ звичайно спостерігається зменшення викидів оксидів азоту на 10-30%. При цьому не потрібно яких-небудь додаткових капітальних і експлуатаційних витрат, а всі витрати на його впровадження зводяться до вартості режимно-налагоджувальних випробувань котла [6].

Ще більший ефект зниження викидів оксидів азоту, як показали результати експериментів, спостерігається при подальшому зниженні a нижче значень $a_{\text{раб}}$ аж до появи хімічного недопалу. Тому даний захід може бути застосовано при спалюванні будь-яких видів органічного палива. В роботах Р. Б. Ахмедова, В.Р. Котлера та П. В. Рослякова ретельно досліджується питання зниження викидів оксидів азоту за рахунок режимно-налагоджувальних випробувань котлів.

Розрахунки показників якості продуктів згоряння проведені за результатами випробувань Л.М. Цирюльникова, П.В. Рослякова, А.В.Вершиніна та А.Э. Зелінського показали, що великий внесок у сумарну шкідливість викиду продуктів згоряння в атмосферу вносять оксиди азоту NO_x , насамперед за рахунок NO_2 . Їхня частка в сумарній шкідливості викиду для різних режимів становить від 90 до 98 %.

Показано, що режими з контрольованим помірним недопалом є найбільш виправданими як з погляду екологічної чистоти, так й з погляду ефективного спалювання палива.

Постановка завдання. Одним з найбільше легко реалізованих режимних заходів є зниження надлишку повітря в топці. У результаті зменшення змісту кисню в зоні горіння відбувається заглушення утворення як термічних, так і паливних NO_x . Тому даний захід може бути застосовано при спалюванні будь-яких видів органічного палива. Це дозволяє не тільки знизити викиди NO_x , але й трохи підвищити ККД котла за рахунок зниження втрат теплоти з газами, що йдуть, й витрат енергії на власні потреби.

Відомо, що концентрації різних домішок у продуктах згоряння самим тісним образом зв'язані між собою. Зміна режиму спалювання палива приводить до збільшення змісту одних домішок при одночасному зниженні емісії інших. Тому екологічна безпека режиму буде тим вище, чим менше значення сумарного відносного показника шкідливості димових газів, що викидаються.

Проведені експериментальні дослідження процесів конверсії С і БП у газовому тракті котлових установок показали принципову можливість реалізації в котлі різних режимів спалювання.

Викладення матеріалу та результати. Розглянемо основні існуючі режими спалювання газів у топці котлоагрегата.

Режим спалювання без недопалу характеризується підвищеним виходом NOX і зниженим змістом БП по всьому газовому тракту. Зміст CO у димових газах у режимному перетині й за димососом не перевищує 5-10 ppm (6,25-12,5 мг/м³). Такі режими, як правило, реалізовані в режимній карті котла.

Режими з недопалом палива характеризуються меншими концентраціями O₂ у зоні горіння й зниженим рівнем температур у топковій камері, у результаті чого відбувається затягування процесів догорання продуктів неповного згоряння палива в газохід котельної установки. При цьому залежно від ступеня хімічного недопалу (тобто від затягування процесу горіння по довжині газового тракту) принципово можливі наступні варіанти зміни концентрацій БП і С у газовому тракті котельної установки.

Режим з помірним недопалом або режим з контрольованим помірним затягуванням процесу горіння характеризується досить більшим (до 100-400 ppm або 125-500 мг/м³) змістом С у газовому тракті в режимному перетині. Далі по тракту концентрація оксиду вуглецю монотонно убуває до значень 0-50 ppm (0-62,5 мг/м³) у перетині за димососом. При цьому уздовж усього газового тракту відбувається догорання БП, а кінцевий вихід NO_x на 15-40 % менше, чим при звичайних режимах спалювання.

Режими з більшим недопалом або режими з більшим затягуванням процесу горіння характеризуються підвищеними концентраціями БП і відносно невисоким змістом С (від 10 до 100 ppm або 12,5-125 мг/м³) у режимному перетині. Далі по тракту в результаті інтенсивного вигорання вуглеводнів відбувається різке збільшення виходу С, зміст якого може досягати значень кілька сотень мг/м³. Затягування процесу горіння через недостатність повітря в топковій камері настільки велике, що на останньої ділянці газового тракту котельної установки, незважаючи на присоси повітря, С не встигає повністю окислитися до CO₂. У результаті концентрації С у перетині за димососом можуть досягати значень 150-400 ppm (187,5-500 мг/м³) і вище. Природно, що режими з більшим недопалом, навіть не дивлячись на істотне (40-50 %) зниження виходу оксидів азоту, не можуть бути рекомендовані в якості експлуатаційних через знижену ефективність спалювання палива, заносу поверхонь нагрівання сажистими частками та ін.

Для порівняння екологічної безпеки розглянутих вище режимів спалювання для кожного з них розраховувався показник сумарної шкідливості продуктів згоряння СП, що є сумою приватних показників шкідливості Пі для С, NOX і БП. У свою чергу приватні показники шкідливості Пі характеризують питому кількість шкідливої речовини і його відносну токсичність і являють собою кількість грамів шкідливої домішки *m_j*, що утворювався при спалюванні одного грама палива, віднесене до відносної теплоти згоряння палива й до відносної токсичності шкідливої домішки:

$$P_i = m_i \cdot (1 - \eta) / \{ [Q_{ir} / (Q_{ir})_{ут}] \cdot [ПДК_{мр} / (ППД_{мр})_{золи}] \},$$

де Q_{ir} , (Q_{ir}) - теплота згоряння відповідно розглядаемого та умовного палива, МДж/кг (МДж/м³); ПДК_{мр}, (ППД_{мр}) золи - максимальні разові гранично допустимі концентрації домішок і золи, мг-м³; η - ступінь очищення димових газів від і-тої домішки перед викидом у атмосферу (у долях).

Вміст шкідливих домішок С і БП у продуктах згоряння по довжині газового тракту котельної установки міняється. Відповідно по довжині тракту міняється й сумарна токсичність газів, яка характеризується величиною СП.

Проведені за результатами випробувань [1,3,4] розрахунки Пі і СП показали, що великий внесок у сумарну шкідливість викиду продуктів згоряння в атмосферу вносять оксиди азоту NO_x, насамперед за рахунок NO₂. Їхня частка в сумарній шкідливості викиду для різних режимів становить від 90 до 98 %. Внесок продуктів хімічного недопалу (С і БП) при звичайних режимах спалювання мізерно малий (менше за 1-2 %). Тому для збільшення екологічної безпеки

спалювання природного газу в першу чергу необхідно знижувати емісію NO_x . При реалізації режимів з недопалом внесок викиду С і БП у сумарну шкідливість газів, що йдуть, збільшується всього до 7-8%, незважаючи на те, що як показали експерименти, вихід БП при режимах з недопалом збільшується в 1, 5-2 рази порівняно зі звичайним спалюванням.

Отже, режими з помірним недопалом є найбільш виправданими як з погляду екологічної безпеки, так і з погляду ефективного спалювання природного газу.

Слід зазначити, що робота на знижених надлишках повітря з помірним контрольованим недопалом пред'являє більш високі вимоги до стану котельного агрегату, роботі контрольно-вимірювальних приладів, а також до кваліфікації експлуатаційного персоналу й технологічній дисципліні.

Відомо, що більшість діючих у цей час на ТЕЦ котлів були введені в експлуатацію більш 20 років тому й, як правило, їхні експлуатаційні характеристики вже не повною мірою відповідають проектним величинам. Це в першу чергу відноситься до присосів холодного повітря в топкову камеру й газоходи котла, які перевищують нормовані значення, і рівномірності роздачі палива й повітря по палиниковому обладнанню.

Тому перед впровадженням режимів спалювання палива з контрольованим помірним недопалом слід провести ущільнення топки, перевірку штатних приладів і усунення перекосів у топливо повітряних трактах.

Висновки та напрямки подальших досліджень. На основі наведеного дослідження можна зробити такі висновки.

Спалювання природного газу з контрольованим помірним недопалом дозволяє знизити викиди NO_x на 30-40 % при одночасній підвищенні КПД котла.

Сумарний показник шкідливості таких режимів в 1,5-2, 0 рази нижче, чим при звичайному спалюванні природного газу відповідно до режимної карти, а сумарний внесок монооксида вуглецю й бенз(о)пирена в загальну шкідливість викиду від котла в атмосферу не перевищує 3-7 %.

При цьому величина хімічного недопалу повинна бути обмежена змістом шкідливих домішок у димових газах за димососом (у перерахуванні на $a = 1,4$): для 3 - не більш 100 ppm (125 мг/м³) і для БП - 60-100 мг/м³.

Отже, режими з контрольованим помірним недопалом є найбільш виправданими як з погляду екологічної чистоти, так і з погляду ефективного спалювання палива.

Впровадження режимів з контрольованим недопалом доцільно при модернізації АСУ ТП котла. Для цих цілей слід передбачити установку на котлі вимірювальних систем для контролю змісту O_2 , С і NO у продуктах згоряння.

Список літератури

1. Ахмедов, Р. Б. Технология сжигания горючих газов и жидких топлив. – 2-е изд. перераб. и доп. / Р. Б. Ахмедов, Л. М. Цирюльников. – Л.: Недра, 1984. – 238 с.
2. Котлер, В. Р. Оксиды азота в дымовых газах котлов / В. Р. Котлер. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 144 с.
3. Разработка рекомендаций по снижению выбросов оксидов азота для газомазутных котлов ТЭС / П. В. Росляков [и др.] // Электрические станции. – 1991. – № 9.
4. Высокоэффективный способ снижения теплового и химического загрязнения атмосферы газифицированными котельными / Ю.М. Варфоломеев // «Энергобезопасность в документах и фактах» №5, 2005 г., издание «Московского Института Энергобезопасности и Энергосбережения», www.endf.ru
5. Содержание вредных веществ в дымовых газах и способы снижения их концентрации // 2006-2009 Водная техника™, domotronika.ua.

Рукопись поступила в редакцию 26.03.12

УДК 621.314.632

А.П.СІНОЛИЦЬЙ, д-р техн. наук, проф., В.А. КОЛЬСУН, канд. техн. наук., доц.,
Є.С. ДУБ, аспірант, Криворізький національний університет

КРИТЕРІЙ ВЗАЄМОВПЛИВУ І ЕЛЕКТРОМАГНІТНОЇ СУМІСНОСТІ В СИСТЕМАХ ГРУПОВОГО ЕЛЕКТРОПРИВОДУ

Статтю присвячено визначенню критеріїв оцінки показників взаємовпливу і електромагнітної сумісності за умови живлення і керування групою механізмів екскаватора від мережі обмеженої потужності. Встановлено гранич-

ні параметри взаємовпливу і електромагнітної сумісності при ускладнених і спрощених (живлення перетворювачів механізмів від загальних вторинних обмоток) схемах і наявності зовнішніх компенсуючих пристроїв.

Проблема та її зв'язок із науковими та практичними завданнями. Створення високоефективних групових систем живлення і керування (ГСЖК) виробничими установками (комплексами) передбачає вирішення двох основних проблем:

мінімізації неактивних складових потужності (включно з гармоніками струму і напруги) і втрат в силових (енергетичних) ланках ГСЖК з урахуванням індивідуальних характеристик навантаження (режимів роботи) установок (механізмів);
встановлення граничних параметрів взаємовпливу і електромагнітної сумісності, а також умов безаварійної експлуатації групового електроприводу з реверсивним режимом і циклічно-нестабільними навантаженнями.

Рішення першої проблеми пов'язане з використанням спеціальних перетворювальних пристроїв (ПП) з високими компенсуючими неактивні складові потужності властивостями [1,4,7], або встановленням зовнішніх компенсуючих пристроїв безпосередньо в систему живлення групи установок (механізмів) [6]. Слід зазначити, що рішення другої проблеми пов'язане з оцінкою показників взаємовпливу і електромагнітної сумісності як з урахуванням схем живлення індивідуальних ПП, так і режимів роботи механізмів.

Різкозмінність навантажень та багаторежимність групи ПП, яка живиться від єдиного джерела (трансформатора) обмеженої потужності, призводять до специфічних умов формування електромагнітних процесів взаємовпливу, що в інтервалах співпадаючих комутацій і-х ПП порушує стійкість інвертування окремих ПП і у більшості випадків спричиняє аварійне відключення їх від мережі живлення.

Згідно [6] за останній час ведуться інтенсивні розробки по створенню ГСЖК механізмами екскаватора на основі електроприводу постійного і змінного струму, що в реальних умовах експлуатації потребують більш детального дослідження і розрахунків енергетичних показників і характеристик взаємовпливу, а також пошуку способів їх покращення. Заслужовує на увагу спрощений варіант ГСЖК екскаватора ЕКГ-5, коли живлення ПП механізмів підйому, натиску і повороту здійснюється безпосередньо від загальної вторинної обмотки трансформатора, а для компенсації неактивних складових потужності використовується фільтрокомпенсуючий пристрій (ФКП). Але проблема взаємовпливу і електромагнітної сумісності у цьому випадку набуває особливого значення і оцінки.

Аналіз досліджень і публікацій. Як зазначено в [1-4], визначенням граничних (максимально допустимих для безаварійної роботи) кутів керування перетворювачами механізмів (переважно повороту) екскаватора в гальмівних (інверторних) режимах вказало на пряму залежність показників взаємовпливу і електромагнітної сумісності від способів живлення ПП. Розрахунки вказують на недопустимість використання схем живлення для механізмів малої потужності (механізму повороту) при різних значеннях відносного комутаційного провалу лінійної напруги мережі живлення і необхідність прийняття спеціальних схем технічних рішень щодо підвищення стійкості роботи ПП.

За останній час були запропоновано схемотехнічні рішення, в яких пропонується живлення групових систем безпосередньо від загальної вторинної обмотки одного трансформатора [6]. Даний варіант характеризується значною тривалістю кутів комутації та великими комутаційними провалами напруги живлення, а без додаткових заходів робота привода підйому взагалі стає неможливою. Тому для таких систем групових електроприводів можуть бути використані фільтрокомпенсуючі пристрої (ФКП), які, крім компенсуючих функцій, зменшують значення кутів комутації. На рис. 1а зображено осцилограму лінійної напруги на вторинній обмотці трансформатора екскаватора ЕКГ-5 з системою головних приводів ТП-Д та ФКП. Як видно з осцилограми, ФКП значно зменшив комутаційні викривлення, але при навантаженнях близьких до номінальних вони залишаються досить значними.

Використовуючи методику [1], було виконано розрахунок комутаційних процесів для СГЕП ЕКГ-5 для різних способів трансформаторної розв'язки. При дослідженні були зроблені наступні допущення: опір вентилів у відкритому стані дорівнює нулю; опір закритих вентилів дорівнює безкінечності; активні опори джерела живлення, мережі, трансформаторів та реакторів дорівнюють нулю; всі індуктивні опори постійні, напруга мережі живлення симетрична; всі розрахунки ведуться для умов, коли кожен ПП виконаний по схемі Ларіонова.

З виразів, наведених у [1-5], видно, що робота кожного перетворювача створює додаткові комутаційні провали в напрузі живлення, значення яких залежить від індуктивного опору мережі та споживачів

$$x_M = \frac{3U_\phi}{P_{K.3}}; a_x = \frac{x_M}{x_M + x_n}; \gamma_n = \arccos\left(\cos(\alpha_n) - \frac{2I_{dn}(g_M - g_\Sigma)}{\sqrt{6}U_\phi \cdot g_n \cdot g_M}\right) - \alpha_n; \quad (1)$$

$$\begin{aligned} e_{K1} &= -a_x \sqrt{6}U_\phi \sin \omega t; \\ e_{K2} &= -(a_x/2) \sqrt{6}U_\phi \sin(\omega t - \pi/3); \\ e_{K3} &= -(a_x/2) \sqrt{6}U_\phi \sin(\omega t + \pi/3). \end{aligned} \quad (2)$$

де x_M - індуктивний опір мережі; U_ϕ - фазна напруга мережі; P_{K3} - потужність короткого замикання мережі; a_x - відносний комутаційний провал лінійної напруги; x_n - приведений індуктивний опір n -го споживача; α_n - кут керування n -го перетворювача; I_{dn} - діюче значення випрямленого струму n -го перетворювача; U_ϕ - фазна напруга мережі живлення; g_M - приведена індуктивна провідність мережі; g_Σ - сумарна приведена індуктивна провідність трансформаторів всіх споживачів; g_n - приведена індуктивна провідність трансформатора n -го споживача e_{K1}, e_{K2}, e_{K3} - лінійна ЕРС мережі під час комутації ключів n -го ПП.

При роботі в реальних умовах СГЕП екскаватора зазвичай знаходяться на досить великих відстанях від підстанції. Як наслідок, величина x_M зростає за рахунок індуктивності кабелю живлення. Це, в свою чергу, призводить зростання величини a_x , що відображається на зростанні величини комутаційних провалів напруги живлення [1]

Як засвідчують осцилограми напруги і струму ПП механізмів підйому рис. 2а, натиску рис. 2б і повороту рис. 2в екскаватора ЕКГ-5 (введеного в експлуатацію на ПАТ «ПівніЗК»), на окремих ділянках повного циклу роботи механізмів напруга і струм вказаних ПП мають протилежні знаки, що характеризує наявність гальмівного (інверторного) режиму систем ТП-Д постійного струму і можливість появи інтервалів роботи ПП в умовах співпадаючих комутацій.

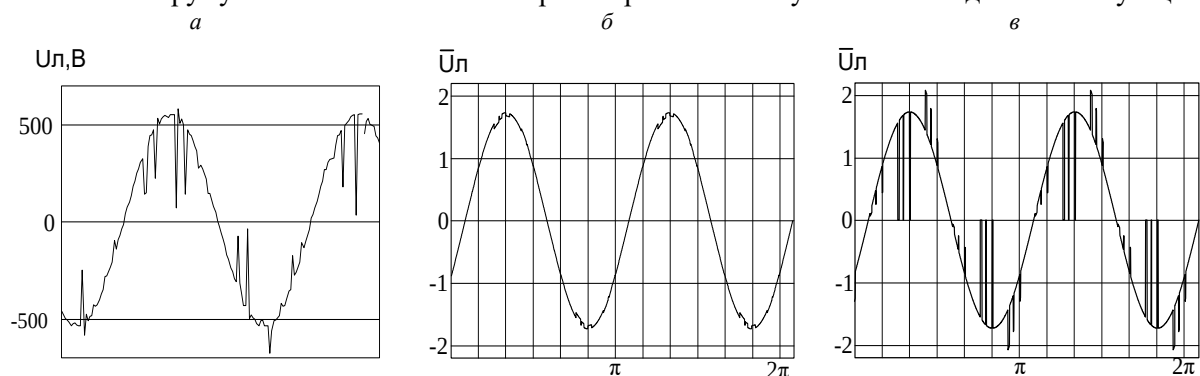


Рис. 1. Криві лінійної напруги при сумісній роботі головних приводів екскаватора ЕКГ-5 для різних способів трансформаторної розв'язки: а – осцилограма лінійної напруги на вторинній обмотці трансформатора екскаватора ЕКГ-5; б – робота при індивідуальних трансформаторах; в – робота при включенні на спільну вторинну обмотку

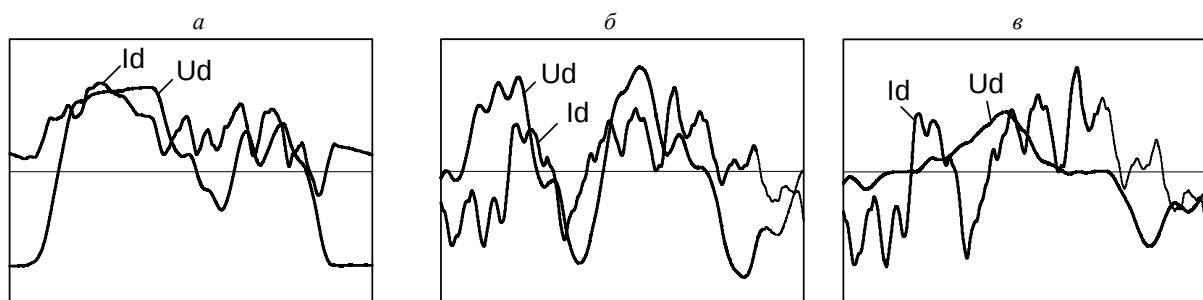


Рис. 2. Осцилограми випрямленої напруги і струму головних приводів екскаватора ЕКГ-5: а – привод напору; б – привод натиску; в – привод повороту

Висновки. Проаналізовано критерії оцінки показників взаємовпливу і електромагнітної сумісності за умови живлення і керування групою механізмів екскаватора від мережі обмеженої потужності. Виконано порівняння рівня взаємовпливу ПП СГЕП екскаватора при різних трансформаторних розв'язках.

Список літератури

1. Шипилло В. Т. Влияние тиристорного электропривода на питающую сеть / В. П. Шипилло // Электротехническая промышленность. Электропривод. – 1970. – №1. – С. 5-10.
2. Аннопольский Ю. Ф. Особенности работы управляемых выпрямителей при групповом питании / Ю. Ф. Аннопольский, И. И. Левитан // Электротехника. – 1976. – №9. – С. 40-43.
3. Пивняк Г. Г. Коммутационные процессы в электроэнергетических сетях с групповыми преобразовательными устройствами / Г. Г. Пивняк, А. Ф. Синолицкий Академический вестник. – 1999. – №3. – С. 1-5.
4. Сінолицкий А. П. Комутаційні процеси в системах групового живлення і керування енергоємними установками / А. П. Сінолицкий, В. А. Кольсун, Д. О. Кальмус, М. В. Жуйков // Електротехніка та електроенергетика. – 2009. – №1. – С. 4-10.
5. Олейник В. Д. Особенности работы тиристорных преобразователей многодвигательного электропривода экскаватора при различных способах питания / В. Д. Олейник, А. Ф. Синолицкий // Изв. вузов Энергетика. – 1987. – №6. – С. 56-59.
6. Микитченко А. Я. Разработка ФКУ для экскаватора ЭКГ-5 оборудованного приводами по системе ТП-Д / А. Я. Микитченко, А. Н. Шолонков, Д. Р. Шевченко // Всероссийская научно-техническая конференция «Энергетика: состояние, проблемы, перспективы». – Оренбург. – 2007. – С.266-271.
7. Сінолицкий А. П. Компенсація неактивних складових потужності в системах живлення і керування установками з нестабільними навантаженнями / А. П. Сінолицкий, В. А. Кольсун, Є. С. Дуб // Вісник КТУ. – 2011. – Випуск 27. – С. 188-191.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 621.313.33

Э.А. ВОРОТЕЛЯК, канд. техн. наук, доцент А.В. КОЛОМИЦ, ассистент
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ СХЕМЫ ЗАМЕЩЕНИЯ НА РАБОЧИЕ РЕЖИМЫ ГЛУБОКОПАЗНОГО КОРОТКОЗАМКНУТОГО АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ

Выполнен анализ влияния параметров схемы замещения на рабочие режимы глубокопазного короткозамкнутого асинхронного двигателя.

В связи с возрастающей дороговизной энергоресурсов решением этой задачи является оптимальное управление режимами работы электроприводов, в том числе, асинхронными машинами. Прогноз и построение рабочих характеристик всех видов электрических машин имеют между собой много общего и возможен на основе информации о параметрах схем замещения, а они могут быть получены аналитическим и экспериментальным путем. Паспортных и каталожных данных недостаточно. Так, для энергетической характеристики $\eta=f(P_v)$, зависимость коэффициента полезного действия (КПД) от мощности на валу P_v и других характеристик надо знать все виды потерь мощности, зависимости скорости n от моментов электромагнитного M_z или на валу M_v .

Согласно основам общей теории электрических машин [1] вращающиеся машины можно рассматривать, в конструктивном исполнении, состоящими из двух цилиндрических стальных частей, разделенными узким кольцеобразным пространством, называемым воздушным зазором. Одна из частей может быть неподвижной, другая подвижной вращающейся. Обе части, через воздушный зазор пронизываются общим магнитным потоком Φ . Вблизи поверхности этих частей, параллельно оси цилиндров, расположены токоведущие проводники, образующие обмотки машин, и рабочий процесс машины, при относительном движении, определяется, в первую очередь, распределением токов по окружностям поверхностей цилиндров.

В статьях [2-4] приводятся методы определения параметров схемы замещения АД небольших мощностей. Вместе с тем асинхронные двигатели АД мощностью выше 100 кВт имеют ряд особенностей. По виду исполнения ротора они делятся на многоклеточные (обычно двухклеточные), с глубокими пазами (глубокопазные) или с пазами, уширенными в нижней части.

Это заставляет выделить их в особую группу, к которой можно отнести АД большой мощности серии А4 и ДА304, предназначенные для привода механизмов, не требующих регулиро-

вания частоты вращения (дымососы, вентиляторы, насосы и др.). Номинальное напряжение АД основного исполнения - 6 кВ. Сечение стержней глубокопазного ротора может быть прямоугольной формы, бутылочной или трапецеидальной. Разработка моделей АД по каталожным данным учитывала только один фактор, чаще всего это вытеснение тока в стержнях обмотки ротора. Такой односторонний подход приводит к большим погрешностям, особенно для двигателей с полужакрытыми пазами или неполным раскрытием пазов. Кроме того, самой важной областью в электромашине является воздушный зазор. Отсюда теория интересуется прежде всего процессами, протекающими в зазоре или около него. Необходимо обратить внимание на то, что магнитное поле, внутри стали ротора является сложным, однако вследствие высокой магнитной проницаемости стали можно исследовать распределение поля только в воздушном зазоре или в непосредственной близости от него. Тогда достаточно простой и вместе с тем точной становится теория.

В реальной машине проводники располагаются не в самом воздушном зазоре, а вблизи от него, в пазах сердечника ротора, набранного из листов электротехнической стали или в междуполюсных пространствах. Для теоретического анализа действительные проводники заменяются эквивалентными, размещенными на поверхности ротора. Предполагается, что они имеют очень малое (точечное) сечение. Вторичные явления, которые не поддаются объяснению, если принять все эти допущения, рассматриваться могут под общим названием «рассеяние». [1]

Поэтому для типов АД с улучшенными пусковыми характеристиками, вследствие использования глубокопазного ротора, необходимо учитывать явление вытеснения токов в роторе к поверхности, а также насыщение стали по путям основного потока и потоков рассеяния (в направлении к воздушному зазору уменьшается ширина паза).

Сами потоки рассеяния обусловлены тем, что проводники обмотки ротора расположены в пазах, а не на поверхности ротора и ближе к воздушному зазору. Кроме того, обмотки имеют лобовые части, выступающие за пределы сердечника ротора. Потоки рассеяния - это та часть силовых линий поля ротора, которая сцеплена с проводниками ротора, но не сцеплена с проводниками статора (рис. 1).

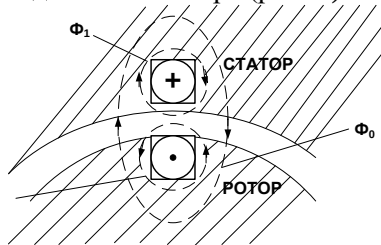


Рис.1. Схема магнитных потоков: Φ_0 - основной магнитный поток; Φ_1 , Φ_2 - потоки рассеяния статора и ротора

Есть еще поток зубцового рассеяния или рассеяния зигзаг, но он не проникает глубоко в сердечник, чтобы создать сцепление с обмоткой, расположенной на другой части машины. Индуктивности этого вида рассеяния вполне определены и рассчитываются известными способами. Необходимо

обратить внимание еще на то, что обмотка создает гармонические составляющие потока, которые пересекают воздушный зазор и создают сцепления с другой обмоткой, но не входят в главный поток, соответствующий основной гармонической кривой поля. Для АД это не учитывается в уравнениях так как частоты ЭДС контуров разные.

Электродвижущая сила, наводимая гармонической потока, может быть учтена только в обмотке, создающей данный поток. Поток рассеяния, сцепленный с данной обмоткой от действия гармонической, эквивалентно увеличивается. Такое увеличение потока называют зонным или поясовым рассеянием [1]. Отсюда, не учитываемые гармонические могут привести к значительным неточностям в расчетах, если машина неудачной конструкции. В принципе, влияние высших гармоник на кривые ЭДС и магнитодвижущих сил (МДС) можно уменьшать правильным выбором числа и размеров пазов, скоса пазов, шага обмоток и другими известными средствами.

Что касается учета явления вытеснения токов в роторе глубокопазного АД к поверхности? В период пуска АД частота тока ротора в 30-50 раз больше, чем при нормальном режиме. Это обстоятельство является, по сути дела, единственным существенным отличием пускового режима от рабочего. Использование метода введения добавочного активного сопротивления в цепь ротора R_q на время пуска для короткозамкнутого АД казалось бы неприемлемо. Тем не менее, были сформулированы требования к такому виду двигателя, одним из которых является глубокопазный АД:

в период пуска - повышенное значение активного сопротивления R_2 (желательно снижение индуктивного сопротивления ротора $X_{\sigma 2}$, являющегося эквивалентом действия поля рассеяния);

в период, когда текущее скольжение равно номинальному $S \approx S_n$ снижение R_2 (допускается возрастание $X_{\sigma 2}$, так как $X_{\sigma 2} \cdot S_n$ весьма мало).

Поскольку в системе относительных единиц (О.Е.) $\hat{R}_2 = 0,02$; $\hat{O}_{\sigma 2} = 0,10$; $S_n \approx 0,015 \div 0,05$ то можно отметить одно важное обстоятельство: полное сопротивление ротора Z_2 .

В период пуска $S=1$ $Z_2 = R_2 + j X_{\sigma 2} \cdot S \approx j X_{\sigma 2}$

В период работы $S \approx S_n$ $Z_2 = R_2 + j X_{\sigma 2} \cdot S \approx R_2$

Известно, что сопротивление медного проводника при переменном токе по сечению отличается при постоянном токе. Связано это с тем, что при постоянном токе заряды распределяются равномерно по сечению, а при переменном неравномерно - ближе к поверхности. Это явление называют «вытеснение тока» или «поверхностный эффект». Вредное влияние имеет во всех электрических машинах переменного тока из-за нерационального использования меди. С другой стороны полезное применение это явление способствует решению двух проблем с применением экономически выгодных короткозамкнутых АД - ограничение пускового тока применением безреостатного пуска в ход и увеличение пускового момента.

Многие авторы исследовали применение явления «вытеснения тока» в разнообразных случаях и пришли к выводу, что омическое активное сопротивление $R_{\square}$ при переменном токе выражается через омическое сопротивление при постоянном токе $R_{\approx}$ в виде $R_{\square} = k R_{\approx}$ где k - некоторый коэффициент, больший единицы.

При расчетах с грубым приближением для обмоток АД можно в среднем принимать $k=1,10 \div 1,2$, поэтому при переменном токе активное сопротивление обмоток медных проводов можно брать на 10-20% больше, чем активное сопротивление при постоянном токе.

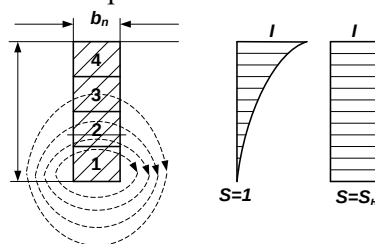


Рис. 2. Распределение плотности тока в стержне кз обмотки двигателя с глубокими пазами на роторе

При протекании по стержню (проводу) переменного тока магнитный поток рассеяния Φ будет также переменным. Колебания этого магнитного потока, пронизывающего провод, будут в этом случае наводить в массиве медного провода токи Фуко, которые не совершают полезной работы и являются, с этой точки зрения паразитными токами. Токи Фуко складываются с полезным током I_2 и в результате получается картина токораспределения в стержне, показанная на рис. 3. Линии тока ротора I_2 смещаются к верхнему элементу 4 (см. рис.2). Плотность тока вследствие этого в верхней части паза возрастает и в нижней его части убывает.

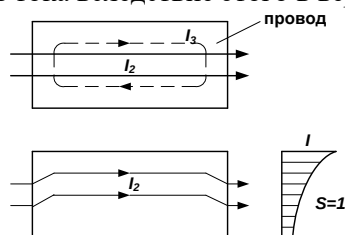


Рис. 3. Вихревые токи в массивном проводе

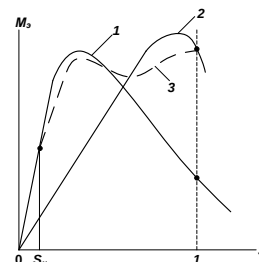


Рис. 4. Механическая характеристика АД с глубокими пазами на роторе: 1 - при $R_2 = \text{const}$; 2 - при R_2 сохраняется при всех скольжениях; 3 - при изменении от S_n до $S=1$ R_2 постепенно возрастает. Действительная механическая характеристика глубокопазного АД

Проведенные опыты и наблюдения позволили сделать анализ и высказать подтверждающие соображения:

линии потока рассеяния в пазах проходят перпендикулярно стенкам паза;

если отношение высоты к толщине проводника не очень мало (ширина паза не более 2 см) плотность тока одинакова для всех точек сечения, которые находятся на одной высоте, и что для знания распределения плотности тока внутри проводника паза достаточно проверить ее распределение по поверхности;

внутри паза линии тока проходят параллельно длине массивного проводника на некотором расстоянии от концов на торцах.

Список литературы

1. Адкинс Б. «Общая теория электрических машин», Госэнергондат, Москва, 1960г.
2. Бергер А.Я., Поклонов С.В. «Приближенное определение параметров схемы замещения двигателя мощностью выше 100 кВт по каталожным данным» Электромеханика №3, 1974г.

3. Сивокобыленко В.Ф. Костенко В.И. Математическое моделирование глубокопазных асинхронных машин. Электричество №4, 1980г.

4. Воротеляк Э.А. «Прогнозирование рабочих характеристик глубокопазного асинхронного двигателя по каталожным данным». Академический вестник №19 2007г.

Рукопись поступила в редакцию 02.04.12

УДК 621.314.632

В.К. ТЫТЮК, канд. техн. наук, доц., В.А. ХАРЧЕНКО, магистрант

Криворожский национальный университет

РАЗРАБОТКА ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ СРЕДСТВ ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ МОЩНОСТИ В МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ

В имеющихся программах, предназначенных для математического моделирования технических устройств, отсутствуют средства для измерения составляющих полной мощности в несинусоидальных цепях. Такое положение дел существенно затрудняет изучение как процессов энергопотребления, так и разработку средств и методов управления энергопотреблением в современных электромеханических системах.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В существующей структуре энергопотребления электропривод является главным потребителем электрической энергии. В электроприводе используется около 60% от всей производимой электроэнергии. В условиях дефицита энергетических ресурсов это делает особенно острой проблему энергосбережения в электроприводе и средствами электропривода.

Основным научным методом, используемым для изучения процессов энергопотребления в сложных электромеханических системах, является математическое моделирование. Изучение режимов энергопотребления и процессов управления энергопотреблением сдерживается тем, что в существующих программах, предназначенных для математического моделирования электромеханических систем, отсутствуют средства для измерения составляющих полной мощности в несинусоидальных цепях. Например, подробный анализ имеющихся в составе библиотеки SimPowerSystems блоков для измерения активной и реактивной мощности показывает, что эти блоки предназначены для работы в составе линейных электрических цепей, используют расчеты составляющих мощности по первой гармонике тока и напряжения.

Улучшить можно только то, что можно измерить. Поэтому задача разработки элементов для измерения составляющих полной мощности в несинусоидальных цепях переменного тока является важной и актуальной.

Постановка задачи. Теоретические представления о составляющих полной мощности в настоящее время все еще продолжают оставаться предметом многочисленных теоретических дискуссий, а представления о природе и формировании неактивных составляющих полной мощности до сих пор являются предметом для обсуждения.

Отсутствие обоснованного ответа на вопрос о физической природе реактивной мощности приводит к непрекращающимся попыткам разработать универсальное представление этой характеристики энергетических процессов в электрических цепях. В результате этих попыток появились различные выражения реактивной мощности в виде билинейных функционалов от тока и напряжения.

Тем не менее, на промышленных предприятиях повсеместно работают счетчики активной и реактивной энергии, безусловно реализующие некий алгоритм вычисления активной и реактивной составляющих полной мощности.

Поскольку оплата за другие составляющие полной мощности, например, за мощность искажения не предусмотрена, то разумным будет сконцентрировать внимание именно на активной и реактивной составляющих полной мощности, которые непосредственно сказываются на финансовых показателях деятельности предприятия или электромеханической системы.

Целью настоящей работы является выбор метода расчета активной и реактивной составляющих полной мощности, практическая реализация блоков измерения мощности и проверка адекватности работы полученных измерительных блоков.

Материалы и результаты исследований. В теоретической электротехнике точно определено только понятие активной мощности электрической цепи, определяемой как среднее значение мгновенной мощности за период T

$$P = \frac{1}{T} \int_0^T u(t) \cdot i(t) dt \quad (1)$$

где T - период измерений.

Понятие «реактивная мощность» и ее определение является предметом споров. К настоящему времени строгое определение реактивной мощности имеется для случая синусоидального режима в однофазной цепи. Одной из актуальных проблем для энергосистем является определение реактивной мощности при несинусоидальных режимах.

Понятие активной мощности, независимо от форм кривых тока и напряжений, определяется однозначно. Понятие полной мощности по смыслу является производной от активной мощности и определяется из положения передачи максимально возможной активной мощности при заданных значениях синусоидального тока и напряжения. Реактивная мощность определяется формально, через выражения активной и полной мощностей. Однако, при анализе работы электрических сетей и оценки работы электроэнергетического оборудования, большое значение имеет значение реактивной мощности и энергии, которое показывает степень использования возможностей элементов сети. Понятие реактивной мощности имеет еще большее значение при расчете распределения потоков энергии по электрическим сетям. Отсутствие строгой методической основы для определения реактивной мощности привело к разработке многочисленных подходов к определению этой величины [1-8].

В [1] отмечается ошибочность определения реактивной мощности как суммы различных гармоник и последовательностей.

В [2,3] предлагается использовать интегральные выражения от произведения тока на функцию, ортогональную напряжению, либо наоборот.

В [4] предложено связать реактивную мощность с обменными процессами.

В [6] динамические и энергетические показатели при несинусоидальных и несимметричных режимах предлагается определить по мгновенным значениям токов и напряжений.

В [7] предлагается метод расчета мощности и энергии искажения на основе мгновенных значений напряжения и тока гармоник как мощности и энергии, искажающих синусоидальный характер переменной составляющей мощности основной гармоники.

В [8] предлагается измерение реактивной мощности по действующим значениям реактивной мощности гармоник.

Понятие «реактивная мощность» определено только для синусоидального режима в линейной электрической цепи, что не позволяет без серьезных допущений производить анализ режимов работы энергосистемы с потребителями, искажающими форму тока и напряжения.

Широкое развитие получила группа методов определения составляющих полной мощности, базирующаяся на разложении токов и напряжений в ряд Фурье. При этом реактивная мощность определяется по выражению

$$Q = \sum_{n=0}^{\infty} Q_n = U_1 I_1 \sin \varphi_1 + \dots + U_j I_j \sin \varphi_j + \dots \quad (2)$$

Квадрат полной мощности не равен сумме квадратов активной и реактивной мощностей. В связи с этим неравенством вводят еще один вид мощности, характеризующий различие в форме кривых тока и напряжения; эту мощность называют мощностью искажения

Для нелинейной электрической цепи понятие реактивной мощности не определено. Поэтому при решении некоторых практических задач были предприняты попытки, использовать интегральные выражения для оценки консервативных процессов [3,4]. Эти выражения представляют собой интегралы либо от произведения тока на функцию, ортогональную напряжению, либо наоборот. Такой, по существу формальный, подход привел к появлению двух совершенно равноправных интегральных выражений

$$Q = -\frac{1}{\omega T} \int_0^T i \cdot \frac{du}{dt} dt = \frac{1}{\omega T} \int_0^T u \cdot \frac{di}{dt} dt \quad (3)$$

Интегральные формулы позволяют определить реактивную мощность без разложения несинусоидальной функции в ряд Фурье.

Наиболее общей формулировкой пространственно-временных преобразований электромагнитной энергии является теорема Умова - Пойнтинга, которая позволяет количественно характеризовать энергетический обмен при произвольно изменяющихся во времени токах и напряжениях, [6].

Реактивная мощность в некоторых электрических цепях обусловлена определенными свойствами, вызывающими сдвиг по фазе между кривыми токов и напряжений элементов цепи, определяющий непропорциональное изменение мгновенного тока при изменении мгновенного напряжения на выводах элемента. В схемах с управляемыми ключевыми элементами, составляющими основу современного регулируемого электропривода, эта составляющая полной мощности обусловлена смещением основной гармоники сетевого тока относительно напряжения. Можно утверждать, что оценки реактивной мощности по формулам (2) и (3) дают реактивную мощность даже при отсутствии в электрической цепи накопителей энергии.

Теоретическая дискуссия о сущности реактивной мощности далека от завершения, поэтому для практической реализации блока измерения активной и реактивной мощности воспользуемся соответственно выражениями (1) и (3), так как эти выражения структурно похожи, однако, формула (3), в отличие от (2), позволяет определить реактивную мощность, минуя разложение кривых тока и напряжения в тригонометрические ряды.

В качестве интервала интегрирования для вычисления средних значений естественным образом будем использовать период сетевого напряжения $T = 1/f$, с. До завершения очередного периода измерений значение измеренной активной и реактивной мощности не определены, а на выходе измерительного блока должно поддерживаться предыдущее измеренное значение. По завершению периода интегрирования накопленные значения интеграторов необходимо обнулять.

Значения составляющих потребленной электроэнергии можно определить путем интегрирования соответствующих составляющих мощности. Алгоритм определения составляющих полной мощности по формулам (1), (3) приведен на рис. 1.

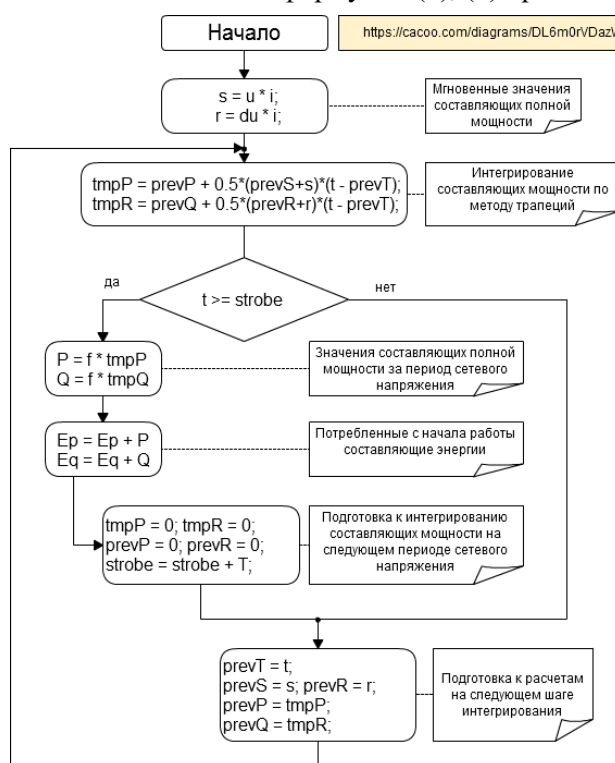


Рис. 1. Алгоритм расчета составляющих полной мощности

Предложенный алгоритм был реализован на языке программирования C в виде блока программы Simulink с использованием механизма пользовательских S-функций.

Рассмотрим работу разработанного блока в составе моделей с другими блоками Simulink и SimPowerSystems для проверки адекватности разработанного измерительного блока.

Проведенные разработанным блоком измерения на виртуальной схеме цепи постоянного тока подтвердили работоспособность этого блока в цепи постоянного тока. На вход сигнала производной напряжения в этом случае подаем нулевой сигнал. Проведенные измерения в модели линейной цепи переменного тока показали полное совпадение результатов измерений, полученных разработанным блоком PQmeter и

стандартным блоком библиотеки SimPowerSystems под названием Active&Reactive Power.

Рассмотрим работу измерительных блоков в цепи с ключевыми элементами, рис. 2.

На рис. 2a приведена виртуальная схема измерения мощности в цепи переменного тока, управляемой симистором. Параметры нагрузки: $\vec{U} = 100 \cdot \text{В}$; $R = 10 \text{ Ом}$; $X_L = 10 \text{ Ом}$.

а

б

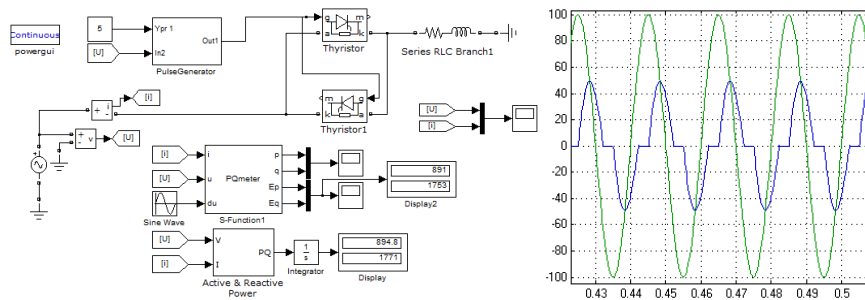


Рис. 2. Использование блока измерения составляющих мощности в виртуальных моделях линейной *a* и нелинейной *b* электрических цепях

Тут же приведены графики напряжение и тока через источник питания, на основании которых выполнялись измерения мощности.

Результаты измерений представлены на рис. 2а. Как показывают вычислительные эксперименты, блок Active&Reactive Power систематически дает завышенные показания по активной и реактивной мощности. В целом показания обоих измерительных блоков достаточно близки друг к другу.

Рассмотрим еще один практически очень важный случай – запуск асинхронного электродвигателя. В этом случае реализуется принципиально другой тип несинусоидальности, чем в ключевых цепях. Ток статора в процессе запуска имеет сложную форму, изменяется его амплитуда, в связи с чем измерение составляющих полной мощности затруднено. Запуск АД осуществляется с номинальным моментом сопротивления на валу.

На рис. 3а изображена виртуальная модель асинхронного электропривода и результаты измерений мощности различными измерительными блоками по результатам запуска.

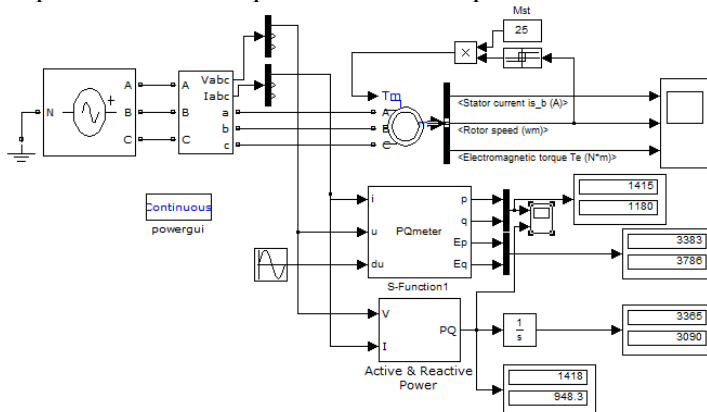


Рис. 3. Схема измерения составляющих полной мощности при прямом пуске АД

Из рис. 3 видно, что результаты измерения активной мощности практически идентичны, а измерения реактивной мощности отличаются на 20 %.

На рис. 4 приведены временные диаграммы активной и реактивной мощности, измеряемые в процессе запуска АД разработанным блоком и стандартным измерителем в среде Simulink Active&Reactive Power соответственно.

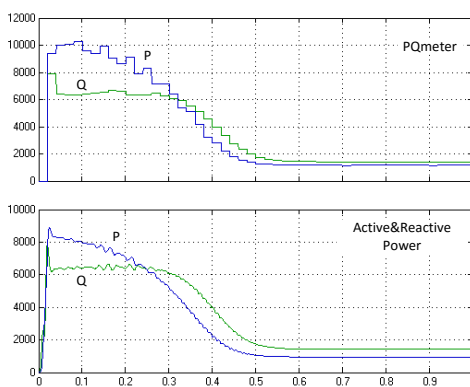


Рис. 4. Сравнительные графики активной и реактивной мощности при прямом пуске АД

На основе предложенного алгоритма с использованием механизма пользовательских S-функций разработан блок измерений активной и реактивной мощности и потребленной энергии, совместимый с другими библиотечными блоками Simulink. Разработанный

блок прошел успешную апробацию, показана его работоспособность в электрических цепях несинусоидального переменного тока.

Список литературы

1. Мельников Н.А. Реактивная мощность в электрических сетях. М.: Энергия, 1975.
2. Маевский О.А. Энергетические показатели вентиляльных преобразователей. - М.: Энергия, 1978.
3. Савиновский Ю.А., Королев С.Я., Стратонов А.В. К интегральному понятию «реактивная мощность». Изв. вузов. Энергетика. 1981, №7, с. 55-57.
4. Демирчян К.С. Реактивная или обменная мощность. Изв. АН СССР Энергетика и транспорт. 1984, №2.
5. Зевеке Г.В., Ионкин П.А., Нетушил А.В., Страхов С.В. Основы теории цепей. М.:Л.: Госэнергоиздат, 1963.
6. Копылов И.П. К определению динамических энергетических показателей при несинусоидальном и несимметричном напряжении / Изв. АН Энергетика. 2001, №2.
7. Фархадзаде Э.М., Гулиев Г.Б. Расчет показателей несинусоидального режима узла нагрузки. Электричество. 2002, №8.
8. Агунов М.В., Агунов А.В., Вербова Н.М. Новый подход к измерению электрической мощности. - Промышленная энергетика. 2004. №2, с.30-33.

Рукопись поступила в редакцию 12.03.12

УДК 697.112.2.001.57

О.А. ЛОГИНОВ, аспирант, В.П. ЩОКІН, д-р техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ТЕПЛОВОГО БАЛАНСУ В ПРИМІЩЕННІ

Проаналізовано вплив конструктивних особливостей приміщень на їх температурний стан, побудовано математичну модель, що характеризує зміну температури повітря в приміщенні під впливом різних збурень

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Опалюваний об'єкт являє собою складну архітектурно-конструктивну систему з різноманітним її енергетично взаємопов'язаних елементів: огороження, вікна, нагрівальні прилади, обладнання приміщень, повітряна середина (зовнішня та внутрішня), побутові та виробничі теплонадходження.

Зовнішні огорожувальні конструкції захищають приміщення від несприятливих впливів клімату, спеціальні системи опалення, вентиляції та кондиціонування повітря підтримують в приміщенні протягом всього року певні параметри внутрішньої середовища. Сукупність всіх інженерних засобів та приладів, що забезпечують заданий тепловий режим в приміщеннях будівлі, є системою кліматизації будівлі.

Головним завданням створення в приміщеннях будівлі певного теплового режиму є організація взаємодіючих та взаємопов'язаних теплових потоків в складній архітектурно-конструктивній системі з різноманітним елементів огорожувальних конструкцій та інженерного обладнання, кожний з яких є енергоносієм та передавачем енергії. Принциповою особливістю цієї системи є та обставина, що будівля з системою опалення як єдина енергетична система являє собою не лише підсумовування цих елементів, але й особливе їх поєднання, що надає всій системі в цілому нові якості, отримані в результаті суперпозиційних підходів.

Динамічні властивості опалення приміщень визначаються наступними конструктивними особливостями:

- розміщення приміщень (квартир) в будівлі;
- спосіб вентиляції приміщень;
- геометрія приміщень;
- коефіцієнт повітропроникності вікон;
- геометричні розміри та теплофізичні параметри огорожувальних конструкцій.

Обґрунтування вибору типу системи кліматизації будівлі має за мету мінімізувати витрати енергії на створення необхідного теплового режиму. Вибір типу системи кліматизації є результатом вирішення завдання оптимального керування, тобто знаходження такого керування витратами енергії, що витрачається на теплопостачання будівлі або приміщення, яке б задовольняло рівнянню теплового балансу приміщення з відповідними обмеженнями і для якого виконується умова .

При використанні систем регулювання подачі тепла, які засновані на керуванні за даними про температуру теплоносія в зворотному трубопроводі, може спостерігатись значна невідповідність очікуваної та фактичної температури повітря в приміщенні. Тому необхідною є по-

будова такої моделі теплового балансу, щоб була прогнозована фактична величина температури повітря в приміщенні при обґрунтованому виборі значень факторів керування подачею тепла.

Аналіз досліджень та публікацій. Розробка системи оптимізації теплоспоживання, заснована на математичному моделюванні теплового балансу, полягає в наступному [1]. Інформація від температурних датчиків $t_{вн.}, t_3$, надходить до мікропроцесору теплорегулятора, в якому задається необхідна температура внутрішнього повітря $[t_{вн.}]$. Відхилення твн. від заданого значення $[t_{вн.}]$ призводить до зміни витрат мережевої води через клапан радіатора. Такий спосіб регулювання дозволяє видалити труднощі з вибором приміщень для здійснення кореляції температурного графіку тепломережі. Тим самим вирішується задача оптимальних витрат теплової енергії споживача.

Робота системи автоматичного керування системою кліматизації та обліку тепlopостачання будівлі будується на математичному моделюванні теплового балансу з урахуванням фактичного енергетичного впливу зовнішнього клімату та внутрішніх тепловиділень. Математична модель являє собою систему рівнянь теплового балансу, що описує повітрообмін, внутрішні надходження тепла (наприклад, від людей в будівлі, джерел освітлення та ін.), зовнішні кліматичні впливи, втрати тепла

через зовнішні огорожі за рахунок теплопровідності та шляхом фільтрації зовнішнього повітря, тепловмісту внутрішнього обладнання та внутрішніх конструкцій, процеси теплообміну в калориферах.

Підвищення адекватності математичної моделі керування тепловим режимом можливе при її перетворенні в модель, що самонавчається. Поставлена мета досягається тим, що автоматизована система містить імітатор датчиків показників зовнішнього клімату. В початковий період експлуатації системи час між циклами керування використовується для самонавчання системи і замість реальних датчиків зовнішніх метеорологічних умов використовується імітатор датчиків зовнішніх метеорологічних умов. Робота системи під час навчання відбувається так само, як і під час процесу керування, лише з тією різницею, що вхідну інформацію система отримує від імітатора датчиків зовнішніх метеорологічних умов, а вихідну передає програмі, що моделює формування мікроклімату. Після того, як на черговій математичній моделі формування мікроклімату навчання закінчується, вводиться більш складна математична модель формування мікроклімату та система, використовуючи накопичений досвід, навчається на цій моделі. Як тільки система починає достатньо швидко переходити від однієї математичної моделі формування мікроклімату до іншої, процес навчання на моделях закінчується і система переводиться в режим навчання на реальному об'єкті.

Викладення матеріалу та результати. Як відомо [1], при достатньо точному розрахунку фактичної температури повітря в опалюваних приміщеннях можливе визначення відносних витрат тепла на опалення на тепловому ввіді в будівлю, а також кількісне коректування теплових режимів будівлі, що відображено в моделі

$$t_n = 0,5(t_1 + t_2) - (a - \frac{b}{G})[(t_1 - t_2)G]^m, \quad (1)$$

де a, b, m - коефіцієнти, значення яких є індивідуальними для кожної системи; t_n - температура повітря в досліджуваному приміщенні, °C; t_1, t_2 - температури теплоносія в прямому та зворотному трубопроводах відповідно, °C; G - витрати теплоносія, т/год.

Дана модель інтерпретована в якості моделі теплового стану приміщення. При заміні в ній значень температур теплоносія та його витрат, можна отримати структурну модель вигляду

$$\hat{t}_n(\tau) = 0,5(\hat{T}_{np}(\tau) + \hat{T}_{зв}(\tau)) - (\beta_1 - \frac{\beta_2}{\hat{G}_{np}(\tau)})[(\hat{T}_{np}(\tau) - \hat{T}_{зв}(\tau))\hat{G}_{np}(\tau)]^{\beta_3}, \quad (2)$$

де $\beta_1, \beta_2, \beta_3$ - параметри моделі, отримані на основі експериментальних даних; $\hat{t}_n(\tau)$ - оцінка температури повітря в досліджуваному приміщенні в момент часу τ ; $\hat{T}_{np}(\tau)$, $\hat{T}_{зв}(\tau)$ - оцінки температур теплоносія в прямому та зворотному трубопроводах відповідно; $\hat{G}_{np}(\tau)$ - оцінка витрат теплоносія в прямому трубопроводі.

При наявності ідентифікованої моделі, оцінок температур теплоносія в прямому та зворотному трубопроводах та витрат теплоносія в прямому трубопроводі, можна отримати прогноз середньої температури повітря в приміщенні (рис. 1).

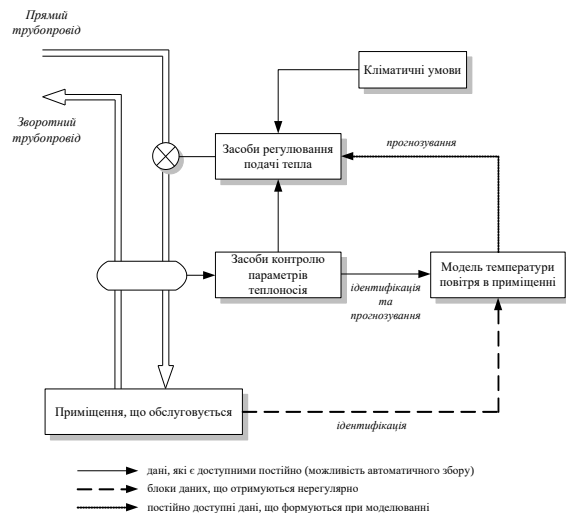


Рис. 1. Схема використання моделі температури повітря в приміщенні

Проаналізувавши систему теплопостачання об'єкту та структуру розподілу теплоенергії, зроблено висновок про необхідність побудови наступних моделей, необхідних для опису теплового стану приміщення:

модель середньої температури теплоносія в прямому трубопроводі;

модель середньої температури теплоносія в зворотному трубопроводі;

модель середніх витрат теплоносія в прямому трубопроводі.

Тому побудова структурної моделі (2) ускладнюється необхідністю розробки трьох додаткових моделей, що може призвести до отримання результату, який має досить велику похибку.

Для опису статичних та динамічних характеристик приміщення застосовують методи [1], в яких використовуються рівняння теплового балансу на основі середніх значень вхідних та вихідних параметрів. Температурний режим опалюваних приміщень формується в результаті сукупного впливу метеорологічних умов, побутових тепловиділень та теплонадходжень від опалюваних приладів.

Витрати тепла на опалення окремого приміщення або будівлі визначаються з виразу

$$Q_{оп} = 1,1(Q_{зо} + Q_{в} - Q_{вт}), \quad (3)$$

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує додаткові втрати тепла в місцевій системі опалення [2]; $Q_{зо} = (1 + \mu)q'_0V(t_{вн} - t_{зовн})$ - втрати тепла через зовнішні огорожувальні поверхні будівлі з урахуванням інфільтраційних втрат; $Q_{в} = q_vV(t_{вн} - t_{зовн})$ - кількість тепла, необхідного для підігріву вентиляційного повітря; $Q_{вт} = 20,8V/h$ - внутрішні тепловиділення відповідно до [3].

Математичні процеси теплопередачі описуються рівнянням Фур'є

$$\frac{\partial t(x, \tau)}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 t(x, \tau)}{\partial x^2} \quad (4)$$

Після застосування перетворення Лапласу та підстановки значень всіх параметрів [1], отримуємо результуючий вираз, що характеризує зміну температури повітря в приміщенні під впливом різних збурень:

$$\begin{aligned} \Delta t_{вн}(p) = & K_0(p) \{ \Delta Q_{оп}(p) + \Delta Q_{в}^{inc}(p) + \Delta Q_{ноб}(p) + [\alpha_v F_{зовн} K_2(p) + \alpha_v F_{ок} K_2(p) + K_{\phi} F_{\phi} + \\ & + F_{\phi} (t_{вн} - t_{зовн})_0 \left(\frac{\partial K_{\phi}}{\partial t_{зовн}} \right)_0] \Delta t_{зовн}(p) + [\alpha_v F_{зовн} K_3(p) + \alpha_v F_{ок} K_3(p) + K_{\phi} F_{\phi} + \\ & + F_{\phi} (t_{вн} - t_{зовн})_0 \left(\frac{\partial K_{\phi}}{\partial \omega} \right)_0] \Delta \omega + [\alpha_v F_{зовн} K_4(p) + (1 - \rho_{вн}) \varepsilon F_{ок} + \alpha_v F_{в}^{inc} K_5(p)] \Delta I(p) \} \end{aligned} \quad (5)$$

Дана модель має універсальний характер та може використовуватись для приміщень з довільним плануванням.

Передаюча функція приміщення $K_0(p)$ характеризує закон зміни температури повітря в приміщенні в залежності від кількості тепла, що надходить (або втрачається).

У даному дослідженні вплив опалювального приладу розглянуто у вигляді каналу зв'язку, що характеризує закон зміни температури в приміщенні залежно від кількості тепла, що виділяється опалювальним приладом. Це дає можливість довільно задавати закон зміни $Q_{оп}(\tau)$ при дослідженні впливу конструктивних особливостей приміщення на динамічні властивості обігріву приміщень.

Найбільш доцільним методом апроксимації отриманих передаточних функцій є розклад гіперболічних функцій $sh\ x$, $ch\ x$, $th\ x$ у степеневий ряд. При цьому порівняння амплітудно-фазових характеристик точної та апроксимуючих передаточних функцій огорожувальних конструкцій дозволяє виявити, що необхідними та достатніми числами членів ряду розкладу для $sh\ x$ та $th\ x$ є три перші члени ряду, а для $ch\ x$ - чотири.

У результаті апроксимації вирази $F(p)$ та $P(p)$ в передаточних функціях $K_1(p)$ - $K_{12}(p)$ приймають вигляд

$$\begin{aligned} F(p) &= Ap^3 + Bp^2 + Cp + D \\ P(p) &= Kp^2 + Lp + M \end{aligned} \quad (6)$$

Характерною особливістю сучасних будівель є широкий діапазон їх конструкцій та режимів роботи. У зв'язку з цим необхідно дослідити вплив конструктивних та режимних параметрів на динамічні властивості обігріву приміщень. Динамічні властивості опалення одного і того ж приміщення (квартири) суттєво змінюються протягом опалювального сезону. При переході від режиму максимального теплового навантаження (відповідно до ТОГ 95/70) з показниками $t_{зовн} = -26\ ^\circ\text{C}$, $v = 10\ \text{м/с}$ до режиму мінімального теплового навантаження ($t_{зовн} = 10\ ^\circ\text{C}$, $v = 0\ \text{м/с}$), величина коефіцієнту передачі збільшується приблизно в 2 рази, а постійна часу - в 1,87 рази [1].

В загальному випадку протягом опалювального сезону можлива практично необмежена кількість комбінацій різних температур зовнішнього повітря та швидкостей вітру, що ускладнює вибір величин α_n та K_ϕ , що входять в передаточні функції. Але, слід зазначити, що існує пряма кореляційна залежність між температурою зовнішнього повітря та швидкістю вітру.

Для районів середньої широти, до яких відноситься і Україна, ця залежність має вигляд

$$v = 0,092t_{зовн} + 5,37 \quad (7)$$

Цей вираз дозволяє однозначно визначити початкові метеорологічні умови, які закладено в передаточні функції.

Висновки та напрям подальших досліджень. Аналіз перехідних процесів в будівлях різних типів свідчить [1], що визначний вплив на динамічні властивості обігріву приміщень створює теплоакumuлююча властивість внутрішніх огорожувальних конструкцій. Зневажання теплоінерційними властивостями внутрішніх огорожувальних конструкцій призводить до зменшення величини постійної часу на 95%, в той час як зневажання теплоінерційними властивостями зовнішніх теплоємних огорожень змінює величину постійної часу лише на 10%.

Отже, дослідження по визначенню впливу конструктивних особливостей квартир на їх динамічні властивості опалення свідчать, що величина постійної часу досить сильно залежить від розміщення квартир в будівлі, коефіцієнту повітропроникності вікон, відношення площі зовнішніх огорожень до площі внутрішніх огорожень. Слід зазначити, що сучасні житлові будівлі характеризуються незначним впливом теплоакumuлюючої властивості огорожень на швидкість зміни температури повітря в приміщенні. По мірі збільшення відношення площі зовнішніх теплоємних огорожень до площі внутрішніх огорожень, ступінь впливу зовнішніх огорожувальних конструкцій збільшується та стає визначальною.

Список літератури

1. Чистович С.А. Автоматизированные системы теплоснабжения и отопления / Чистович С.А., Аверьянов В.К., Темпель Ю.Я., Быков С.И. – Л.: Стройиздат, 1987. – 248 с.
2. Державні будівельні норми України. Конструкції будинків і споруд. Теплова ізоляція будівель: ДБН В.2.6-31:2006. – [Чинні від 2006-04-01]. – К.: Держбуд України, 2006. – 30с.
3. Державні будівельні норми України. Будинки і споруди. Житлові будинки. Основні положення: ДБН В.2.2-15-2005. – [Чинні від 2006-01-01]. – К.: Держбуд України, 2006. – 36с.

Рукопись поступила в редакцию 19.04.12

УДК 622.241: 004.62: 658.562

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

ИНФОРМАЦИОННО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ СИСТЕМА ОПЕРАТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДАННЫХ КАРОТАЖА

В статье рассмотрена система оперативной интерпретации данных каротажа взрывных скважин.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Современная рыночная экономика требует качественных характеристик товара, для того чтоб он был конкурентоспособным. Это накладывает жесткие требования к исходному сырью, которое в результате переработки должно обеспечить необходимое качество конечной продукции. В свою очередь завышение требований к исходному сырью приведет к повышению разубоживания руд, повышению себестоимости и уменьшению производительности горнодобывающего комплекса. Поэтому для исходного сырья выбираются оптимальные параметры по которым оно компарируется на руду и пустую породу. Для проведения мониторинга, части залегающего пласта подготавливаемой к выемке, на содержание в нем полезных компонентов проводится каротаж по регулярной сети взрывных скважин шарошечного бурения до закладки в них взрывчатого вещества.

Анализ исследований и публикаций. Проблема повышения производительности и уменьшения затрат горнодобывающего комплекса диктует минимизацию простоя оборудования и человеческого труда. В связи с чем, план подготовительных работ к выемке очень сжат во времени и технических ресурсах. Кроме того, в связи с технологическими факторами зачастую происходит задержка буровых работ, а закладка взрывчатого вещества в скважины требует привлечения специализированной техники и персонала. Временные, человеческие и технические ресурсы которых также ограничены. В связи с этим временной промежуток на проведение полевых работ по каротажу бывает менее одного дня. За это время работниками геофизического отдела необходимо выявить границы залежи рудного тела с пустой породой. В настоящее время на предприятиях Кривого Рога используются каротажные устройства, визуализирующие величину содержания полезного компонента в определенной точке скважины, и требующие в последующем камеральных работ для обработки и интерпретации данных полевых работ. Конечные данные по каротажу вручную вводятся в специализированное программное обеспечение и только после чего технолог геологического отдела может визуально оценить геометрические параметры залежи. Время с момента полевых работ до получения модели залежи рудного тела может достигать нескольких дней.

Учитывая ограничения времени проведения полевых работ и ограниченное количество каротажной аппаратуры, каротаж по взрывным скважинам проводится не в полной мере, а по некому множеству скважин, выбранных геологом (основываясь на вышележащую геологию, оперативный анализ проб бурового шлама и визуальные особенности блока). После интерпретации данных такого каротажа высока вероятность появления границы залежи между скважинами находящимися в значительном отдалении друг от друга (в разы превышающей регулярную сеть взрывных скважин). Зачастую к моменту выявления этой энтропии блок заряжен или уже взорван и проведение дополнительного каротажа невозможно. Таким образом, горный массив, подготавливаемый к выемке в этом случае выступает в понятии «уходящего объекта».

Постановка задачи. Разработать систему оперативной обработки, представления передачи данных на основании каротажа взрывных скважин технологю для дальнейшей разработки плана горных работ.

Изложение материала и результаты. С целью предотвращения энтропии предложена система оперативного управления каротажем взрывных скважин, функциональная схема которой приведена на рис. 1.

Функциональная схема системы каротажа взрывных скважин включает в себя использование таких глобальных систем как:

- системы GPS, осуществляющая измерение времени и определение местоположения;
- оператора GSM сети, осуществляющего беспроводную передачу данных.

интернета, как места хранения данных с широкопрофильными возможностями для доступа к данным.

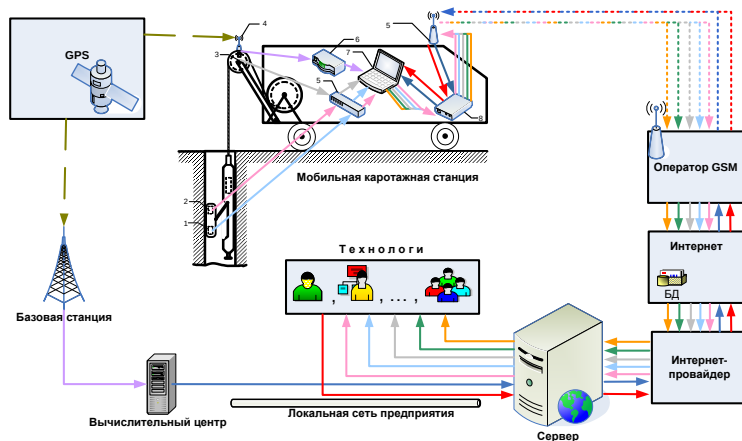


Рис. 1. Функциональная схема системы каротажа взрывных скважин: 1 - датчик магнитной восприимчивости; 2 - сцинтиляционный датчик гамма-излучения; 3 - датчик глубины погружения зондового устройства; 4 - антенна GPS приемника; 5 - преобразователь интерфейсов; 6 - GPS приемник; 7 - портативный персональный компьютер; 8 - GPRS модуль; 9 - антенна GPRS модуля

Датчик магнитной восприимчивости 1 реагирует на магнитную составляющую присущую в рудах связанных с магнетитом имеет выходной интерфейс RS-485

Сцинтиляционный датчик

гамма-излучения 2 измеряет величину интегрального потока интенсивности гамма-квантов, рассеянных от стенки скважины.

Датчик 3 осуществляет контроль передвижения тросс-кабеля, и содержит выходной интерфейс RS-232

Преобразователь интерфейсов осуществляет преобразование физических уровней в каналах передачи данных от датчиков для подключения к бортовому ПК.

GPS-премник 6 посредством специализированной антенны 4 осуществляет прием сигналов от видимых спутников системы GPS и вычисляет местоположение приемной антенны. Данные передаются преобразователю интерфейсов пакетами, по интерфейсу RS-232, структура пакета соответствует протоколу NMEA 0183.

GPRS-модуль 8 через специализированную антенну 9 осуществляет приемопередачу данных по беспроводной линии связи оператору GSM.

Бортовой ПК осуществляет прием данных от датчиков, вычисление содержания железа общего и железа, связанного с магнетитом. Прием данных от GPS приемника, запрос и прием дифференциальных поправок, вычисление высокоточного местоположения.

Построение графиков содержания железа общего и железа, связанного с магнетитом по глубине. Передачу данных о скважинах удаленному серверу посредством GPRS.

Принцип построения модели рудного тела по информации прокаротированных скважин.

Во время проведения каротажных работ, базовая станция осуществляет прием сигналов от видимых стутников системы GPS вычисляет свое местоположение и передает эти данные по каналу связи в вычислительный центр. Вычислительный центр принимает данные от базовой станции, сравнивает принятые данные с заведомо известными данными о местоположении стационарной базовой станции по данным геодезических замеров. Вычисляет дифференциальные поправки для определенного момента времени и, посредством локальной сети предприятия, соединенной с сервером, осуществляет обмен данными локальной сети предприятия с глобальной сетью Интернет и сохраняет эти данные в базе реализованной на удаленном сервере.

По приезду каротажной станции на блок с заведомо выбуренной сетью взрывных скважин, согласно проекту проведения каротажных работ, полученного от технологов геологического отдела, каротажную станцию размещают таким образом, чтобы антенна GPS приемника находилась над устьем каротируемой скважины после чего оператор каротажной станции опускает зондовое устройство к забою скважины.

С этого момента GPS начинает прием данных от видимых спутников системы GPS. После стабилизации показаний GPS приемника данные о местоположении устья скважины передаются бортовому ПК каротажной станции, который формирует запрос о точности GPS данных в момент стабильных показаний приемника. Этот запрос, посредством GPRS модема передается базовой станции GSM оператора. Далее по внутренней реализации GSM оператора, запрос передается в сеть Интернет базе данных на удаленном сервере. База данных обрабатывает запрос и в ответ отправляет дифференциальные поправки бортовому ПК, где после получения дифференциальных поправок вычисляется точное местоположение устья скважины.

По достижению скважинным снарядом забоя скважины происходит освобождение выносного блока и прижатие его к стенке скважины. После чего оператор запускает лебедку, и скважинный снаряд поднимается к устью.

По мере подъема зондового устройства датчик пройденного пути регистрирует величину подъема и считывает данные о интенсивности датчика 2 и магнитной восприимчивости с датчика 1 и посредством преобразователя интерфейсов передает эти параметры программному обеспечению бортового ПК. На мониторе ПК отображаются эти параметры на графиках и сохраняются эти данные в локальной базе данных. По достижению устья скважины оператор отключает привод лебедки и данные о скважине передаются через GPRS-модуль удаленному серверу. Блок-схема алгоритма приведена на рис. 2.

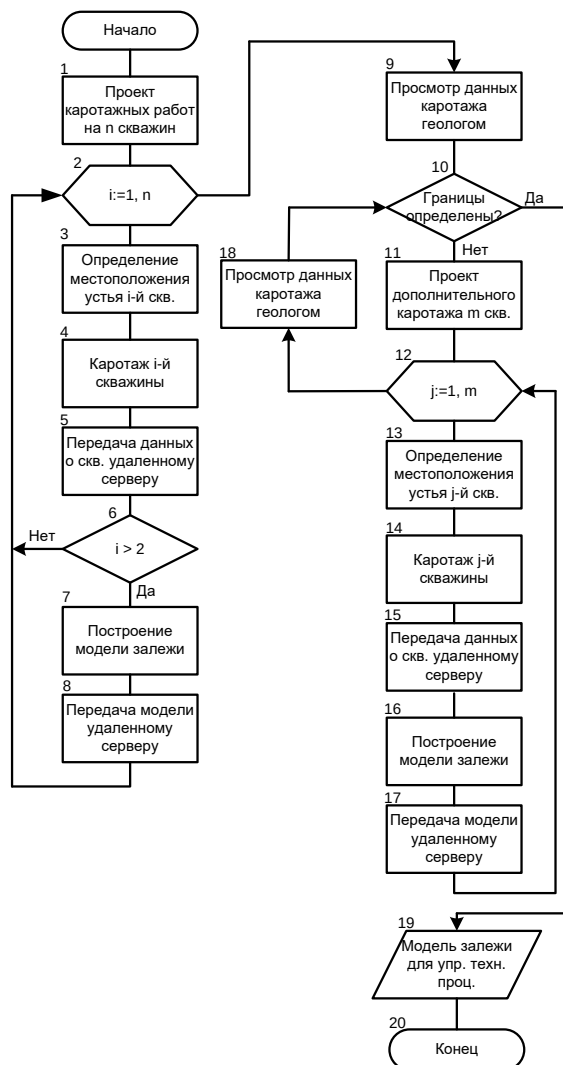


Рис. 2. Блок-схема алгоритма работы ИИС оперативного каротажа взрывных скважин

По мере каротирования как оператор так и технологи могут просмотреть данные о прокарированных скважинах, а так же модель рудного тела, с целью корректировки проекта каротажных работ для более точного выявления «контактов» рудного тела с «пустой» породой, а также для выполнения плана горных работ.

Алгоритм приема и использования информационных потоков для каротажа взрывных скважин структурно делится на две части: основная – описывает работы первоначального плана каротажных работ и имеет преимущественно итерационную структуру; и дополнительная (необязательная), описывающая последующие работы по дополнительному плану каротажных работ, и основываясь на данные предыдущего (предыдущих) планов. Следовательно, эта часть алгоритма имеет циклически-итерационную структуру с заведомо неизвестным количеством повторений.

Выводы и рекомендации. Данный способ оперативного каротажа взрывных скважин и использование информационных потоков результатов каротажа позволяет оперативно получать достоверные данные о залегании рудного тела в массиве горной массы подготавливаемой к выемке. Следовательно,

ускоряет и упрощает управление горными работами в условиях открытой разработки рудных месторождений.

Список литературы

1. Швидкий А.В., Черкасов А.В., Гриценко, А.Н. Методика обработки данных по каротажу скважин // Качество минерального сырья: Сб. науч. трудов. - Кривой Рог, 2011.-С. 216-221.
2. Бызов В.Ф., Азарян А.А. Управление качеством минерального сырья // Качество минерального сырья: Сб. науч. трудов. - Ялта, 1999. - С. 6-14.

УДК 693.55

Д.В. ПОПРУГА, О.І. ВАЛОВОЙ, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОБЛЕМИ ТЕХНОЛОГІЇ МОНОЛІТНОГО БУДІВНИТЦВА В УКРАЇНІ

Розглядаються основні актуальні аспекти монолітного житлового будівництва в трьох напрямках: перспективи монолітного бетону; проблеми нормативного обґрунтування проектних рішень; технологія теплової обробки бетону в швидкісному монолітному житловому будівництві.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Не секрет, що залізобетон стає основним будівельним матеріалом, що використовують при будівництві житла, об'єктів соціальної інфраструктури, в промисловому будівництві, в ефективному освоєнні підземного простору, транспортному будівництві, при зведенні будівель і споруд, що визначають вигляд міської архітектури. Наочним і великим кроком сучасного розвитку монолітного будівництва є зведення висотних будівель.

У монолітного бетону дійсно багато хороших, корисних якостей, якщо говорити про сучасний, багатокомпонентний, часто модифікований бетон. Залізобетон як матеріал в каркасах висотних будівель має ряд переваг в порівнянні з металом: по-перше, теплопровідність бетону в 40 разів нижча ніж сталі, що зумовлює істотно вищу пожежостійкість залізобетонних конструкцій в порівнянні зі сталевими; інша перевага - ефективніше розсіювання енергії коливань будівель при вітрових навантаженнях; по-третє, поперечні перерізи ядер жорсткості або стовпів жорсткості можуть мати великі площі, що забезпечує істотне підвищення моментів опору і відповідно незначну деформативність таких будівель.

Залізобетон є важливим формоутворювальним елементом сучасної архітектури. При цьому реальні можливості досягнення архітектурної виразності споруд з бетону ще дуже слабо використані вітчизняними архітекторами і проектувальниками - повсюдно зустрічається монолітний залізобетон в уніфікованих модульних будівлях, що характерно для збірного будівництва. В результаті склалася помилкова думка про малу зовнішню привабливість бетонних будівель і споруд. Також одним з найбільш перспективних шляхів реалізації концепції естетичного будівництва з бетону є застосування архітектурного бетону з підвищеними декоративними властивостями і експлуатаційними характеристиками. При цьому для підвищення декоративних властивостей використовуються, як правило, високоякісні білий і кольоровий цемент, а наявність складного рельєфу поверхні і дрібних деталей орнаменту вимагає застосування заповнювачів з обмеженим максимальним розміром. Важливим показником якості таких бетонів є відсутність усадки [1,2].

Постановка задач досліджень. Перед авторами було поставлене завдання проаналізувати сучасні технології зведення будівель з монолітного залізобетону та основні проблеми пов'язані з цим.

Методика та результати досліджень. Великий розвиток монолітне і збірно-монолітне житлове будівництво отримує не лише в Києві, але і в інших містах, де стає домінуючим методом в загальній структурі будівельного комплексу. Цьому сприяють освоєння нових технологій, використання сучасних опалубних систем, комплексна механізація і індустріалізація технологічних процесів приготування, доставки, подачі і укладання бетонної суміші, застосування прискорених методів твердіння при всесезонному виконанні робіт.

Очевидно, що одним з найбільш перспективних напрямів будівельного матеріалознавства нового сторіччя буде створення надвисокоміцних матеріалів з принципово новими характеристиками, що наближають їх до металу, кераміки і полімерів. Це перспективне і серйозне завдання можна вирішити, використовуючи комплексні модифікатори спеціального призначення.

Отже, належить змінити погляд на технологію бетону, рішуче здолати розповсюджені стереотипи до бетону як до матеріалу, який нібито сам по собі набуває або не набуває бажаних властивостей. Потрібна зміна підходу до монолітного бетону, усвідомлення його ефективності в досить широкій області промислового, цивільного і житлового будівництва, що вимагає як перегляду технології зведення будівель і споруд в цілому, так і відношення до створення його матеріально-технічної і інформаційної бази.

Якщо з перевагами монолітного бетону усе ніби то ясно, то, кажучи про проблеми, потрібно згадати і про ті, які носять масштаб загальнонаціонального лиха в будівництві - відсутність актуальних нормативних документів. Перехід на європейські стандарти не відбувся, а регламентів в будівництві досі не з'явилося. Проте навіть повернення до старої системи СНиП не розв'яже проблеми: вони безнадійно застаріли.

Слід сказати, що наша система нормативних документів в будівництві (ГОСТ, СНиП) якщо не унікальна, то одна з кращих (за цим же принципом побудована німецька DIN). Тому її необхідно зберегти і удосконалювати. Будівельне виробництво пов'язане з постійним розвитком, що вимагає регулярного перегляду і внесення відповідних змін, але це було дещо проігноровано останніми роками, внаслідок чого маємо те, що маємо. Наша економіка крокує уперед, і це не привід відмовлятися від усього старого - попереду багато роботи: необхідно переглянути і перевидати практично усі документи, причому слід утримуватися від існуючої тенденції спрощення і укрупнення.

Необхідно повернутися до практично втраченої системи технологічного проектування, в т.ч. типових технологічних карт. Практика показує, що у багатьох випадках вони служать хорошою підмогою для фірм, що розвиваються набираючи досвіду, а також є відправною точкою для розробки складніших індивідуальних рішень. Аналіз тих ТК, що застосовуються, дозволяє зробити висновок про безвідповідальний підхід до їх складання з боку проектних організацій. Багато фірм, надихнувшись ідеєю вільної нормотворчості, зайнялися розробкою власних стандартів - нехай це і непогано, але все таки потребує обмеження жорсткими законодавством. Підводячи підсумок, звернуто увагу на те, що накопичений десятиліттями досвід багатьох повинен зберігатися, примножуватися і використовуватися, а не гнити в підвалах і піддаватися знищенню.

Монолітний бетон, принесений до нас на початку 90-х іноземними фірмами як матеріал масового будівництва, хоч і не був новий, але не мав достатнього опрацювання навіть в старих документах, не кажучи вже про те, що нові так і не поспішають з'являтися. Зведення будівель і споруд в монолітному виконанні стало звичайною справою не лише в столичному мегаполісі, але і в інших містах - будують будівлі від найбуденніших до воістину грандіозних. Причому будують на свій страх і ризик - а потім вже дивляться, що з цього виходить. Так з практики народжується закон.

Сучасне монолітне будівництво націлене на швидкість виробництва - скорочення його до темпів оборотності опалубки (монтаж/демонтаж), використання незнімних форм. Прибутки від дострокового введення в експлуатацію об'єктів і фактична відсутність нормування й контролю виробничого процесу ставлять під питання надійність такого будівництва. Усе частіше брако-роби виграють справи в судах, і прогнози фахівців дуже гнітючі: в наступні 3-4 року число аварій тільки збільшиться. Особливо хочеться звернути увагу на базові проблеми монолітного бетону, які зустрічаються щодня, вимагають рішення в першу чергу, які наслідують і примножуються в швидкісному будівництві:

переопирання горизонтальних конструкцій, раннє завантаження. Виконується для прискорення оборотності опалубки при недостатній її кількості, має місце в швидкісному будівництві. Спостерігається недостатнє опрацювання цих положень як в теоретичному плані, так і на практиці, що викликає якщо не руйнування, то підвищену деформативність будівель. Повселюдно ці рішення не обґрунтовані і часто взяті «зі стелі». Через відсутність простих і доступних механізмів розрахунку функція визначення критеріїв по цьому пункту лягає на проектні організації, які також не завжди здатні достовірно оцінити кожен конкретний випадок;

інтенсифікація твердіння бетону, поєднання робіт. Досі з метою скорочення терміну будівництва використовується прискорення набору міцності бетоном із внесенням добавок або підведенням теплової енергії. Процес набору міцності бетоном супроводжується технологічними перервами, тобто "мертвим часом", який не можна використовувати для поєднання робіт на ділянці. Це протиріччя викликає безліч порушень як технологічних, так і по техніці безпеки. В умовах швидкісного будівництва вимагаються принципово нові організаційно-технологічні рішення по проектуванню і виконанню термообробки бетону в ув'язці з супутніми і наступними роботами, темпами виробництва;

контроль якості бетону, підвищення кваліфікації персоналу будівництва. Це питання є принциповим і в кожній конкретній організації вирішується або не вирішується по-своєму. Ніхто не стане сперечатися, що якість окремих робіт, а потім і усього будівництва залежить не

лише від якості використовуваних матеріалів і конструкцій, але і від кваліфікації ІТР будівництва та робітників. Грамотні люди, усвідомлюючи усю відповідальність своєї роботи, уникатимуть передусім технологічних помилок, це дозволить підвищити самоконтроль окремих робітників і бригад в цілому. Позитивним чинником є матеріальне стимулювання не лише за кубі, але і за якість. Контроль якості бетону на об'єкті монолітного будівництва має бути присутнім в ході виробництва робіт безперервно і здійснювати реальну підтримку виробництву. Це означає, що контрольні органи повинні не "набігами" відвідувати об'єкти з метою виявлення можливих кричущих порушень і наступним з'ясуванням обставин, а здійснювати безперервне спостереження і, маючи в розпорядженні необхідне знання і технічне оснащення, не лише фіксувати виникаючі відхилення, але і давати своєчасні рекомендації по їх усуненню. Тут можуть бути найбільш ефективними групи оперативного безперервного контролю, що мають відповідні повноваження. Проте усі ці заходи так і залишаються на совісті відповідних сторін, а послаблення державного нагляду далеко не завжди веде до посилення їх відповідальності [3,4].

Швидкісне всесезонне монолітне будівництво (ШВМБ) - це, передусім, комплекс заходів, який містить в собі увесь спектр організаційних і технологічних заходів спрямованих на скорочення термінів виробництва робіт і зниження трудомісткості при незмінній якості, коли в практиці стає реальним зведення в монолітному виконанні 6-12 поверхів в місяць. Тобто швидкісне будівництво це вже не просто зимове або всесезонне, а таке, що припускає певні заходи щодо організації робіт в цілодобовому і цілорічному режимі, спеціальні інженерні методи витримки і обігріву бетону протягом часу, що відводяться для цієї мети (12-48 годин) як в зимовий, так і в літній час.

Отже, технологія бетонування із застосуванням теплових методів прискорення твердіння бетону є одним з найважливіших напрямів швидкісного будівництва із зведенням монолітних залізобетонних конструкцій. Проте, якщо при вирішенні питань, що стосуються витримки бетону, раніше виходили від стандартних термінів цієї самої витримки, то зараз ці терміни залежать від загальної організації робіт на об'єкті і часто скорочуються на стільки, що звичайними способами досягти необхідної розпалубочної міцності бетону не вдається. Відповідь на поставлене завдання раніше знаходили в основному в додатковій інтенсифікації процесу набору міцності бетоном. Відповідно виникало питання - наскільки виправданим економічно і технічно буде подальше скорочення термінів термообробки?

Будують у нас при мінусових температурах досить давно, досвід накопичений великий, проте аналіз цього досвіду, як вітчизняного, так і закордонного, показав, що проблеми розвитку технології зимового бетонування, як основи ШВМБ, з системних позицій до останнього часу не вивчалися або такі спроби були дуже слабкими.

Відомостей про методи інтенсифікації твердіння бетону існує предостатньо, проте носять вони розрізнений і іноді дуже суперечливий характер. У сучасних публікаціях явною, за рідкісним виключенням, стає тенденція вибіркового переписування матеріалів минулих років. Як наслідок, інженер-проектувальник може мати декілька посібників з обігріву бетону, в яких викладений загальновідомий опис методів прискорення твердіння або дуже некомпетентного характеру типові технологічні карти.

Звідси сучасне уявлення про технологію теплової обробки бетону складається з невірних типових рішень і деякого виробничого досвіду як власного, так і своїх колег. Власне проектування обігріву і витримки, як правило, просто не виконується, так само як і не виконується контроль безпосередньо на будівельній ділянці - виконавці залишаються лише спостерігачами. Тільки небагато організацій через власний досвід здатні використовувати проектуємість і керованість процесів в технології теплової обробки бетону. Відповідно швидкісне будівництво не може базуватися просто на одному прискоренні набору міцності бетону, оскільки цей ресурс вже практично вичерпаний - майбутнє за новими технологіями. Але будемо ми сьогодні, отже, потрібний інший підхід. Одна із складових такого підходу може полягати в задіюванні певного тимчасового резерву самого процесу обігріву бетону - в поєднанні супутніх і наступних робіт з ним. Проблема можливості поєднання робіт особливо актуальна для перекриттів.

При усій уявній простоті у швидкісного монолітного будівництва є цілий ряд інших специфічних проблем, пов'язаних, в основному, з дефіцитом часу і засобів, які ведуть до повернення на колишніх, дуже тривалих термінів виробництва, а ігнорування таких проблем призводить до зниження якості отримуваної продукції і підвищеної аварійності. Найближчим часом ШВМБ буде "по за законом" до тих пір, поки не з'явиться відповідна нормативно-методична

база, що дозволяє вивести і обґрунтувати усі вживані методи виробництва, оскільки "ми будемо на свій страх і ризик, а потім вже дивимось, що з цього виходить". Проте при таких, навіть не дуже радісних обставинах швидкісне монолітне будівництво залишається найбільш доцільним для мегаполісу, що бурхливо розвивається.

Отже, якщо повернутися до сучасних технологій прискорення твердіння бетону, то вони через відсутність надійних і недорогих хімічних добавок - прискорювачів твердіння в основному базуються на застосуванні різних методів прогрівання бетону з його наступною витримкою до досягнення нормативних значень критичної і розпалубочної міцності. З усіх використовуваних коли-небудь методів і способів теплової обробки та витримки без обігріву, практика застосування їх у виробничих умовах привела до природного відбору найбільш ефективних, простих і технічно здійснених, які стають основою швидкісного будівництва.

Поглиблюючись в методи обігріву бетону, можна зробити висновок, що основними, які допускає розглядати ШВМБ є: електропрогрівання вертикальних конструкцій стержневими електродом; внутрішнє кондуктивне прогрівання практично будь-яких конструкцій гріючим дротом; конвективний обігрів за допомогою теплогенераторів в закритих об'ємах; обмежено можливий обігрів гріючими опалубками. Кожен з методів найбільш ефективний в певних умовах, що в сумі дає можливість зводити за їх допомогою будь-які монолітні конструкції і будівлі.

Усі методи витримки бетону (гріючі) можна розділити за способом підведення тепла на дві основні групи: це власне електропрогрівання (тепло виділяється безпосередньо в масиві бетону) і контактний нагрів (поширення тепла від джерела за допомогою теплопровідності).

Якщо обігрів ділити ще і на внутрішній і зовнішній, то серед даних методів до внутрішнього відноситься обігрів гріючим дротом і електропрогрівання, а до зовнішнього - теплогенераторами і термоактивними опалубками. Ці дві групи якраз і складають зараз основну конкуренцію, причому між собою.

Якщо говорити про технології "зимового бетонування", то вони вже самі по собі являються, по суті, ресурсозберігаючими, оскільки ціною додаткових енерговитрат досягається можливість: скоротити терміни будівництва в 5-10 разів; ефективно використовувати трудові ресурси і устаткування, зокрема, опалубку; застосовувати дешевші бездобавочні бетонні суміші; виключити замерзання бетону в ранньому віці і гарантувати необхідну високу якість конструкцій, що зводяться [5].

Проте знову ж таки в сучасних умовах, коли високі темпи виробництва робіт ставлять нові вимоги до технології і, зокрема, до методів обігріву і витримки бетону, перехід до ШВМБ немислимий без організаційно-технологічних заходів, спрямованих на усунення існуючих проблем методологічного, технічного і кваліфікаційного характеру, властивих сучасному монолітному будівництву. Такі заходи повинні базуватися на розробці і використанні прогресивних технологій, забезпечених своєчасною інформаційно-технічною підтримкою, надійність систем яких визначається в комплексному науково-технічному підході.

Висновки. У цій статті розглянуто далеко не усі проблеми монолітного будівництва, їх, на жаль, залишається предостатньо. Але кожне поставлене питання витягає на світло ще безліч завдань, які треба вирішувати, а відповіді цілком можна знайти і не в такому вже далекому майбутньому. Крок за кроком нам належить долати ці проблеми, тому що без їх рішення не буде прогресу в національній будівельній індустрії. Із ситуації, що склалася, вихід один - тривале і кропітке відновлення регулюючих норм в будівництві при спільній участі провідних дослідницьких інститутів і відповідних відомств, поступовий перехід на високотехнологічні способи виконання робіт. Не варто сподіватися на диво або корінний переворот в науці і техніці - кожен маленький, але у вірному напрямі крок, стане основою і відправною точкою для наступного, задасть рух у напрямку до поліпшення умов і якості будівництва в кожній окремій організації та будівельній галузі в цілому.

Список літератури

1. **Валовой О.І.** Проектування технологія та організація будівництва. Зведення і ремонт будівель та споруд. Т. V "Реконструкція промислових будівель та споруд": Довідково-методичний навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком "Будівництво" / **О.І. Валовой.** – Кривий Ріг: Видавничий дім, 2009. – 480с.
2. **Кирнев А. Д.** Технология возведения зданий и специальных сооружений. / **А.Д. Кирнев, А.И. Субботин, С.И. Евтушенко.** – Ростов: Феникс, 2005. – 576 с.
3. **Теличенко В. И.** Технология возведения зданий и сооружений. / **В.И. Теличенко, А.А. Лапидус, О.М. Терентьев.** – М.: Высшая школа, 2001. – 320 с.

4. Белецкий Б. Ф. Технология и механизация строительного производства. / Б.Ф. Белецкий. - Ростов: Феникс, 2004. – 752 с.

5. Головнев С. Г. Технология зимнего бетонирования. Оптимизация параметров и выбор методов. / С.Г. Головнев - Челябинск: ЮурГу, 1999. - 156 с.
Рукопись подано до редакції 12.03.12

УДК 622.73-52

И.А. МАРИНИЧ, ст. преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АДАПТИВНОЕ СОГЛАСОВАННОЕ УПРАВЛЕНИЕ ДРОБИЛЬНО-ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫМ КОМПЛЕКСОМ НА БАЗЕ СТРУКТУРЫ С РАСПРЕДЕЛЕННЫМИ ПАРАМЕТРАМИ ФУНКЦИИ СОКРАЩЕНИЯ КРУПНОСТИ РУДЫ

Приведено описание принципов построения АСУТП с применением распределенных регуляторов и согласованного адаптивного управления дробильно-измельчительным комплексом горно-обогатительного комбината на базе модели с распределенными параметрами функции сокращения крупности руды.

Ключевые слова: распределенный регулятор, функция сокращения крупности, моделирование, дробильно-измельчительный комплекс.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Процессы переработки минерального сырья, в особенности циклы дробления и измельчения, являются наиболее энергоемкими и ресурсозатратными в горно-обогатительной отрасли промышленности: на операции дробления и измельчения руды расходуется до 70 % потребляемой горно-обогатительным комбинатом электроэнергии, а общие энергозатраты достигают 20 % от всей вырабатываемой в стране электроэнергии [1,2]. Энергопотребление таких комплексов в значительной степени определяется качеством руды, которая поступает на переработку.

Уменьшить негативное влияние изменений характеристик исходной руды на энергопотребление дробильно-измельчительных комплексов горно-обогатительных комбинатов и при этом максимизировать их производительность по готовому продукту заданного качества возможно только при наличии эффективного автоматизированного управления технологическим процессом.

Анализ исследований и публикаций. Существующие системы автоматизированного управления процессами дробления и измельчения руды, вследствие устаревших методов идентификации и моделирования объектов управления, которые используются при их разработке и эксплуатации, не обеспечивают качественного формирования и поддержания оптимальной степени измельчения перерабатываемого сырья в условиях изменяющихся физико-механических и химико-минералогических его характеристик, что негативно отражается на качестве конечного продукта и энергоэффективности технологического процесса.

К основным направлениям, позволяющим уменьшить эти затраты, следует отнести разработку и внедрение в производство нового высокоэффективного оборудования, совершенствование схем дробильно-измельчительных переделов, а также оптимизацию управления технологическим процессом. Для обеспечения оптимальной работы обогатительных аппаратов необходимо получение продукта с максимальным выходом заданных классов крупности, то есть продукта с определенной гранулометрической характеристикой. Решение этих задач позволит снизить безвозвратные потери ресурсов, повысить качество конечного продукта и оптимизировать энергопотребление в целом.

Цель исследований. Целью исследований является разработка принципов, структуры и системы энергоэффективного адаптивного управления дробильно-измельчительным комплексом горнообогатительного комбината на базе модели с распределенными параметрами функции сокращения крупности руды.

Изложение материала и результаты. В процессе дробления - измельчения руды происходит изменение ее гранулометрической характеристики, эти операции носят случайный характер и в любой момент времени характеризуются переходными вероятностями [1]. При математическом описании этих процессов можно полагать, что параметр крупности распределен по объекту «перерабатываемая руда», а сам дробильно-измельчительный комплекс целесообразно рассматривать как систему с распределенными параметрами функции сокращения крупности перерабатываемого сырья.

Математические модели распределенных систем, в отличие от моделей систем с сосредоточенными параметрами, рассматриваемыми в классической теории управления, описываются дифференциальными уравнениями в частных производных, что ведет к их принципиальному усложнению. Усложнение класса систем ведет к усложнению методов их исследования и проектирования, а также к необходимости широкого использования численных методов, вследствие невозможности получения аналитических решений в большинстве случаев [6].

Поэтому объект исследования удобно разбить на элементарные процессы, которые разделены между собой - цикл дробления-измельчения отделен от цикла перемещения, отдельные циклы процессов стоят последовательно друг за другом [4]. Далее будем рассматривать формирование согласованного адаптивного управления многостадийным процессом сокращения крупности руды путем формирования оптимальной функции распределения ее частиц по крупности для выходных продуктов дробильных и измельчительных агрегатов каждой стадии с учетом их производительности и энергозатрат на процесс, что, в конечном счете, позволит уменьшить удельные затраты на единицу готового продукта [1].

Обобщенная структурная схема распределенной системы управления представлена на рис. 1.

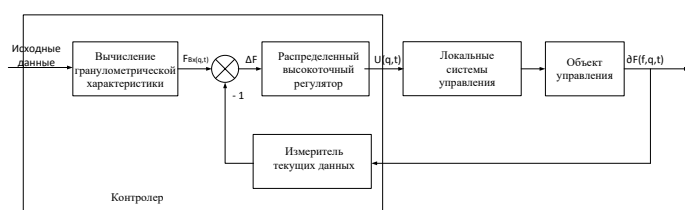


Рис. 1. Структурная схема распределенной системы управления

Распределенные высокоточные регуляторы (РВР), нашли широкое применение в системах управления различными технологическими процессами. В общем случае передаточная функция

такого регулятора состоит из распределенных пространственно-усилительного, идеального пространственно-интегрирующего и идеального пространственно-дифференцирующего звеньев [5].

Передаточная функция распределенного высокоточного регулятора имеет вид [5]

$$W(x, y, s) = E_1 \left[\frac{n_1 - 1}{n} - \frac{1}{n} G \right] + E_2 \left[\frac{n_2 - 1}{n} - \frac{1}{n} G \right] \cdot \frac{1}{2} + E_3 \left[\frac{n_3 - 1}{n} - \frac{1}{n} \nabla^2 \right], \quad (1)$$

где E_1, E_2, E_3 - заданные числа (коэффициенты усиления); x, y - пространственные координаты; ∇ - лапласиан; s - оператор Лапласа; n_1, n_2, n_3 - весовые коэффициенты ($n_1 > 1, n_2 \geq 1, n_3 \geq 1$).

Передаточная функция РВР, записанная с использованием обобщенной координаты, может быть представлена в виде следующего соотношения [5]

$$W(G, s) = E_1 \left[\frac{n_1 - 1}{n} - \frac{1}{n} G \right] + E_2 \left[\frac{n_2 - 1}{n} - \frac{1}{n} G \right] \cdot \frac{1}{2} + E_3 \left[\frac{n_3 - 1}{n} - \frac{1}{n} G \right] s \quad (2)$$

$$0 \leq G \leq \infty.$$

Для оптимизации процесса формирования сокращения крупности руды дробильно-измельчительным комплексом, целесообразно использовать интегральный критерий согласованного управления многостадийными процессами [3].

Реализация его в структуре управления, представленной на рис. 2, позволяет учитывать скорость формирования определенных фракций крупности руды, производительность и удельные затраты на производство единицы выходного продукта каждой стадии в условиях неполной и нечеткой информации об объекте управления путем формирования динамической коррекции параметров регулирующих структур.

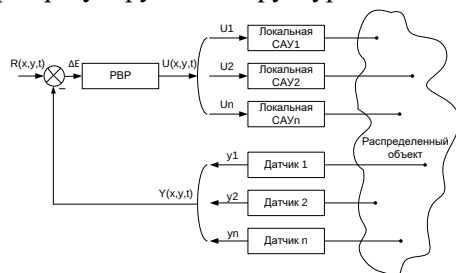


Рис. 2. САУ многостадийным распределенным объектом

На рис. 3 приведена блок-схема вычислительной процедуры, которая лежит в основе интегрального критерия управления распределенными структурами [3].

Техническая реализация распределенной АСУТП может быть реализована на современных контроллерах и устройствах серийно выпускаемых фирмами Siemens,

Schneider Electric, Alan Bradley, КонтрАвт и других.

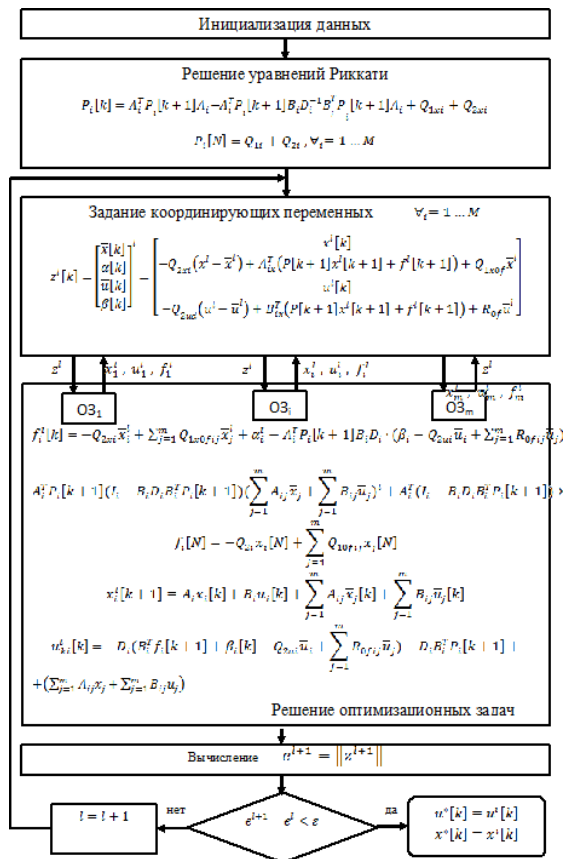


Рис. 3. Блок-схема вычислительной процедуры

В приведенной на рис. 4 схеме, распределенной АСУТП на базе модулей КонтрАвт управляющие панели Power Panel 200, выполняют функции промышленного контроллера. При этом осуществляется взаимосвязанное регулирование технологическим процессом при помощи MDS-модулей и регуляторов МЕТАКОН, выполняется необходимая визуализация. Кроме того, панели Power Panel 200 выполняют связующие функции, поскольку могут использовать данные из нескольких гетерогенных сетей, логически связывая ее в одну. Эти данные используются, как для управления, так и для архивирования. В сложных системах в качестве приборов управления могут применяться регуляторы МЕТАКОН в комбинации с дискретными модулями ввода-вывода.

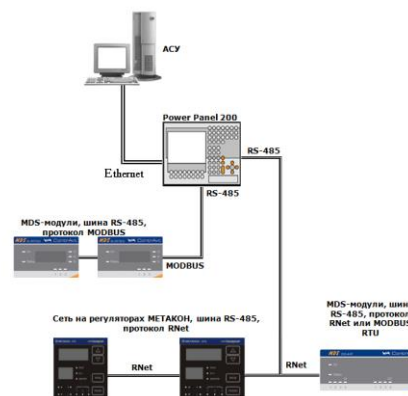


Рис. 4. Схема распределенной АСУТП на базе модулей КонтрАвт

Выводы. Основным условием оптимизации управления дробильно-измельчительным комплексом является формирование гранулометрического состава руды, обеспечивающего необходимое качество ее обогащения в соответствии с текущими характеристиками перерабатываемого сырья. Представление модели дробильно-измельчительного комплекса горнообогатительного комбината в виде структуры с распределенными параметрами функции сокращения крупности перерабатываемой руды позволяет минимизировать удельные затраты на процессы дробления-измельчения и добиться максимальной производительности технологической линии.

Применение согласованного адаптивного управления многостадийным процессом сокращения крупности руды путем формирования оптимальной функции распределения ее частиц по крупности для выходных продуктов дробильных и измельчительных агрегатов каждой стадии с учетом их производительности и удельных энергозатрат на процесс позволяет добиться эффективного управления всем комплексом в целом, что положительно сказывается на себестоимости конечного продукта.

Список литературы

1. Моркун В.С. Адаптивные системы оптимального управления технологическими процессами / В.С. Моркун, А.А. Покурченко, И.А. Луценко. - Кривой Рог: Минерал. - 261 с.
2. Купін А.І. Інтелектуальна ідентифікація та керування в умовах процесів збагачувальної технології: Монографія / А.І.Купін. - Кривий Ріг: КТУ, 2008. - 204 с.
3. Лыченко Н.М. Алгоритмы децентрализованного координированного управления дискретными системами с заданными характеристиками динамики. // Проблемы автоматизации и процессов управления. - №1. с.10-17, Бишкек, 2002.
4. Мухин О.И. - Моделирование сложных систем: Электронный учебник-Пермь, ПГТУ, 2009. Режим доступа: <http://stratum.ac.ru/textbooks/modelir/lection17.html>
5. Першин И. М. Анализ и синтез систем с распределенными параметрами. Монография, Пятигорск, 2007. - 245 с.
6. Рапопорт Э.Я. Структурное моделирование объектов и систем управления с распределенными параметрами: Учебн. пособие / Э.Я. Рапопорт. - М.: Высш. шк., 2003. - 299 с.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 621.771.2

В.И. БОЙКО, д-р техн. наук, проф., С.А. ДРОН, аспирант, А.Т. НЕЛЬГА, аспирант
Днепропетровский государственный технический университет

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПРОЦЕСС ПРОКАТКИ С УЧЕТОМ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ТЕМПА

Время прокатки состоит суммы машинного времени главного привода и времени паузы по пропускам. Главным является режим обжатия, а следствием вытяжка полосы. Оптимальное распределение обжатия получено на основании решения задачи динамического программирования. Распределение нелинейное вначале большое, а потом меньше. Грубо, в первом приближении, это экспонента с постоянной времени. Условно можно выделить три режима.

В *первом* происходит значительное перемещение нажимного механизма. Путь определяется площадью под кривой изменения скорости (разгон, установившийся режим, торможение) и влияет на время перемещения. Время прокатки очень мало, а паузы велико. Работа нажимного устройства начинается тогда, когда до окончания процесса прокатки в текущем пропуске еще остается время.

Во *втором* эти составляющие примерно одинаковы и возможен минимум суммарных затрат за счет нелинейности.

В *третьем* периоде время прокатки значительно превышает время паузы, наблюдается рост суммарных затрат времени.

Путь перемещения верхнего вала это половина произведения времени перемещения на значение максимально достижимой скорости, определяемой ускорением и замедлением, при треугольном графике работы. При постоянных динамических параметрах получается нелинейная прямо-пропорциональная квадратичная зависимость между перемещением и временем. Поэтому время получается извлечением квадратного корня из произведения обжатия на постоянный коэффициент.

На современном этапе автоматизация систем управления производством является необходимой в связи с повышенными требованиями ко времени и качеству регулирования процессов и необходимостью контроля за выходными параметрами для их учета и получения при помощи этих данных более качественной продукции.

Применительно к реверсивным станам универсального типа, характеризующимся большим числом контролируемых параметров и управляющих воздействий, высокой скоростью протекания технологического процесса, широким ассортиментом выпускаемого проката, а также, на основе требований, предъявляемых к прокатному стану, рациональный объем автоматизации целесообразно проводить на уровне создания АСУТП точной прокатки.

Созданная система управления точной прокаткой на универсальном стане ДМКД обеспечивает коррекцию положения верхнего вала на последний пропуск в функции измерения температуры и толщины проката в предпоследнем пропуске. Схема включает подсистему контроля отработки задания на перемещение нажимного механизма в чистовом проходе, упрощая управление регулирующим органом клетки за счет уменьшения избыточности информации.

Автоматизированная система обеспечивает выполнение обжатия в последнем пропуске в оптимальном режиме, способствует уменьшению разнотолщинности полос, улучшает условия труда оператора прокатного стана, а также снижает процент брака, который допускается по вине оператора.

Алгоритм определения начала торможения главного привода в текущем пропуске.

Потенциально возможный темп реверсивной прокатки переменный. Он имеет экстремальный характер. Максимальный темп возможен в середине процесса. Его обеспечение зависит от желания оператора и он вполне может его снизить, приблизив к равномерному. Обеспечение переменного темпа реверсивной прокатки на максимальном уровне, в большой мере зависит от выбора момента начала торможения и величины замедления, когда раскат еще обжимается прокатными вальками.

Выбор момента начала снижения максимальной установившейся скорости прокатки к заданной скорости выброса металла из валков зависит от условия, чтобы время, потраченное на возврат

На основании уравнения зависимости скорости выброса V_B металла массой m и заданного пути $L_{зад}$, а также средней скорости его перемещения V_{cp} до начала очередного пропуска, разработан алгоритм вычисления точки перехода прокатки металла у фазу выброса.

Связь между временем t_B перемещения раската и скоростью выброса V_B установлена на основании соответствующих физических закономерностей кинетики движения прокатываемого «тела».

Дифференциал работы двигателя главного привода равен

$$dA_{э.п} = d\left(\frac{mV_3^2}{2}\right) + d(FL_e) + dA_p,$$

где m - полная масса слитка; V_3 - мгновенная скорость слитка (в начальный момент выброса равна V_B)
 F - сила сопротивления движению слитка; L_e - пройденный слитком путь после его выброса из рабочих валков; dA_p - работа двигателя рольгангов

$$dA_p = d\left(\frac{mV_p^2}{2}\right) + d(FL_e)$$

где V_p - скорость рольгангов.

Сила сопротивления движению слитка, после его выброса из валков складывается в основном из силы трения в механизмах главного привода, привода рольгангов и силы трения о ролики рольгангов. Эти силы при скорости возможного выброса металла из валков $V_{выбр} = 0,8-1,2$ м/с², как показали экспериментальные исследования, проведенные на реверсивном стане 1200 ДМК, незначительно (в пределах 5-7 %) отличаются друг от друга и для скорости выброса 1,0 м/с приняты равными в среднем $F = 0,18$ Н/кг (?).

Если учесть, что $dA_{г.п}/dt$ - мощность N главного привода, то получим дифференциальное уравнение вида

$$N_{э.п} = mV_3 \frac{dV_3}{dt} + mV_p \frac{dV_p}{dt} + F\left(\frac{L_B}{dt} + \frac{L_p}{dt}\right) = m\left(V_3 \frac{dV_3}{dt} + V_p \frac{dV_p}{dt}\right) + F\left(\frac{dL_B}{dt}\right)$$

Если принять $V_3 = V_p$, а $L_B = L_p$, то

$$N_{э.п} = 2mV_3 \frac{dV_3}{dt} + 2F \frac{dL_B}{dt}$$

Главный двигатель при выбросе отключен, а значит $N_{г.п} = 0$, тогда

$$0 = mV_3 \frac{dV_3}{dt} + F \frac{dL_B}{dt}$$

$$mV_3 \frac{dV_3}{dt} = -FV_3$$

Если проинтегрировать это уравнение, то мы получим зависимость скорости движения заготовки V_3 от времени t .

$$t = \int_{V_0}^0 \frac{mV_3 dV_3}{(-F)V_3},$$

Уравнение (5) позволяет определить время паузы, затрачиваемое на перемещение раската после его выброса из валков. Заметим, что масса раската и его скорость в уравнении (5) входят в подынтегральное выражение, поскольку в общем случае они могут рассматриваться как переменные. При $t = 0$ скорость заготовки при выбросе равняется V_B .

Интегрированием скорости по времени можно найти и путь, пройденный слитком за время выбега.

Предложенный алгоритм, основанный на использовании информации о массе прокатываемого слитка, скорости его выбега при выбросе из валков в пропуске, силе сопротивления (силе трения), позволяет расчетным путем найти оптимальную продолжительность паузы, которая реализуется оптимальным выбором точки перехода при прокатке в фазу выброса металла.

Управление процессом прокатки полос с оптимизацией фазы выброса раскатов повысило темп в цикле прокатки в среднем на 5 - 7%.

Рукопись поступила в редакцию 19.03.12

УДК 621.951.025.7

А.С. АРАЛКІН, канд. техн. наук, доц.,
С.В. ПЕРЕГУДОВ інженер, І.В. ГРОШКО, магістрант
Криворізький національний університет

ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ СПРЯЖЕННЯ КЛЕСНОГО СВЕРДЛА

Викладено результати графоаналітичних досліджень обґрунтування та визначення раціональної довжини спряження клесного свердла. Розглянуто два варіанти спряження за посадками $H7/h6$ та $H7/f6$. Надано рекомендації щодо марок скліючої рідини. Приведено її експлуатаційні характеристики.

Проблема та її зв'язок з практичним завданнями. Розробка та виготовлення специфічного та спеціального інструмента являє особливий інтерес для одиничного та малосерійного виробництва. В цих умовах доцільно звести до мінімуму матеріальні витрати на виготовлення такого інструмента.

Одним з видів такого специфічного інструмента є свердла збільшеної довжини, виготовлення яких в умовах виробництва являє достатньо складну задачу. Одночасно з цим є вихід з цієї ситуації – виготовлення складеного (клеєного, зварного, паяного тощо). Виготовлення свердла збільшеної довжини з використання термічної обробки (зварювання, пайки...) може привести до значних температурних деформацій з подальшим отримання браку. Тому розробка раціональної технології виробництва свердел збільшеної довжини в умовах малих підприємств для одиничного та дрібносерійного виробництва є задачею актуальною і своєчасною.

Аналіз досліджень та публікацій. Негативний результат, який виникає під час термічних методів з'єднання короткого свердла з хвостовиком-подовжувачем, повністю виключено при використанні технології клеєного виробництва [1]. Якщо розглядати клеєний матеріал як удруге тіло, то його руйнування може виникнути у разі, якщо виникне та буде розповсюджуватися по усьому ньому тріщина, або у разі, якщо створяться умови накоплення напружень, які мажуть руйнувати з'єднання [2]. Перша умова практично виключена у зв'язку з обмеженими розмірами зони спряження, а другу можна попередити і виключити розрахунками.

Постановка завдання. Для виготовлення такого свердла передбачається склеювання короткого свердла, яке виготовляється серійно, з стрижнем-подовжувачем, що спрягаються по з гарантованим зазором. Раніше автори торкалися цієї проблеми [3]. У цій статті наводяться результати з визначення найменшої довжини спряження клеєних з'єднань, що виключить їх брак.

Мета роботи – розробка науково обґрунтованих рекомендацій раціональної довжини склеювання для обраного ряду спряжень.

Ідея роботи полягає в тому, щоб за результатами графоаналітичного аналізу геометричних параметрів спряження визначити їх раціональні значення, при яких відхилення вісі склеєного свердла не буде перевищувати значення, яке передбачається ГОСТ 886.

Задачі роботи: обґрунтувати та визначити посадки спряження; провести серію вимірювань для обраних діаметрів клеєних свердел та посадок спряжень; виконати математичну апроксимацію результатів вимірювань та провести математичний аналіз отриманих залежностей; виготовити експериментальні зразки свердел нової конструкції та провести експериментальні дослідження міцності з'єднання клеєних частин; розробити рекомендації з технології виготовлення свердел.

Викладення матеріалу та результати. Для виконання роботи використовували програмне забезпечення Компас-Графік 2-D та Microsoft Excel. Проведено графоаналітичні дослідження подовжених свердел $\varnothing 10$ (спряження стрижня з хвостовиком короткого свердла $\varnothing 6H7/h6$, $\varnothing 6H7/f6$), $\varnothing 16$ та $\varnothing 18$ ($\varnothing 10H7/h6$, $\varnothing 10H7/f6$), та $\varnothing 30$ ($\varnothing 20H7/h6$, $\varnothing 20H7/f6$). Довжину робочої частини визначали за ГОСТ 4010-77, габаритні розміри збільшеного свердла призначали за ГОСТ 886-77 (рис. 1).

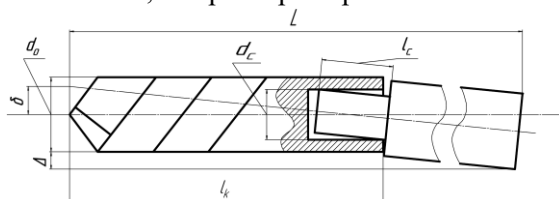


Рис. 1. Розрахункова схема клесного свердла: L - довжина збільшеного свердла (ГОСТ 886-77), l_k - довжина короткого свердла (ГОСТ 4010-77), l_c - довжина спряження, d_0 - номінальний діаметр свердла, d_c - номінальний діаметр спряження, Δ - відхилення від прямолінійності свердла, δ - біття ріжучої кромки клесного свердла

За допомогою програмного забезпечення Компас-Графік 2-D будували креслення спряжен-

ня з найбільшим можливим зазором спряження отвору й стрижня-подовжувача. Для отримання достовірних результатів та зменшення похибки вимірювання розміри свердла збільшували в 100 разів. Довжину спряження зменшували послідовним зміщенням стрижня-подовжувача в осьовому напрямку свердла. Стрижень-подовжувач повертали навколо нижньої точки контакту спряження на найбільший можливий кут. Виконували вимірювання параметрів відхилення від прямолінійності свердла – Δ , биття ріжучої кромки клеєного свердла – δ (рис 1). Найбільше відхилення клеєного свердла від прямолінійності обмежували значенням, яке регламентовано ГОСТ 2034-80 (табл. 1). Для прийнятого діаметра свердла це значення приймали, як постійну величину.

Таблиця 1

Допуск прямолінійності свердла					
Діаметр свердла	більше 1 до 3	більше 3 до 6	більше 6 до 10	більше 10 до 20	більше 20 до 30
Допуск прямолінійності	0,06	0,08	0,10	0,15	0,20

Рациональні параметри спряження визначали аналітично рішенням системи рівнянь (табл. 1), та перевіряли графічно (рис. 2)

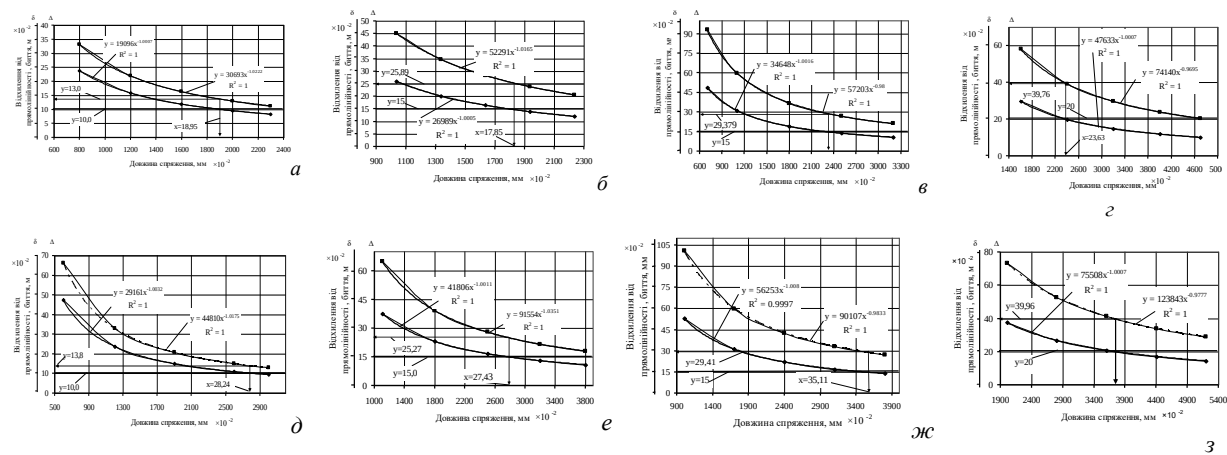


Рис. 2 – Графіки параметрів спряження свердла:

а- $\phi 6H7/h6$ (свердло $\phi 10$), б – $\phi 10H7/h6$ (свердло $\phi 16$), в- $\phi 6H7/h6$ (свердло $\phi 18$), г – $\phi 20H7/h6$ (свердло $\phi 30$)
 д- $\phi 6H7/f6$ (свердло $\phi 10$), е – $\phi 10H7/f6$ (свердло $\phi 16$), ж- $\phi 6H7/f6$ (свердло $\phi 18$), з – $\phi 20H7/f6$ (свердло $\phi 30$)

Результати розрахунків зведено до табл. 2.

Таблиця 2

Зведена таблиця визначення параметрів спряження клеєного свердла

Діаметр (d_0) та довжина (L) свердла, мм	Діаметр спряження d_c , мм	Розрахункова система рівнянь	Найменша довжина спряження l_c , мм	Биття ріжучої кромки клеєного свердла δ , мм
10×184	$\phi 6 H7/h6$	$\begin{cases} \Delta = 19096 \cdot l_c^{-1,0007}; \\ \Delta = 10. \end{cases}$	18,95	$13,69 \cdot 10^{-2}$
	$\phi 6 H7/f6$	$\begin{cases} \Delta = 29161 \cdot l_c^{-1,0032}; \\ \Delta = 10. \end{cases}$	28,24	$13,81 \cdot 10^{-2}$
16×227	$\phi 10 H7/h6$	$\begin{cases} \Delta = 26989 \cdot l_c^{-1,0005}; \\ \Delta = 15. \end{cases}$	17,85	$25,89 \cdot 10^{-2}$
	$\phi 10 H7/f6$	$\begin{cases} \Delta = 41806 \cdot l_c^{-1,0011}; \\ \Delta = 15. \end{cases}$	27,43	$25,27 \cdot 10^{-2}$
18×241	$\phi 10 H7/h6$	$\begin{cases} \Delta = 34648 \cdot l_c^{-1,0016}; \\ \Delta = 15. \end{cases}$	22,73	$29,37 \cdot 10^{-2}$
	$\phi 10 H7/f6$	$\begin{cases} \Delta = 56253 \cdot l_c^{-1,008}; \\ \Delta = 15. \end{cases}$	35,11	$29,41 \cdot 10^{-2}$

30×307	Ø20 H7/h6	$\begin{cases} \Delta = 47633 \cdot l_c^{-1,007}; \\ \Delta = 20. \end{cases}$	23,63	$39,76 \cdot 10^{-2}$
	Ø20 H7/f6	$\begin{cases} \Delta = 75508 \cdot l_c^{-1,007}; \\ \Delta = 20. \end{cases}$	37,44	$39,96 \cdot 10^{-2}$

Для склеювання пропонується серія клеїв фіксаторів вал - втулка компанії Devcon (представництво ООО Хімтрейд, м. Харків). До таких фіксаторів можна віднести клеї високої міцності 82-13, 82-33, 83-03, 83-21, 83-31, 83-80 та 85-21.

Це однокомпонентні, анаеробні матеріали високої міцності з тривалим часом твердіння для закріплення металевих елементів в циліндрових з'єднаннях і з'єднаннях типу «вал-втулка». Їх використання дає можливість запобігти підтіканню рідини і утворенню іржі. Затвердіння матеріалу настає після припинення контакту з повітрям (киснем) між двома металевими поверхнями в з'єднанні. Особливо ефективні при кріпленні втулок, які працюють під впливом дії високої температури. Клей створює еластичну прокладку, закріплюючи циліндрові з'єднання і з'єднання «вал-втулка», запобігаючи тим самим прослизанню елементів або їх зрушенню і замінюючи тим самим термічний або прес метод використання для таких з'єднань.

Стійкий до дії газу, повітря, води, масел, і інших хімічних матеріалів, як так само до ударів і вібрації. Не змінює свої характеристики в широкому діапазоні робочих температур. Застосовується там, де потрібна висока міцність при передачі моменту, що крутить, при високому навантаженні на вісь і якщо демонтаж з'єднання утруднений. Матеріал на 100% оберігає з'єднання від корозії і забезпечує герметичність

Характеристики неотверділого продукту (на прикладі клею марки 83-31): колір зелений флуоресцентний, в'язкість 600 [сПа] при 25 °С, температура спалаху > 100°С, розчинників не містить, термін зберігання до 12 міс. при температурі 8-28°С в оригінальній упаковці, час схоплювання 40-60 хв, час набору функціональної міцності (75%) через 12-24 годин, набору повної міцності (100 %) через 24-36 год.

Характеристики повністю отверділого продукту (після 24 ч): допустима напруга при розрізанні – 15-25 Н/мм², момент тертя 20-30 Нм, Момент зрушення - 30-40 Нм, діапазон робочих температур -55°С +175°С.

Стійкість до води, розчинників, зміни температури, вібрації відповідно до DIN30661.

Рекомендації до використання. Елементи, що сполучаються, заздалегідь очистити від забруднення і знежирити, краще всього очищувачем PULITORE-10. Клей можна активувати так само за допомогою Aktywater-11. Фіксатор LOXEAL 83-31 наноситься на зовнішню поверхню вальцевого з'єднання в невеликій кількості. Частина, що сполучаються, можуть ковзати один по одному або заходити дуже щільно. На вальцевої поверхні (внутрішньої і зовнішньої) рекомендується виконати фаску 30-35°, яка полегшить введення клею в з'єднання. Не рекомендується використовувати даний продукт в з'єднаннях схильних до дії кисню, хлору, або інших окислюючих з'єднань.

Найбільшу вагу представляють спеціальні марки клею 86-86 та 89-51. Це високотемпературний (+230°С), високоміцний анаеробний адгезив. Висока в'язкість і тиксотропний ефект дозволяють використання в різних цілях. Витримує корозію, вібрації, воду, газ, масло, вуглеводень і інші хімічні речовини. Це темно-зелений, токсикотропний анаеробний метакрулат. В'язкість (25°С - МПа·с) - (20 об/хв) 6.000-15.000/(2,5 об/хв) 15.000-25000. Питомі вага (25°С – г/см³) - 1,1, Максимальний зазор з'єднання 0,3, точка спалаху >100°С, термін зберігання 1 рік.

Властивості затвердіння: Відкритий час 20-40 хв, функціональний час твердіння 3-6 годин, повний час затвердіння – 24 годи, Міцність на зрушення (DIN 54452) - 10-20Н/мм², момент зриву (Міжнародна організація стандарту 10964) – 20-35 Нм, діапазон робочих температур - 50...230 °С

Висновки та напрямки подальших досліджень. Отримані результати дозволяють в умовах малих підприємств для особистого виробництва а також великих підприємств з обмеженою програмою технологічного виробництва за необхідністю швидко отримувати якісні свердла збільшеної довжини.

Подальші дослідження будуть направлені на розробку конструкції з'єднання з додатковою механічною фіксацією вузлу спряження отвору і стрижня подовжувача, виготовлення експериментальних свердел з призначеними раціональними параметрами та проведення їх промислових випробувань для визначення механічної міцності.

Список літератури

1. Никитенко В.М., Курганова Ю.А. Технологические процессы в машиностроении. Ульяновск: УлГУ, 2008. - 212 с.
2. Вильнав Ж.Ж. Клеевые соединения. Перевод с французского Л.В. Синегубовой. М.: Техносфера, 2007. – 384 с.
3. Аралкін А.С., Грошко І.В., Аралкіна К.А. Обґрунтування раціональних параметрів спряженого свердла/Аралкін Анатолій Сергійович, Грошко Ірина Вікторівна, Аралкіна Ксенія Анатоліївна// Міжнародна науково-технічна конференція «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості». – Кривий Ріг, 25-28 травня, 2011. – С. 127-128.

Рукопис подано до редакції 25.03.12

УДК 622.62-752

М.С. НЕЧЕПУРЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
ДонГТУ «Донбасский государственный технический университет»

ПРИБЛИЖЕННЫЙ РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УПРУГИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ ДВИЖЕНИЙ

Используя методы теории размерностей, в частности метод Рэлея, получена зависимость для определения величины момента развиваемого упругим преобразователем движений и построена номограмма для определения его параметров.

Проблема и ее связь с практическими задачами. В основе расчета принята идеализация структур упругого элемента и упругого преобразователя движений (УПД), в рамках которой производится математическая обработка экспериментальных данных.

Попытки представить отрезок каната эквивалентным стержнем, нагруженным силой или моментом с введением в полученные зависимости эмпирических коэффициентов привели к ограниченным результатам [1,2]. Ограничения касались условий нагружения упругих элементов, и несмотря на то, что, например при расчете бурильного молотка дали определенные результаты, использовать полученные зависимости для создания ряда УПД не представляется возможным.

Для тонких стержней, первоначальное очертание оси которых не является прямой линией или окружностью, хорошие результаты, при определении зависимости момент-перемещение через параметры стержней, дают методы теории размерностей [3], в частности, метод Рэлея. Исследования проводились на специальном стенде, позволяющем производить нагружение упругих преобразователей движений с различными геометрическими параметрами с записью при помощи двухкоординатного самописца характерных диаграмм. Предварительные эксперименты показали, что момент M развиваемый УПД и угол поворота его опоры φ при осевой деформации зависят от рабочей длины отрезков каната l , их количестве n , диаметра d и радиуса закрепления отрезков каната R в опорах.

В качестве упругих элементов использовались отрезки стального каната двойной свивки диаметром $(3,3 \div 13,5) \cdot 10^{-3}$ м, длиной $(38 \div 90) \cdot 10^{-3}$ м. Радиус их закрепления в опорных площадках составлял $(18,5 \div 110) \cdot 10^{-3}$ м. При определении величины M запишем искомую функцию в виде степенной зависимости M

$$M = c \cdot n \cdot (E \cdot J)^{\alpha} \cdot l^{\beta} \cdot d^{\gamma} \cdot R^{\delta}, \quad (1)$$

где c - безразмерный коэффициент пропорциональности, подлежащий определению, $\alpha, \beta, \gamma, \delta$ - искомые показатели степени.

Размерности параметров, входящих в (1), выразим в системе M, L, T

$$M = M \cdot L^2 \cdot T^{-2}, [l] = L, [d] = L, [R] = L, [E \cdot J] = M \cdot L^3 T^{-2}, \quad (2)$$

Подставив размерности (2) в выражение (1) получим

$$M \cdot L^2 \cdot T^{-2} = c \cdot n \cdot (M \cdot L^3 \cdot T^{-2})^{\alpha} \cdot L^{\beta} \cdot L^{\gamma} \cdot L^{\delta}, \quad (3)$$

Чтобы данное выражение было однородным относительно размерностей, должны выполняться следующие соотношения между показателями степени:

для M : $1=\alpha$,
 для T : $-2=-2\cdot\alpha$,
 для L : $2=3\cdot\alpha+\beta+\gamma+Z$,

откуда получаем

$$\alpha=1, \gamma=-\beta-Z-1, \quad (4)$$

подставляя (4) в (1), получим

$$M = c \cdot n \cdot E \cdot J \cdot l^\beta \cdot d^{-\beta-Z-1} \cdot R^Z, \quad (5)$$

или в критериальной форме

$$\frac{M \cdot d}{n \cdot E \cdot J} = c \cdot \left(\frac{l}{d}\right)^\beta \cdot \left(\frac{R}{d}\right)^Z, \quad (6)$$

Полагая $E=1,4 \cdot 10^5$ МПа, в результате обработки данных эксперимента, получаем $c=6,46$; $\beta=-1,36$; $Z=0,1085$.

Таким образом, формула для определения M принимает окончательный вид, Н·м

$$M = 6,46 \cdot \frac{n \cdot E \cdot J}{d} \cdot \left(\frac{l}{d}\right)^{-1,36} \cdot \left(\frac{R}{d}\right)^{0,1085}, \quad (7)$$

Результаты сравнения значений, вычисленных по формуле (7) с контрольной серией опытов, приведены в табл. 1

Таблица 1

Изменяемый конструктивный параметр УПД, $d, 10^{-3}$ м	M , Н·м	M_p , Н·м	$\delta = M_p / M$	Примечание
3,8	4,3	4,109	0,044	$l=5,1 \cdot 10^{-3}$ м
5,1	5,91	5,8	0,0186	$\delta_t=1600$ МПа
5,6	8,5	9,1	-0,0706	$n=9$ шт.
8,3	48,4	48,47	-0,00145	$R=34 \cdot 10^{-3}$ м
$R, 10^{-3}$ м				
30	4,6	4,41	0,0413	$d_k=5,1 \cdot 10^{-3}$ м
32	4,9	4,86	0,0816	$\delta_t=1600$ МПа
34	5,1	5,2	-0,0196	$J=0,07 \cdot 10^{-12}$ м
36	6,1	6,05	0,0082	$n=9$ шт.
38	6,25	6,38	-0,0208	$l=47,5 \cdot 10^{-3}$ м
40	6,48	6,62	-0,0216	
$l, 10^{-3}$ м				
38	7,2	7,66	-0,064	$d_k=5,1 \cdot 10^{-3}$ м
45	5,9	6,088	-0,032	$\delta_t=1600$ МПа
47	5,7	5,74	-0,007	$J=0,07 \cdot 10^{-12}$ м
49	5,3	5,41	-0,0208	$n=9$ шт.
51	5,0	5,11	-0,022	$R=34 \cdot 10^{-3}$ м
n , шт.				
2	1,17	1,15	0,02	$d_k=5,1 \cdot 10^{-3}$ м
6	3,95	4,04	-0,023	$R=34 \cdot 10^{-3}$ м
9	5,1	5,2	-0,0196	$l=47,5 \cdot 10^{-3}$ м
12	7,8	8,67	-0,111	$\delta_t=1600$ МПа
				$J=0,07 \cdot 10^{-12}$ м

Среднеквадратичное отклонение результатов сравнения значений M_p , вычисленных по (7), и полученных экспериментально M , в контрольных сериях опытов составило δ

$$\delta = \left(\frac{1}{n-1} \cdot \sum_{i=1}^n \delta^2 \right)^{1/2} \cdot 100\% = \left(\frac{0,8172}{18} \right)^{1/2} \cdot 100\% = 4,54\%, \quad (8)$$

По выражению (7) построена номограмма (рис. 1), позволяющая по номинальной величине момента $M_n=M_{\max}$ выбрать параметры УПД при $J=0,07 \cdot 10^{-12}$ м и $E=1,4 \cdot 10^5$ МПа.

Пользование номограммой предполагает предварительный выбор типа каната определенного диаметра и длины, числа отрезков каната закрепленных в опорах по радиусу.

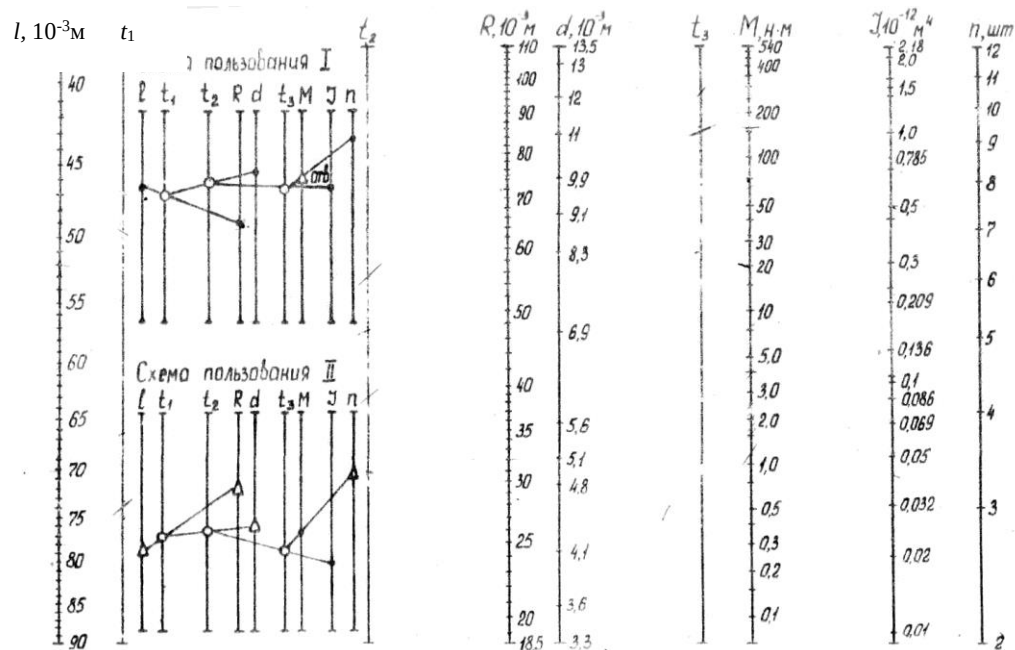


Рис. 1. Номограмма выбора параметров УПД

В табл. 2 приведены варианты для УПД в конструкции устройства для сборки элементов арочной крепи на основе гидравлического гайковерта [4], развивающего номинальный момент $M_n = 6 \text{ Н·м}$.

Таблица 2

$d, 10^{-3} \text{ м}$	$J, 10^{-12} \text{ м}^4$	$n, \text{ шт.}$	Примечание
4,8	0,054	10	$R = 37 \cdot 10^3 \text{ Н}$
5,1	0,069	9	$l = 38,3 \cdot 10^{-3} \text{ м}$
5,6	0,104	5	$\delta_r = 1600 \text{ МПа}$
6,9	0,236	2	ГОСТ 2688-80

Окончательный выбор варианта возможен после проверки работы УПД в динамическом режиме работы.

Список литературы

1. Горбунов В.Ф., Резников И.Г., Козлов В.В. Расчет основных параметров канатных виброизоляторов// Строительные и дорожные машины.-1975.-№4.-С.13-15.
2. Козлов В.В., Рудаченко А.В., Резников И.Г. Методика расчета виброзащитных систем бурильного молотка с канатными амортизаторами// Изв. вузов. Горный журнал. -1979.-№2.-С. 106-108.
3. Теория подобия и размерностей. Моделирование/ П.М. Алабужев, В.Б. Теронамус, Л.М. Минкевич, Б.А.Шиховцев.-М.: Высшая школа, 1968.-206С.
4. А.С. 1215979 СССР, МКИ В25В21/00 Гидравлический гайковерт/ И.Г. Резников, А.Ю. Рутковский, М.С. Нечепуренко, Ю.В. Пузиков (СССР).-№ 3780925/25-28, заявлено 12.06.84,Опубл. 07.03.86, Бюл. № 9

Рукопись поступила в редакцию 25.03.12

УДК 622.232

Е.Ю. СТЕПАНЕНКО, аспирант, О.Е. ШАБАЕВ, д-р техн. наук, проф.,

Д.А. СЕМЕНЧЕНКО, канд. техн. наук

ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

СТРУКТУРА И МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ МЕХАТРОННОЙ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ СТРЕЛОВИДНОГО ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА

Установлены закономерности формирования затрат времени на обработку забоя исполнительным органом проходческого комбайна в реальных условиях его эксплуатации. Разработана структура и математическая модель ме-

хатронной системы подачи исполнительного органа проходческого комбайна, позволяющей реализовать совмещение во времени двух режимов обработки забоя.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Угольная промышленность нашей страны является основной сырьевой и энергетической базой для всех отраслей народного хозяйства. Запасы угля на ее территории составляют 117,1 млрд т. Уголь залегают на большой глубине в маломощных пластах, 80% из которых до 1,2 м толщиной, технологически тяжело добываемые и очень затратные [1]. Обеспечение энергобезопасности Украины и конкурентоспособности ее угольных шахт может быть достигнуто путем роста нагрузок на очистные забои до 5000 и более тонн в сутки. При этом за период отработки действующей лавы должна быть подготовлена и оснащена оборудованием новая, что обуславливает повышенные требования к проходческим комбайнам (ПК).

Важным фактором, сдерживающим их производительность, является недостаточная эффективность управления процессом разрушения забоя, а именно, функционированием системы подачи их исполнительного органа, основное назначение которой - реализация оптимальной схемы обработки забоя. Случайный характер и изменчивость горно-геологических условий в процессе эксплуатации комбайна приводит к необходимости реализации новых функций системы подачи его исполнительного органа, обеспечивающих адаптацию режимов работы проходческих машин на основе интеллектуального управления.

Таким образом, одним из перспективных направлений повышения технического уровня ПК со стреловидным исполнительным органом является оснащение их мехатронными системами подачи, позволяющими реализовать адаптивную оптимизацию процесса обработки забоя по критериям производительности, ресурса и точности оконтуривания выработки на основе компьютерного управления.

Анализ исследований и публикаций. Вопросы совершенствования системы подачи исполнительного органа ПК на базе мехатронного подхода освещены в ряде работ [2-5], в которых предложены алгоритмы адаптивной оптимизации: цикла обработки и параметров режима разрушения забоя по критериям ресурса [2] и производительности [3] ПК; отработки управляющих воздействий [4] и перебора породы по контуру выработки [5].

Однако эти работы не дают представления о фактических затратах времени на выполнение технологических операций цикла обработки забоя (включая простои машины, связанные с процессом обработки забоя, и режимы холостого хода двигателя привода исполнительного органа, обусловленные ручным управлением), а предлагаемая структура гидропривода механизма перемещения исполнительного органа не имеет возможности совмещения во времени двух режимов разрушения забоя (зарубки и бокового реза). Поэтому обоснование рациональной структуры мехатронной системы подачи стреловидного исполнительного органа с новыми возможностями требует более детального анализа рабочего процесса ПК и дополнительных исследований в этом направлении.

Постановка задачи. 1. Установить закономерности формирования затрат времени на обработку забоя исполнительным органом и их влияния на эффективность работы ПК в реальных условиях.

2. Обосновать структуру и разработать математическую модель мехатронной системы подачи исполнительного органа ПК с новыми возможностями.

Изложение материала и результаты. Как показывает анализ рабочего процесса ПК, длительность полного цикла обработки забоя, а следовательно, производительность машины, определяется параметрами: схемы обработки забоя (последовательность и число циклов нагружения исполнительного органа); режима разрушения забоя (скорость подачи, скорость резания); перебора породы по контуру выработки; затрат времени, связанных с простоями комбайна в процессе разрушения забоя.

Для получения данных о фактических затратах времени на выполнение технологических операций цикла обработки забоя при ручном управлении были проведены экспериментальные исследования, предусматривавшие непрерывную длительную регистрацию (в течение 5-ти суток) усредненного за 1с. тока двигателя привода исполнительного органа ПК КПД при прохождении вентиляционного штрека северной коренной лавы, пласта I₂ ОП ш. «Белицкая» ГП «Добропольеуголь». Проводимая выработка сечением 13 м² в проходке крепилась арочной кре-

пью с шагом 0,8 м. Суточный режим работы забоя включал три рабочие смены по 6 часов и одну ремонтную.

Из анализа полученных диаграмм длительной записи тока, фрагменты которых приведены на рис. 1, установлено, что процесс обработки забоя сопровождается чередованием периодов случайной длительности работы tpi и простоя tni двигателя привода исполнительного органа ПК КПД. При этом характерные участки периодов работы двигателя tpi характеризуются чередованием промежутков времени случайной длительности режимов его работы $tppj$ и холостого хода $trpj$. Холостой ход объясняется остановками подачи исполнительного органа по причине ручного управления (переключения золотников, человеческий фактор) без остановки работы двигателя.

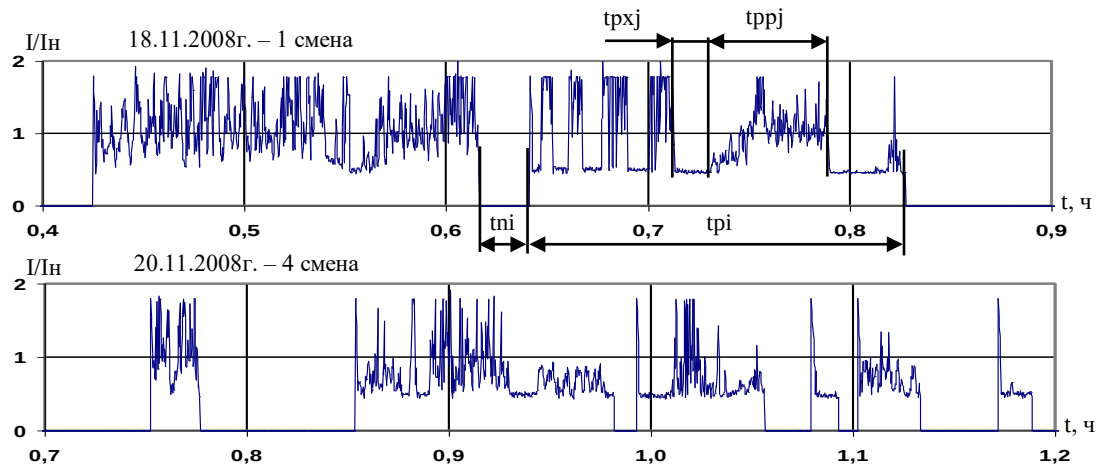


Рис. 1. Фрагменты диаграмм изменения относительного тока $I/I_{ном}$ двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД в периоды работы tpi (в режиме разрушения массива $tppj$ и холостого хода $trpj$) и простоя tni двигателя

Для обработки результатов длительной записи относительного тока $I/I_{ном}$ двигателя привода исполнительного органа авторами статьи были разработаны алгоритмы последовательного формирования временных интервалов чередования периодов:

его работы tpi и простоя tni ;

режимов его работы $tppj$ и холостого хода $trpj$.

Указанные алгоритмы были реализованы с помощью программного пакета Mathcad, и позволили получить результирующие таблицы фактических затрат времени на выполнение технологических операций цикла обработки забоя.

В результате статистической обработки полученных данных, установлено, что распределения длительностей периодов работы tpi и простоя tni двигателя при разрушении забоя не противоречат экспоненциальному закону с уровнем значимости $\alpha > 0.05$. При этом оценки величины их математических ожиданий составляют $\tilde{M}tp = 4.1$ мин. в пределах доверительного интервала (2.5; 8.6) мин. и $\tilde{M}tn = 1.0$ мин. в пределах доверительного интервала (0.6; 2.1) мин. с доверительной вероятностью $\gamma = 0.9$. В процессе установления закона распределения длительностей режимов работы $tppj$ и холостого хода $trpj$ двигателя исполнительного органа ни одна из выдвинутых гипотез не была подтверждена с высоким уровнем значимости. Установлено, что несмещенные оценки величины математических ожиданий длительностей этих режимов составляют $\tilde{M}trpj = 0.49$ мин. и $\tilde{M}trpj = 0.18$ мин.

Для оценки влияния наличия режимов холостого хода двигателя, доля которых составляет порядка 35% от времени режимов его работы, на энергетическую эффективность процесса обработки забоя, была рассчитана величина отношения удельных энергозатрат разрушения при наличии режимов холостого хода двигателя к удельным энергозатратам разрушения при их отсутствии: $w_1 / w_2 = 1.2$, что весьма существенно для горных машин.

Таким образом, на основе экспериментальных исследований установлено, что существенным недостатком существующей системы подачи исполнительного органа ПК является наличие режимов холостого хода двигателя, обусловленных ручным управлением процесса обра-

ботки забоя. Следует отметить, что ручное управление также не дает возможности совмещения во времени двух и более режимов обработки забоя, повышения скорости подачи исполнительного органа, снижения величины переборов породы по контуру выработки [5], приводящих к потерям производительности, и скачков нагрузок в силовых системах комбайна при переходе исполнительного органа на разрушение более крепкой породы в пределах одного забоя переменной прочностной структуры [4], оказывающих негативное влияние на ресурс машины.

С учетом вышеуказанных недостатков существующей системы подачи, была предложена структура мехатронной системы подачи исполнительного органа ПК, составными подсистемами которой являются: механизм перемещения исполнительного органа (по структуре аналогичен существующему [6]), гидропривод механизма перемещения и компьютерная система управления.

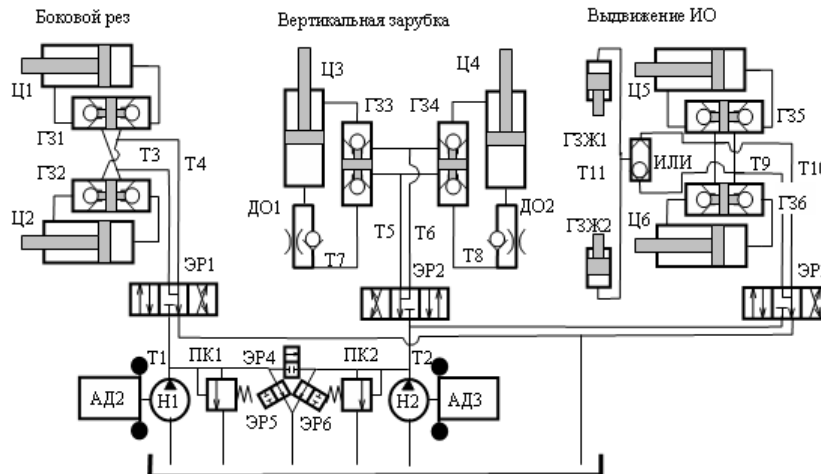


Рис. 2. Структура гидропривода мехатронной системы подачи стреловидного исполнительного органа ПК как системы взаимосвязанных ФЗЭ

Структура гидропривода мехатронной системы подачи стреловидного исполнительного органа (рис. 2) может быть представлена как система взаимосвязанных функционально-законченных элементов (ФЗЭ):

двух регулируемых насосов Н1 и Н2, связанных с частотно регулируемыми асинхронными двигателями АД2 и АД3 соответственно либо гидравлическими регуляторами нагрузки [6];

двух предохранительных клапанов ПК1 и ПК2 и шести электрогидрораспределителей Р1-Р6;

шести гидроцилиндров: поворота турели Ц1 и Ц2, подъема стрелы Ц3 и Ц4, выдвижения исполнительного органа Ц5 и Ц6;

шести гидрозамков ГЗ1–ГЗ6, двух односторонних дросселей ДО1 и ДО2, тройника Дп и клапана «или» ИЛИ1;

двух гидропатронов зажима исполнительного органа и его привода в направляющих стрелы ГЗЖ1 и ГЗЖ2;

одиннадцати трубопроводов Т1-Т11.

Наряду с возможностью реализации всех преимуществ типовой структуры гидропривода системы подачи исполнительного органа, разработанная структура позволяет повысить технический уровень ПК за счет расширения ее возможностей как мехатронной системы: совмещения режимов обработки забоя (например, зарубки и бокового реза) за счет независимой подачи жидкости в полости гидроцилиндров перемещения исполнительного органа в двух взаимно перпендикулярных направлениях; повышения скорости подачи исполнительного органа в одном направлении за счет подключения дополнительного нагнетания жидкости от второго насоса; исключения режимов холостого хода двигателя, обусловленных ручным переключением распределителей между режимами обработки забоя; повышения точности обработки контура выработки и т.д. Для реализации этих преимуществ была разработана структура компьютерной системы управления мехатронной системой подачи стреловидного исполнительного органа ПК (рис. 3), которая включает в себя информационную, сенсорную и навигационную системы, а также систему интеллекта, связанные с дистанционной системой управления мехатронным ПК и оператором.

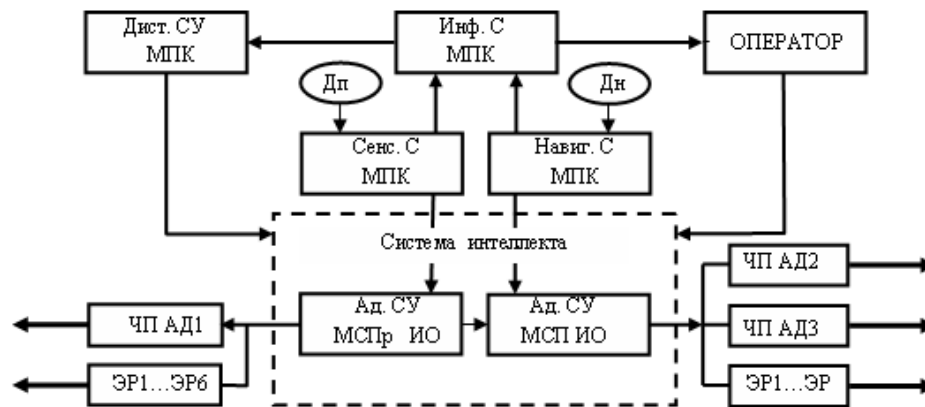


Рис. 3. Структура компьютерной системы управления мехатронной системой подачи стреловидного исполнительного органа проходческого комбайна

Данные о параметрах элементов мехатронной системы подачи исполнительного органа и параметрах внешней среды, получаемые от первичных преобразователей (датчиков), поступают в сенсорную систему, где посредством специальных устройств преобразуются и передаются в информационную систему. Данные о местоположении корпуса ПК и его исполнительного органа в пространстве обрабатываемого забоя могут быть получены с использованием датчиков типа GPS-навигатора и навигационной системы, оборудованной в забое, позволяющих определять местоположение путём измерения расстояний до объекта от точек с известными координатами. Сигналы с датчиков в виде соответствующих координат поступают в информационную систему мехатронного ПК.

Система интеллекта, получая сигналы с датчиков сенсорной и навигационной систем, а также соответствующие указания с пульта дистанционного управления, выбирает алгоритм адаптивной оптимизации процесса обработки забоя с учетом ограничивающих факторов и обеспечивает оптимальные режимы работы мехатронных систем привода и подачи исполнительного органа ПК. Оптимизируемые параметры передаются частотным преобразователям, связанным с электродвигателями механизмов привода (АД1) и подачи (АД2, АД3) исполнительного органа, и электрогидрораспределителям, обеспечивающим подключение необходимого числа гидронасосов к одной или двум линиям нагнетания жидкости, для обеспечения оптимального процесса обработки забоя.

Математическая модель разработанной мехатронной системы подачи стреловидного исполнительного органа ПК в интегрированном виде может быть записана как вектор-функция

$$\mathbf{F}_{\text{мсп}}(\mathbf{X}_{\text{мсп}}, \mathbf{P}_{\text{мсп}}, \mathbf{Y}_{\text{мсп}}) = 0,$$

где $\mathbf{X}_{\text{мсп}}$ – входной вектор, компонентами которого являются параметры внешней разрушаемой среды и режима работы мехатронной системы подачи; $\mathbf{P}_{\text{мсп}}$ – вектор параметров мехатронной системы подачи, компонентами которого являются параметры подсистем: «механизм перемещения стреловидного исполнительного органа» $\mathbf{P}_{\text{мп}}$; «гидропривод механизма перемещения» $\mathbf{P}_{\text{гмп}}$; «компьютерная система управления» $\mathbf{P}_{\text{ку}}$; $\mathbf{Y}_{\text{мсп}}$ – выходной вектор, компонентами которого являются: положения пространственно-перемещающихся масс, моменты и угловые скорости элементов систем подачи и привода исполнительного органа и нагрузки в них.

Выводы и направление дальнейших исследований. Впервые экспериментально, на основе длительной записи тока двигателя привода стреловидного исполнительного органа проходческого комбайна, установлено, что при ручном управлении работа двигателя исполнительного органа при обработке забоя сопровождается:

чередованием периодов работы и простоя двигателя случайной длительности, распределения которых не противоречат экспоненциальному закону с уровнем значимости $\alpha > 0.05$; с доверительной вероятностью $\gamma = 0.9$ оценки величины их математических ожиданий равны 4.1 мин. и 1.0 мин. соответственно.

чередованием периодов режимов работы и холостого хода двигателя случайной длительности, оценки величины математических ожиданий которой равны 0.49 мин. и 0.18 мин. соответственно.

Разработана структура и математическая модель мехатронной системы подачи стреловидного исполнительного органа проходческого комбайна, которая представлена 3-мя взаимодействующими подсистемами (механизма перемещения исполнительного органа, гидропривода и адаптивного управления), реализация которой позволяет совместить во времени два режима обработки забоя (зарубку и боковой рез).

Список литературы

1. Характеристика угольного потенциала Украины. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://industryall.biz/article/promyshlennost/105/ukraines-coal-industry> - Опубликовано 30.11.2011 г.
2. **Шабаев О.Е., Семенченко А.К., Хиценко Н.В.** Адаптивная оптимизация цикла обработки и параметров режима разрушения забоя проходческим комбайном избирательного действия по критерию темпа проходки // Прогрессивные технологии и системы машиностроения: Междунар. сб. научных трудов, Вып. 39. – Донецк, 2010. - С.210-219.
3. **Шабаев О.Е., Семенченко А.К., Хиценко Н.В.** Адаптивная оптимизация цикла обработки и параметров режима разрушения забоя проходческим комбайном избирательного действия по критерию ресурса // Науковий вісник Національного гірничого університету. № 6, 2010.- С. 36-42.
4. **Шабаев О.Е., Семенченко А.К., Степаненко Е.Ю., Хиценко Н.В.** Оценка эффективности проходческого комбайна с интеллектуальной системой "управление-подача" исполнительного органа. - Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю, №1, 2009. - С. 207-218.
5. **Шабаев О.Е., Семенченко А.К., Хиценко Н.В., Степаненко Е.Ю.** Мехатронная система подачи исполнительного органа проходческого комбайна с интеллектуальным модулем воспроизведения контура выработки. - Проблеми експлуатації обладнання шахтних стаціонарних установок: Збірник наукових праць. - Донецьк: ВАТ "НДІГМ імені М.М. Федорова", 2008-2009. - Вип. 102-103. - С. 404-414.
6. **Шабаев О.Е., Семенченко А.К., Хиценко Н.В., Семенченко Д.А., Степаненко Е.Ю.** Повышение ресурса проходческих комбайнов с аксиальными коронками на основе регулятора нагрузки в системе подачи исполнительного органа. - Наукові праці Донецького національного технічного університету, Вип. 16 (142), Серія: Гірничо-електромеханічна, Донецьк, 2008. - С. 265-274.
Рукопись поступила в редакцию 25.03.12

УДК 622.733:622.774913.1: 622.765

ОЛІЙНИК Т.А., д-р техн. наук, проф., КРАСУЛЯ О.В., магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА КОМПЛЕКСНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ КАОЛІНОВОЇ СИРОВИНИ УКРАЇНИ

Проведено дослідження та опрацьовано наукові результати з підготовки каолінової сировини до збагачення, і флотажного збагачення кварцового продукту. Розроблена технологічна схема комплексного збагачення каолінової сировини України з отриманням концентратів товарної якості.

Проблема та її зв'язок з науковим і практичним завданням. Україна володіє найбільшими запасами каолінів серед країн СНД (70% запасів і 80% здобичі) та являється однією з провідних країн світу за обсягами виробництва каоліну, але через відсутність підприємств з сучасною технологією збагачення сировини, продає каоліни низької якості за середньою ціною біля 40 дол. США.

Державним балансом запасів України в даний час враховуються ресурси 35 родовищ. З них розробляються 27 родовищ, а на 8 здобич тимчасово припинена. Всього в Україні запаси каолінів всіх типів складають біля 1100 млн т. За типами і підтипами вони розподіляються так: первинний каолін, який утворюється в результаті хімічного вивітрювання польовошпатово-слюдяних порід (гранітів, гнейсів, сланців.) та містить значну домішку кварцу й інших мінералів (до 60-65 %): основний, - 933 млн т; лужний - 91 млн т і вторинний каолін (каолінові глини) продукт перевідкладення (природного збагачення) первинних каолінів, що складаються майже цілком з каолініту з невеликою домішкою кварцу й інших мінералів - 76 млн т. Отже більше 1 млрд т каолінової сировини потрібно піддавати збагаченню [1].

Одним із шляхів вирішення проблем, що зв'язані з отриманням високоякісного каолінового концентрату є розробка комплексної технології збагачення каолінової сировини, яка базується на якісному методі підготовки сировини до збагачення, та застосуванні високоселективного методу переробки, що дозволить отримати товарні каолінові, кварцові та польовошпатові концентрати.

Аналіз досліджень і публікацій. У більшості випадків каолін піддається збагаченню на фабриках, зазвичай розташованих поблизу родовищ каоліну. Якісні показники каолінових концентратів визначаються вмістом кварцу та домішками чорних металів. Проблематичним є вилучення оксидів заліза та титану, за рахунок їх малого вмісту, а також розділення каоліну та кварцу в зв'язку з їх близькими властивостями. Збагачений каолін за вимогами промисловості повинен містити не більше 0,3-1,0 % оксидів заліза і титану (залежно від сорту) і бути вільним від піску та інших домішок, особливо розчинних у воді і слабких кислотах.

Як показав аналіз літературних джерел, існує багато відомих способів переробки каолінової сировини. У світовій практиці застосовуються як мокрі, так і сухі способи збагачення. Проте переважаючим залишається мокрий спосіб збагачення. У більшості випадків збагачення каолінової сировини складається у відділенні методом класифікації в повітряному або водному середовищі тонкодисперсних частинок каолініту і гідрослюд розміром менше 0,056 мм від більш великих зерен кварцу, польових шпатів, слюди і інших мінералів, які утримуються в каолінітовій породі [2].

Принципова схема збагачення каолінової сировини включає дезинтеграцію вихідної сировини, грубу класифікацію для видалення зернистих абразивних частинок, а після повторної класифікації (фракціонування) - тонких абразивних частинок. Для відбілювання використовують сильні реагенти-відновники, наприклад гідросульфат цинку, а при наявності анафаза - проводять ультрафлотацію з реагентами, придатними для видалення вапняку (сода, жирні кислоти, аполярне масло). Кінцеві операції включають зневоднення, сушіння і упаковку продукції.

Очищена від піску каолінова суспензія із вмістом води 75-85 % (за вагою) після добавки коагулянту (1-2 % розчину вапняного молока або хлористого кальцію) зневоднюється на фільтрпресах. Отримані тут так звані каолінові коржі із вмістом вологи 32-35% висушуються в тунельних сушарках або сушильних барабанах.

Суттєвим досягненням в розвиток техніки мокрого збагачення каоліну стало використання стабілізаторів, CaCl_2 розчини дає можливість різко знизити в'язкість каолінової суспензії і успішно працювати з більш концентрованими суспензіями [2].

Повітряне збагачення каоліну здійснюється шляхом виборчого подрібнення каолінової породи. У дробарках і млинах ударного дії і подальшої повітряної класифікації подрібненої породи в сепараторах різного типу.

При сухому методі збагачення подрібнений на валковій дробарці сирець поступає в барабанну сушарку, де висушується до 1-2% вологи, після чого розпушується у відцентровому млині. За допомогою вентилятора в млині створюється повітряний потік, що захоплює каолін і дрібні домішки та направляє їх в спеціальній трубі до повітряного сепаратора. Крупні домішки механічно видаляються з млина. У повітряному сепараторові частинки діаметром більше 0,06 мм осідають і поступають знов у відцентровий млин, а дрібний каолін виноситься повітряним потоком до другого сепаратора, де відбувається виділення дрібних домішок, які ще залишилися. Звільнений від домішок каолін поступає в циклони, де осідає і поступає в мішкотару.

Сухий спосіб збагачення каоліну забезпечує вилучення 80-82% цінних фракцій з сирого каоліну. Його доцільно використовувати при збагаченні каолінів, що містять грубозернисті домішки розміром більше 0,06-0,08 мм. Сухий спосіб збагачення каолінів простіше мокрого, проте якість каоліну, збагаченого цим методом, знижується за рахунок видалення найбільш цінної тонкої фракції, яку не вдається уловити при повітряній класифікації, що погіршує пластичність і здатність каоліну пов'язувати. До недоліків також слід віднести неоднорідність властивостей збагаченого каоліну, що продовжує процес змішування його при приготуванні маси на заводах [3].

Постановка завдання. Для розробки технології збагачення первинного каоліну польово-шпатової сировини України необхідно вивчити речовинний склад сировини одного з найбільш характерних для цього типу родовищ; проаналізувати технологічні властивості каолінових глин; провести лабораторні дослідження.

Викладення матеріалу та результати. Для досягнення поставленої мети були проведені мінералогічний та гранулометричний аналізи вихідної сировини.

Ситова характеристика вихідного матеріалу (рис. 1) підпорядковується степеневому рівнянню крупності (достовірність апроксимації 0,9389)

$$y = 87,666e^{-2,561x},$$

де y – сумарний вихід за «+», %; x – розмір класу, мм

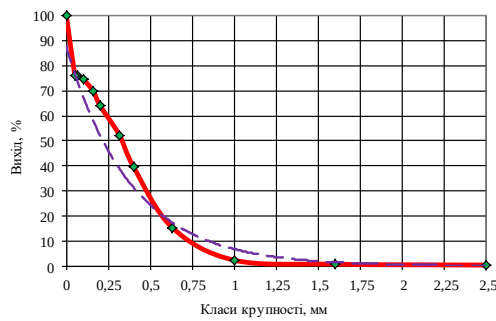


Рис.1. Сумарна ситова характеристика вихідної сировини

У результаті аналізу мінералогічного складу сировини встановлено, що проба каоліну одного з родовищ України представлена, %: кварцом - 53,65, мікрокліном - 26,30, опал-каоліновими стяжіннями - 6,44, гематитом - 2,05, глинистими дисперсно-гематитовими стяжіннями - 2,79, глинистими дисперсно-гетитовими стяжіннями - 2,35, оксидами і гідрооксидами марганцю - 4,48, залишками графітізованої деревини - 0,02, аксесорними мінералами - 1,91.

Для отримання концентрату каолінових глин було застосовано два різних процеси підготовки сировини до збагачення: відмучування та селективне

подрібнення.

Відмучування каолінів і глин, процес очищення їх шляхом дезинтеграції водою від механічних домішок, що складаються переважно з піску, слюди, польового шпату, а також (у глинах) частини вапняку і сірчаного колчедану (піриту). Відмучування засноване на відсортюванні різних фракцій продукту за величиною зерна і практично ведеться до отримання мінімального залишку на стандартних металевих ситах з довжиною отворів 0,06 мм. При відмучуванні глини застосовують електроліти. Електроліти у відомих концентраціях сприяють пептизації глини і стійкості суспензії. Вибрана щільність суспензії повинна забезпечувати максимальне випадання піску і мінімальну втрату каоліну.

При дослідженнях в лабораторії було застосовано електроліти NaOH та рідке скло. Для відмучування застосовувалась центрифуга, оскільки було встановлено, що при діаметрі центрифуги 20 см яка робить 50 об/с, у 1000 разів збільшує швидкість відділення піску в порівнянні з осадженням під впливом своєї ваги. Також встановлено, що в крупному класі +0,6 мм накопичується основна маса кварцових, каолінових, глинисто-дисперсногематитових і глинисто-дисперсногетитових стяжінь і агрегатів оксидів і гідрооксидів марганцю.

Використовуючи при класифікації сита з крупністю чарунк 0,6 і 0,05 мм, були отримані кварц-польовошпатовий продукт (фракція -0,315 +0,05) та концентрат бентонітових глин (фракція -0,05 мм).

При процесі селективного подрібнення каолінової сировини у повітряному середовищі, каолін подрібнюється та переходить в дрібні фракції, а кварцовий пісок - не подрібнюється та залишається у крупних фракціях. В зв'язку з утвореною різницею в крупності при подальшій повітряній сепарації можливо розділити сировину на каолін і кварцовий пісок.

При виконанні досліджень в лабораторіях кафедри збагачення корисних копалин частина висушеної проби подрібнювалась у млинах з металевими кулями розміром від 5 до 15 мм при їх об'ємному завантаженні 10 %. Подрібнення проводилося протягом 10 і 20 хв. Подрібнений матеріал далі класифікувався за зерном 0,1 мм.

Вміст кварцу в тонкому продукті визначався відмучуванням і фільтруванням на ситі 0,050 мм. Аналіз результатів мінералогічного складу залишку на ситі 0,050 мм показав, що він представлений пластинчастими кварцовими частками. Вільного кварцу в цьому продукті - 75,0 %. В тонкому продукті вміст кварцу склав 11,7 %.

В результаті досліджень було отримано з сировини, з масовою часткою Al_2O_3 - 22 % та SiO_2 - 48,43 %, каоліновий концентрат (тонкий продукт) за виходом 42 %, з масовою часткою SiO_2 - 11,7 %, Al_2O_3 - 34,82 % та кварцовий концентрат (грубий продукт) 58 % за виходом з масовою часткою SiO_2 - 75,04 %, Al_2O_3 - 12,16 %. Вилучення Al_2O_3 в каоліновий концентрат склало 66,47 %. Вилучення SiO_2 в кварцовий концентрат склало 90,6 %.

За результатами досліджень було встановлено, що такий метод підготовки руди до збагачення як селективне подрібнення, має значні переваги ніж процес відмучування. Оскільки при використанні цього методу знижується витрата водних ресурсів на 50%, вирішується проблема флокуляції та зменшується за рахунок цього об'єм шламосховища майбутньої фабрики.

За показниками масової частки Al_2O_3 та SiO_2 каоліновий концентрат можна використовувати для виробництва керамічних виробів, згідно вимогам ДСТУ 21286-82 «Каолін збагаче-

ний для керамічних виробів». Кварцовий концентрат не відповідає вимогам промисловості і тому потребує подальшої переробки.

Подальше перероблення кварцового концентрату, який представлено кварц-польовошпатовим продуктом, проводилось у лабораторії флотаційним методом збагачення. Розділення кварцу та польового шпату здійснювались в режимі прямої флотації польового шпату із застосуванням катіонного колектора [4].

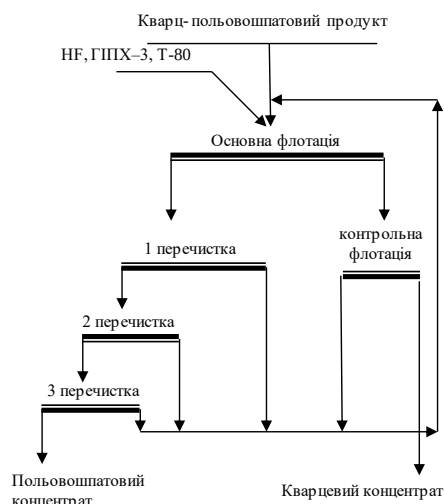


Рис. 2. Схема флотації

При цьому хвости флотації були представлені кварцовим концентратом. Схема флотації надана на рис. 2

Аналіз показників розділення показав, що на флотацію польового шпату великий вплив має масова частка твердого в суспензії при контактуванні. Із збільшенням щільності суспензії збільшується ефективність розділення, і кращі показники досягнуті при масовій частці твердого 60% [5].

Проте, як показав гранулометричний склад концентратів, при цьому погіршується флотаційні властивості крупних частинок польового шпату і відбувається флотація тонких класів кварцу. Тому в технологічній схемі передбачається три перерізки та одна контрольна флотація польового шпату при масовій частці твердого близько 20 - 30 %.

Найкращі технологічні показники були досягнуті при реагентному режимі з витратами, г/т: плавикової кислоти - 1500, ГПХ-3 - 150, Т-80 - 45 (основна флотація), HF - 900 і ГПХ-3 - 150 (контрольна флотація).

З аналізу результатів досліджень було виявлено, що із збільшенням концентрації плавикової кислоти підвищується селективність процесу, а також, що при рН 2-3 швидкість флотації польових шпатів найвища, тоді як кварц повністю депресується.

Результати дослідів наведено в табл.

Таблиця

Результати флотаційних досліджень					
Найменування продукту	Показники флотаційного розділення, %				
	вихід	масова частка		милучення	
		SiO _{2B}	Al ₂ O ₃	SiO _{2B}	Al ₂ O ₃
Польовошпатовий концентрат	23,33	8,78	47,9	2,73	88,7
Кварцовий концентрат (камерний продукт)	76,67	95	1,86	97,07	11,3
Вихідний продукт	100	75,04	12,16	100	100

У результаті флотаційного збагачення кварц - польовошпатового продукту з застосуванням кислого середовища отримано польовошпатовий концентрат 23,33 % за виходом з масовою часткою SiO₂ вільного 8,78 %, Al₂O₃ - 47,9 % та кварцовий концентрат - 76,67 % за виходом з масовою часткою SiO_{2B} - 95% та вилученням SiO_{2B} - 97,07 %.

За показниками масової частки Al₂O₃ та SiO_{2B} кварцовий концентрат можна використовувати для виробництва тонкої кераміки, згідно вимогам ДСТУ 7031-75 «Кварцовий пісок для тонкої кераміки». Польовошпатовий концентрат можна використовувати для виробництва художнього та електротехнічного фарфору, згідно вимогам ДСТУ 7030-75 «Матеріали польовошпатові та кварц-польовошпатові для тонкої кераміки. Технічні умови», таких марок як ПШМ 0,30-2 та ПШМ 0,20-2.

Висновки та напрямки наукових досліджень. В результаті аналізу проведення досліджень та синтезу отриманих наукових результатів, була розроблена технологічна схема збагачення первинного каоліну яка складається з двох технологічних циклів: підготовки руди до збагачення та флотаційного збагачення кварцового продукту катіонним колектором. Цикл підготовки руди до збагачення рекомендовано виконувати в повітряному середовищі у вібраційному млині, а класифікацію у відцентровому сепараторі (наприклад, фірми «Ламел» Білорусія). Флотація повинна здійснюватись у пневмомеханічних машинах при витратах

катіонного колектору (лілафлот, флотігам - аналоги ГПХ-3) біля 150 г/т у кислому середовищі, що створюється обов'язково плавиковою кислотою.

Список літератури

1. Металічні та неметалічні корисні копалини України. Том II. Неметалічні корисні копалини // Гурський Д.С. Єсипчук К.Ю. Калінін В.І. та ін.. – Київ-Львів: «Центр Європи», 2006. -552 с.
2. Неметалічні корисні копалини України: Підручник / В.А. Михайлов, Г.Ф. Виноградов, М.В. Курило, Л.С. Михайлова, В.В. Шунько, В.І. Шевченко, О.В. Грінченко, О.Л. Гелета, Д.М. Щербак. Видання 2-е, виправлене і доповнене. К.: ВЦ «Київський університет», 2007.- с.
3. Еремін, Н. И. Неметаллические полезные ископаемые /Н. И. Еремін. /– М. : МГУ. – 2004.
4. Олейник Т.А. Современные проблемы производства полевошпатовых концентратов и пути их решения /Губин Г.В., Олейник Т.А. // Новые технологии и техника для переработки руд черных металлов. Сб. статей/ Механобречмет. – Часть 2 –Кривой Рог. – 1998. – С.97-105.
5. Олейник Т.А. Сравнительные испытания катионной и анионной флотации кварц-полевошпатовых хвостов флюоритовой флотации руд Бахтынского месторождения /Олейник Т.А., Воробьева Л.С., Тасиц П.Б., Воробьев Н.К.// Новые технологии и техника для переработки руд черных металлов. Сб. статей/ Механобречмет. – Часть 3 – Кривой Рог. – 1998. – С.53-58.

Рукопис подано до редакції 25.03.12

УДК 622.7.012

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., Л.В. СКЛЯР, канд.техн.наук, доц.,
М.А. ПІСКУНОВА, студентка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ РИНКУ ТАЛЬК-МАГНЕЗИТОВОЇ СИРОВИНИ

Визначено основні властивості тальку і магнезиту, основні галузі їх застосування. Проведено аналіз зовнішнього і внутрішнього ринку тальк-магнезиту, проведено аналіз цін на готову продукцію. Проаналізовано стан талько-магнезитової промисловості в Україні.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. На сьогоднішній день Україна є одним з найбільших металургійних центрів у світі. Тому потреба у вогнетривкій сировині в країні є майже невичерпною. Сьогодні ця потреба задовольняється імпортом тальку і магнезиту. Тому виникає потреба у аналізі ринку талько-магнезитової сировини.

Аналіз досліджень та публікацій Тальк являє собою поширений метаморфогенний мінерал підкласу шаруватих силікатів, хімічний склад якого відповідає формулі $Mg_3[Si_4O_{10}](OH)_2$. До основних властивостей тальку відносяться: питома вага 2,7-2,8; висока дисперсність, жирність, м'якість, прилипаємість, високі електроізоляційні властивості, стійкість проти дії кислот, лугів, води, повітря; добре обробляється і подрібнюється в тонкий порошок; сніжно-білий колір; твердість від 1 до 1,5.

Магнезит - карбонат магнію - $Mg(CO_3)$, основні властивості: вміст MgO - 47,8 %, висока температура розплавлення, абразивність, в'язкість.

Тальк використовують у таких галузях промисловості, як керамічна, лакофарбова, паперова, вогнетривка, резинотехнічна, текстильна, будівельних матеріалів. Також він застосовується при виробництві косметики та інсектицидів.

Приймаючи до уваги властивості магнезиту, його використовують у таких галузях промисловості, як: вогнетривка, металургійна, хімічна, промисловість в'язучих матеріалів [1].

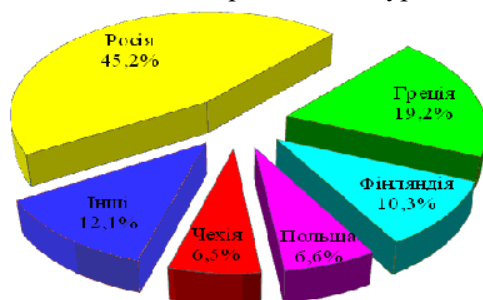


Рис. 1. Основні держави - імпортери тальку в Україну

Стосовно України, можна зазначити, що на даний час розробка власних родовищ, та збагачення талько-магнезитової сировини не практикується. Талько-магнезитова продукція поставляється закордонними виробниками. Доля їх участі в об'ємі поставок приведена на рис. 1 [2].

Постановка завдання. Для визначення доцільності використання української сировинної бази необхідно розглянути кількісні показники видобутку та запасів тальку та магнезиту, провести дослідження цінової політики по відношенню до даного виду сировини.

Викладення матеріалу та результати. Світовий видобуток тальку в 2011 р. склав 7,2 млн т., причому 55% цієї кількості було вироблено чотирма країнами: Китаєм, Кореєю, Індією та США (рис. 2).

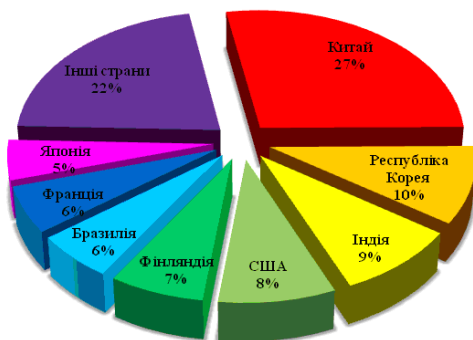


Рис. 2. Світовий обсяг видобутку тальку в 2011 р.

Основною країною-виробником тальку виступає Китай, де виробляється близько 30% всього тальку в світі. В Китаї найбільшим родовище вважається родовище на Ляодунському півострові. Також тальк видобувається на ряді родовищ у провінції Ляонін, який переробляють понад 10 компаній. Одним з найбільших китайських виробників тальку є компанія LiaoningAihaiTalcCompany з обсягом виробництва 180 тис. тонн на рік. Велика частина китайського тальку експортується в Японію і Південну Америку. З 2007 по 2010 р. спостерігається поступове зменшення видобутку талькової сировини у Китаї, а у 2011 р. кількість видобутку знаходиться на рівні 2010 р.

Наступними за Китаєм з великим відривом слідує Республіка Корея. У цій країні з 2007 по 2009 рік спостерігалось значне зростання видобутку тальку, але у 2010 р. спостерігалось різке падіння. У 2011 році кількість видобутого тальку, у порівнянні з 2010 р. знизилася не суттєво.

Серед країн виробників тальку третє місце займає Індія. В Індії з родовищ тальку слід зазначити Кун-Дол, в районі Мумбаї (колишній Бомбей). Найбільшими виробниками тальку в Індії є компанія GolchaGroup, що розробляє близько 200 шахт в провінції Rajasthan, і компанія BombayMineralSupplyCompany. Видобуток талькової сировини у Індії за період 2007-2011рр. коливається у межах 637-650 тис. т/рік, максимальне значення спостерігається у 2011 р.

На четвертому місці по кількості добутої сировини знаходиться США. В штаті Нью-Йорк знаходиться родовище Аміті, округ Оранж. У Вермонті на родовищі Бріджуотер, поблизу Вудстока, зустрічаються кращі в світі кристали тальку. Його родовища також є в штаті Віргінія, Джорджія та ін. Найбільшим виробником тальку в цій країні є компанія LuzenacAmerica, що складається в інтернаціональній групі компаній LuzenacGroup. Також тальк виробляє компанія SpecialtyMinerals входить до складу концерну MineralsTechnoologies, і інші підприємства. З 2007 по 2009 рр. у США спостерігалось падіння видобутку тальку, з досягненням у 2009 р. мінімального значення у 511 тис. т/рік. Починаючи з 2010 р. кількість видобутого тальку зростає.

За кількістю видобутку тальку після США йдуть Фінляндія, Бразилія, Франція та Японія.

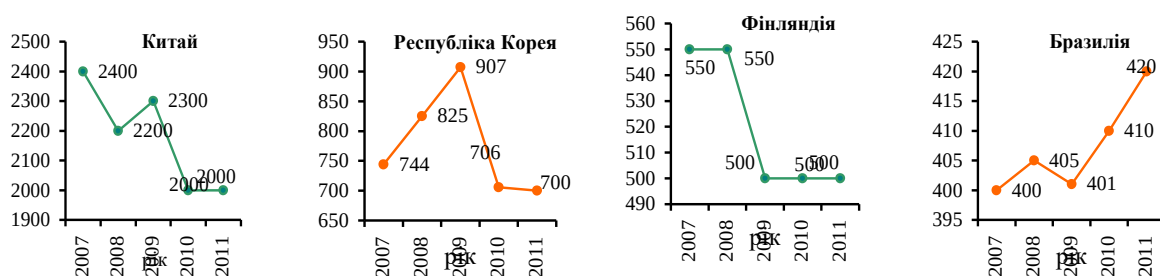
Родовища тальку у Франції знаходяться у департаменті Дельфінат - Бріансон. Основним виробником є компанія Talcdeluzenac, що входить до складу LuzenacGroup. На відміну від інших країн у Франції видобуток талькової сировини за період 2007-2011 рр. залишається незмінним і становить 420 тис. т/рік.

У Бразилії відомі найбільші родовища тальку в штаті Мінас-Жерайс, у Оуро-Прето, а в штаті Баїя в магнезитовій породі виявлено кристали безбарвного і зеленого тальку. Кількість тальку, що видобувається Бразилією за останні п'ять років дещо зростає.

У Фінляндії спостерігається зниження видобутку у 2009 р., після цього значення залишається сталим.

У Японії спостерігається значне зростання видобутку талькової сировини у 2008 р., з 2009 р. кількість видобутої сировини практично не змінюється.

Аналіз кількості добутої сировини у цих країнах наведено на рис. 3.



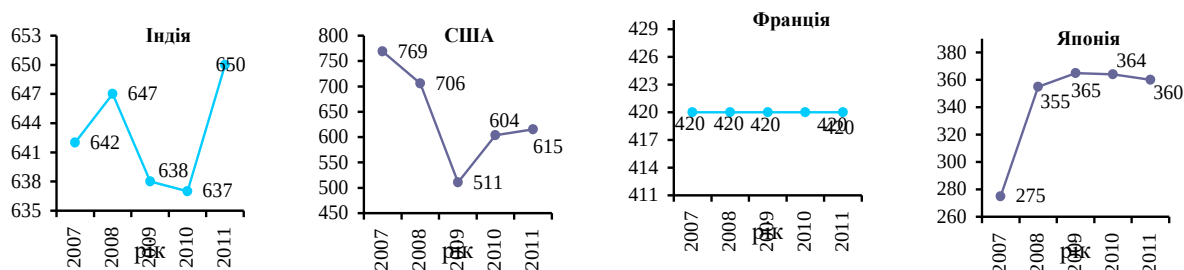


Рис. 3. Динаміка виробництва тальку у різних країнах тис. т/рік

Загалом можна зробити висновок, що за п'ять років видобуток тальку в цілому в світі значно знизився до 2010 р. У 2011 році зниження не суттєве. (рис. 4.) У той же час ціна цього товарного продукту за останні три роки зросла на 41,44 % і у 2011 році складає в середньому 157 дол./т (рис. 5).

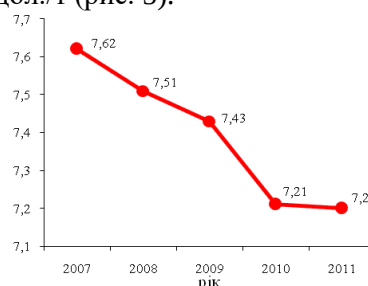


Рис. 4. Динаміка світового видобутку талькової сировини млн т/рік

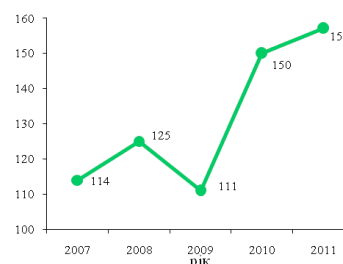
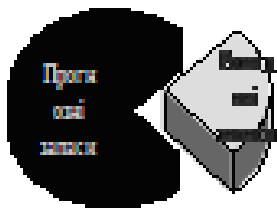


Рис. 5. Ціна в середньому \$ за 1 т тальку

Загальні ресурси магнезиту різних промислових типів становлять майже 9,18 млрд т, у тому числі підтверджені - 3,37 млрд т. Співвідношення запасів магнезиту у світі наведено на рис. 6.

Рис. 6. Співвідношення розвіданих і прогнозних запасів магнезитової сировини



З діаграми видно, що прогнозна кількість магнезиту майже у 3 рази перевищує розвідану. Розподіл запасів магнезитової сировини за країнами світу наведено на рис. 7,8.

Основні запаси зосереджені у Китаї, КНДР, Росії, Словаччині та Австралії.

У Китаї значні родовища кристалічного магнезиту є на Ляодунському півострові, провінція Ляонін. Інші запаси розташовані в Хепей, Шандонг, Хенань, провінціях Сичуань, Шансі, Ганс і Ксін'ян, а також у Тибетських горах.

Корея володіє одним з найбільших і високоякісних родовищ магнезиту в світі. Магнезитові родовища розробляються поблизу Танехона в провінції Канька на сході країни.

У Росії, на Південному Уралі, відомі великі родовища магнезиту: Саткинське - у Челябінській області, і Халиловське - в Оренбурзькій області. У Сибіру виробний магнезит є на Тальському родовищі в Єнісейській країні; а в республіці Тува - у родовищі Ак-Довурак. В Іркутській області, поблизу Усольє-Сибірське.

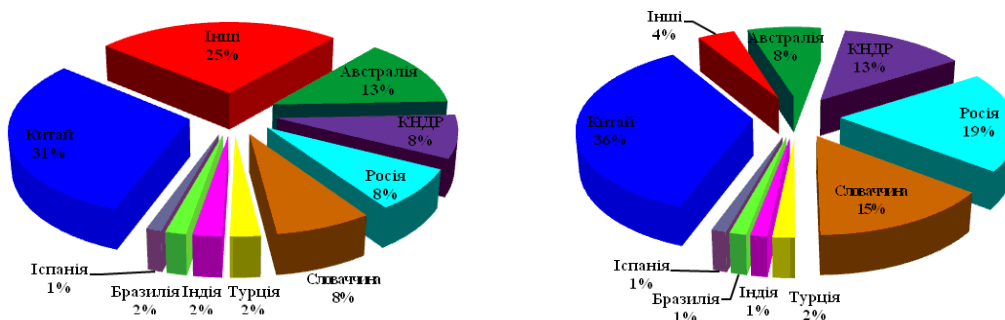


Рис. 7. Прогнозні запаси магнезиту

У Словаччині магнезитова руда добувається на декількох родовищах між містами Kosice і Lucenec на сході країни поряд з угорським кордоном. Родовища носять назви Podrečany, Burda, Lubenik, Amag, і Ddbrava-Mikovfi. Найбільше родовище в Словаччині Ddbrava-Mikovfi. Компанія Slovenske Magnezitove Zavody AS Jelsava (SMZ Jelsava) володіє підземною шахтою в Jelsava.

Основне виробництво в Австралії зосереджено навколо родовища Кунварара, розташованого в 37 милях на північний захід від Рокхемптона, Квінсленд. Це родовище розробляється компанією Queensland Magnesia, що є дочірнім підприємством Australian Metals Corporation Ltd. (AMC) і представляє одного з найбільших виробників магнезиту.

Перспективним є розвідування запасів магнезиту у таких країнах, як Індія, Іспанія, Нова Зеландія, та ін.

Вміст MgO у сировинному магнезиті складає в середньому 45 %, далі, залежно від обробки вміст магнезиту можна підвищувати до 97,5 %, від цього залежить вартість магнезитової сировини, яка варіює у межах від 91 до 545\$ 1 т (рис. 9).

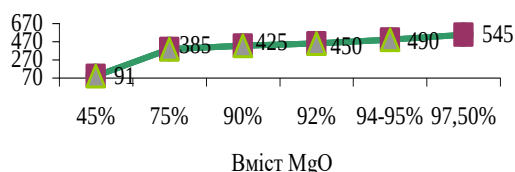


Рис. 9. Ціна (\$) за 1 т магнезиту різної якості

Висновки та напрямки подальших досліджень.

У результаті проведених досліджень встановлено, що основними виробниками тальку в світі є Китай, Корея, Індія та США., видобуток тальку у світі зменшується, у той час, як його вартість зростає. Основними запасами магнезиту володіють такі країни, як Китай, КНДР, Росія, Словаччина та Австралія. Вартість магнезитової

сировини залежить від якості його обробки і вмісту в ній MgO. Подальші дослідження слід продовжити у напрямку встановлення доцільності використання Україною власної сировинної бази тальк-магнезиту.

Список літератури

1. Брагіна, В.И. Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых : учеб. пособие – Красноярск :ИПК СФУ, 2009. – 228 с.
2. Сытай В.А., Евтехов В.Д., Матыс В.Б. Тальк Кривбасса: перспективы промышленного применения // Геолого-минералогический вестник.- 2004.-№1.- С.71-75.

Рукопис подано до редакції 25.03.12

УДК 621.926:34.16

В.С. МОРКУН, д-р техн. наук, проф., С.А. ГОНЧАРОВ, аспірант,
Н.С. ПОДГОРОДЕЦКИЙ, канд. техн. наук,
ГВУЗ «Криворозький національний університет»

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА КЛАССИФИКАЦИИ ИЗМЕЛЬЧЕННОЙ РУДЫ В МЕХАНИЧЕСКОМ КЛАССИФИКАТОРЕ В ПАКЕТЕ MATLAB

Моделирование динамической кривой осаждения твердой фазы пульпы и формирования осадка с использованием ультразвуковых измерительных каналов. Изложены основные принципы моделирования процессов движения частиц измельченной руды в механическом классификаторе в пакете MATLAB

Ключевые слова: механический классификатор, моделирование, осаждение частиц.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В механическом классификаторе твердые частицы распределяются по глубине таким образом, что мелкие частицы концентрируются в верхней части и уносятся оттуда потоком в готовый продукт, а крупные осаждаются на дно и специальным механизмом возвращаются на доизмельчение. Распределение твердой фазы пульпы можно объяснить тем, что в сливе оказываются лишь мелкие частицы, не успевшие выпасть ниже уровня порога за время пребывания в классификаторе [1,2]. Пульпа поступает в сильно перемешиваемый поток, при этом возникает динамическое равновесие между гравитационным осаждением зерен и их диффузией; концентрация частиц любых размером максимальна на дне классификатора и уменьшается с высотой тем сильнее, чем больше размер зерен.

Анализ исследований и публикаций. Известная гидравлическая теория механических классификаторов пренебрегает турбулентной диффузией. Количественное определение крупности слива

при этом зависит от выбора расчетной схемы линий тока и характера стесненности падения частиц [2]. В работе [1] сделан вывод о том, что главный механизм классификации - перемешивание, а гидродинамические течения второстепенны и ими можно пренебречь. Задача моделирования в этом случае существенно усложняется вследствие зависимости скорости падения частиц от плотности пульпы, поскольку концентрация твердого переменна по глубине классификатора. Следует отметить, что использованные в рассмотренных работах методы моделирования не позволяют судить о характеристиках (количество, плотность, пористость и т.д.) продукта, сформировавшегося на дне классификатора. Это затрудняет выполнение расчета энергетических характеристик процесса транспортирования осевшего материала на доизмельчение.

Цель исследований. Задачей исследований является моделирование разделительных процессов в механическом классификаторе с учетом характеристик пульпы по глубине и осевшего рудного материала по толщине осадка.

Изложение материала и результаты. Для проведения экспериментов использовалась установка схема которой приведена на рис.1: 1,2 - излучатель и приемник ультразвуковых поверхностных волн Лэмба; 3,4 - излучатель и приемник ультразвуковых высокочастотных объемных волн; 5 - исследуемая пульпа; 6 - измерительный сосуд. Измерительные каналы на базе высокочастотных ультразвуковых колебаний и поверхностных волн Лэмба использовались для измерения концентрации твердой фазы и крупности измельченной руды в пульпе [2]. Их расположение по высоте измерительного сосуда 6 регулируется.

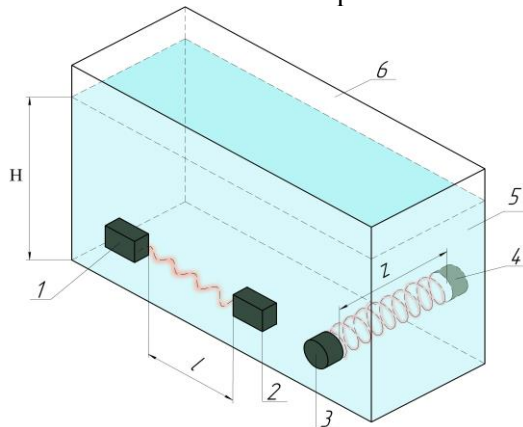


Рис. 1. Схема экспериментальной установки

Скорость осаждения частиц твердой фазы зависит как от их размеров, так и от их плотности, поэтому для описания этих процессов использована двумерная функция плотности распределения $f(r, \rho_t)$, зависящая от двух переменных: r - радиуса частиц и их плотности - ρ_t . Величина $f(r, \rho_t)drd\rho_t$ определяет долю частиц твердой фазы, радиусы которых лежат в пределах от r до $r + dr$, а их плотность изменяется от ρ_t до $\rho_t + d\rho_t$.

Временная зависимость амплитуды высокочастотных объемных ультразвуковых волн определяется выражением

$$A_v(t) = A_{v0} \exp \left\{ -\phi_{so} Z \int_{\rho_{tmin}}^{\rho_{tmax}} d\rho_t \int_0^{\tilde{R}(t, \rho_t)} \sigma(v, r) f(r, \rho_t) dr \right\}, \quad (1)$$

где A_{ov} - амплитуда объемной ультразвуковой волны в чистой воде; ϕ_{so} - начальная концентрация частиц твердой фазы; Z - расстояние между приемником и излучателем; ρ_{tmin}, ρ_{tmax} - граничные значения плотности частиц; $\sigma(v, r)$ - сечение ослабления ультразвуковой волны частоты v на частице радиуса r .

Временная зависимость амплитуды волн Лэмба определяется выражением

$$A_L(t) = A_{OL} \exp \left\{ -\frac{\phi_{so} C_v l}{\rho_{cm}} \int_{\rho_{tmin}}^{\rho_{tmax}} d\rho_t (\rho_t - \rho_o) \int_0^{\tilde{R}(t, \rho_t)} dr f(r, \rho_t) \frac{4}{3} \pi r^3 \right\}, \quad (2)$$

где A_{OL} - амплитуда волн Лэмба, прошедших по стенке сосуда 6, когда в нем находится чистая вода; l - расстояние между излучателем и приемником; ρ_{cm} - плотность материала стенки измерительного сосуда; C_v - величина, зависящая от частоты волны Лэмба.

По результатам измерений амплитуды ультразвуковых колебаний можно сформировать два сигнала, зависящих от времени.

Для измерительного канала на основе волн Лэмба

$$S_L(t) = \ln [A_{OL} / A_L(t)] = \frac{\phi_{so} C_v l}{\rho_{cm}} \int_{\rho_{tmin}}^{\rho_{tmax}} d\rho_t (\rho_t - \rho_o) \int_0^{\tilde{R}(t, \rho_t)} dr f(r, \rho_t) \frac{4}{3} \pi r^3 \quad (3)$$

и для измерительного канала на основе высокочастотных объемных ультразвуковых волн

$$S_v(t) = \ln[A_{Ov} / A_v(t)] = \phi_{so} Z \int_{\rho_{T \min}}^{\rho_{T \max}} d\rho_T \int_0^{\tilde{R}(t, \rho_T)} \sigma(v, r) f(r, \rho_T) dr. \quad (4)$$

Оба сигнала зависят от начальной концентрации твердых частиц исследуемой суспензии ϕ_{so} и закона их распределения по размерам и плотности $f(r, \rho_T)$. Для построения экспериментальной динамической кривой осаждения частиц твердой фазы пульпы определялись дифференциальные значения величин (3) и (4), т.е.

$$S(t) = \frac{\Delta S_v(t)}{\Delta S_L(t)}, \quad (5)$$

где $\Delta S_v(t) = S_v(t + \Delta t) - S_v(t)$; $\Delta S_L(t) = S_L(t + \Delta t) - S_L(t)$.

С учетом того, что Δt и $\Delta \tilde{R}(t, \rho_T) = \tilde{R}(t + \Delta t, \rho_T) - \tilde{R}(t, \rho_T)$ - малые величины

$$\begin{aligned} S(t) &= \frac{C\alpha(v, \tilde{R}(t, \rho_T^*)) \int_{\rho_{T \min}}^{\rho_{T \max}} d\rho_T F(t, \rho_T) f(\tilde{R}(t, \rho_T), \rho_T) \tilde{R}^3(t, \rho_T)}{(\rho_T^{**} - \rho_o) \int_{\rho_{T \min}}^{\rho_{T \max}} d\rho_T F(t, \rho_T) f(\tilde{R}(t, \rho_T), \rho_T) \tilde{R}^3(t, \rho_T)} = \\ &= \frac{C\alpha(v, \tilde{R}(t, \rho_T^*))}{(\rho_T^{**} - \rho_o)}, \end{aligned} \quad (6)$$

где ρ_T^* и $\rho_T^{**} \in [\rho_1, \rho_2]$.

Использование такого подхода позволило определить экспериментальные зависимости между скоростью осаждения u_s частиц руды различной крупности и объемной концентрацией ϕ_s твердой фазы

$$u_s = b_o + b_1 \phi_s + b_2 \phi_s^2 \quad (7)$$

Как показано в работах [3,4] при осаждении частиц твердой фазы пульпы можно выделить три зоны (рис. 2): 1 - осаждение частиц с постоянной скоростью, 2 - переменная скорость осаждения, седиментация частиц, 3 - формирование и уплотнение осадка.

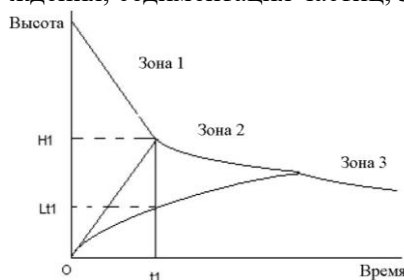


Рис. 2. Процесс осаждения частиц твердой фазы пульпы

Измерения изменения концентрации твердого в процессе осаждения его частиц позволяет записать

$$\frac{d(u_s \phi_s)}{d\phi_s} = \frac{u_s \phi_s - \varepsilon_{so} u_{so}}{\varepsilon_{so} \phi_s}. \quad (8)$$

Тогда с учетом (7)

$$4b_2 \phi_s^3 + (3b_1 - 3b_2 \varepsilon_{so}) \phi_s^2 + (2b_o - 2b_1 \varepsilon_{so}) \phi_s - \varepsilon_{so} (b_o - u_{so}) = 0. \quad (9)$$

Уравнение (9) решается численным методом, в результате чего определяется концентрация твердого в пульпе.

Для аналитического описания динамической кривой осаждения частиц в пульпе рассмотрим уравнение массового баланса в момент времени t_1 . Оно может быть представлено в следующем виде

$$\phi_{so} H_o = \int_0^{L_{t1}} \varepsilon_s dx + \int_{L_{t1}}^{H_1} \phi_s dx, \quad (10)$$

где ϕ_{so} - начальная концентрация, H_o - начальная высота, ε_s и ϕ_s - концентрация твердого в области осадка и суспензии соответственно. Таким образом, объем твердого в выделенной области суспензии определяется выражением $\int_{L_{t1}}^{H_1} \phi_s dx$.

Выделим единичную секцию пульпы в рассматриваемом сосуде и рассмотрим ее движение (v_{s1}) в период времени $t_2 - t_1$. Объем твердого в выделенной секции определяется выражением [3]

$$\phi_{s1}(v_{s1} + u_{s1})(t_{n1} + t_1) + \phi_{s1}(v_{s1} + u_{s1})(t_{n2} + t_{n1}) + \dots + \phi_{s1}(v_{s1} + u_{s1})(t_2 + t_{nn})$$

$$= \phi_{s1}(v_{s1} + u_{s1})(t_2 - t_1), \quad (11)$$

где u_{s1} – скорость осаждения твердого в момент времени t_1 .

Из приведенного выражения следует, что

$$t_2 - t_1 = \frac{\phi_{s0} - \int_0^{L_{t1}} \varepsilon_s dx}{\phi_{s1}(v_{s1} + u_{s1})}. \quad (12)$$

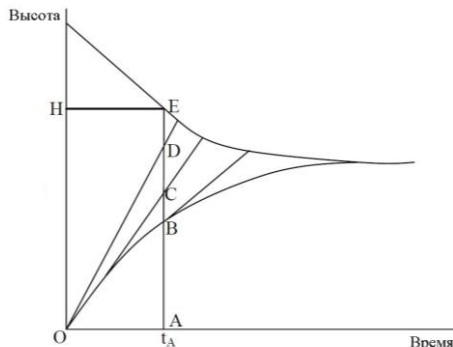


Рис. 3. Определение динамической кривой осаждения частиц твердой фазы пульпы

На рис. 3 показаны принципы формирования динамической кривой осаждения частиц твердой фазы пульпы. С учетом обозначений, приведенных на рис. 3, уравнение массового баланса для любой точки (например, А) можно записать в следующем виде [3,4]

$$\phi_{s0} H_o = \int_0^{AB} \varepsilon_s dx + (DC)(\phi_{s2} + \phi_{s3})/2 + (CD) \times (\phi_{s1} + \phi_{s2})/2 + (H - AB - DC - CD)(\phi_{sj} + \phi_{s1})/2 \quad (13)$$

откуда

$$H = \frac{2\phi_{s0} H_o - 2 \int_0^{AB} \varepsilon_s dx - (BC)(\phi_{s2} + \phi_{s3}) - (CD)(\phi_{s1} + \phi_{s2}) + (AB + BC + CD)(\phi_{s0} + \phi_{s1})}{\phi_{s0} + \phi_{s1}}. \quad (14)$$

Таким образом в любой момент времени t_A для суспензии имеют место три составляющие, определяющие ее концентрацию (рис. 2): отрезок DC – первая и вторая зоны; отрезок CB – вторая и третья зоны; отрезок ED – определяется начальной концентрацией и первой зоной. Отрезок BA характеризует концентрацию твердого в осадке.

С учетом рассуждений, приведенных в работе [4], процесс формирования осадка описывается следующим выражением

$$\frac{d\varepsilon_s}{dP_s} \frac{\partial P_s}{\partial t} + \frac{K\varepsilon_s}{\mu} \frac{\partial^2 P_s}{\partial t} + \frac{1}{\mu} \frac{d[K\varepsilon_s]}{dP_s} \left(\frac{\partial P_s}{\partial x} \right)^2 + \frac{g\Delta\rho}{\mu} \frac{d[K\varepsilon_s^2]}{dP_s} \frac{\partial P_s}{\partial x} = 0, \quad (15)$$

где P_s – вертикальное эффективное давление; K – проницаемость; ε_s – концентрация твердого в осадке; μ – вязкость; x – высота (толщина); t – время; g – гравитационная постоянная; $\Delta\rho = \rho_s - \rho$; ρ_s , ρ – плотность твердого и воды.

Ряд величин в выражении (15) определяется на основании экспериментальных данных

$$\varepsilon_s = \varepsilon_{s0}(1 + aP_s)^\beta. \quad (16)$$

$$K = K_o(1 + aP_s)^{-\delta}. \quad (17)$$

$$\beta = 3,08(0,65 - \varepsilon_{s0})^{4,0}. \quad (18)$$

$$\delta = 5,19(0,65 - \varepsilon_{s0})^{2,68}. \quad (19)$$

С учетом (16-19) выражение (15) можно преобразовать к следующему виду

$$\frac{\partial P_s}{\partial t} - \frac{K_o(1 + aP_s)^{1-\delta}}{a\mu\beta} \frac{\partial^2 P_s}{\partial t} - \frac{g\Delta\rho\varepsilon_{s0}K_o(2\beta - \delta)(1 + aP_s)^{\beta-\delta}}{\mu\beta} - \frac{K_o(\beta - \delta) + (1 + aP_s)^{-\delta}}{\mu\beta} \left(\frac{\partial P_s}{\partial x} \right)^2 = 0 \quad (20)$$

При сформулированных граничных условиях: эффективное давление на поверхности пульпы в измерительном сосуде P_s и скорость жидкой и твердой фаз на его дне равны нулю, полученное уравнение решается методом Ньютона-Рафсона. На рис. 4 показаны результаты моде-

лирования в пакете Matlab 7 [5] динамической кривой осаждения пульпы в измерительном сосуде, а на рис. 5 - зависимости эффективного давления в осадке в различные моменты времени.

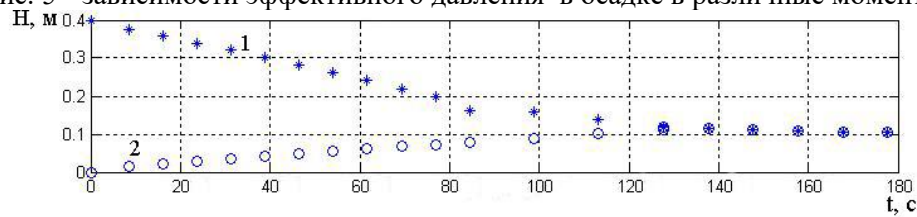


Рис. 4. Результаты моделирования динамической кривой осаждения пульпы в измерительном сосуде: 1- уровень твердой фазы в пульпе; 2 - уровень осадка

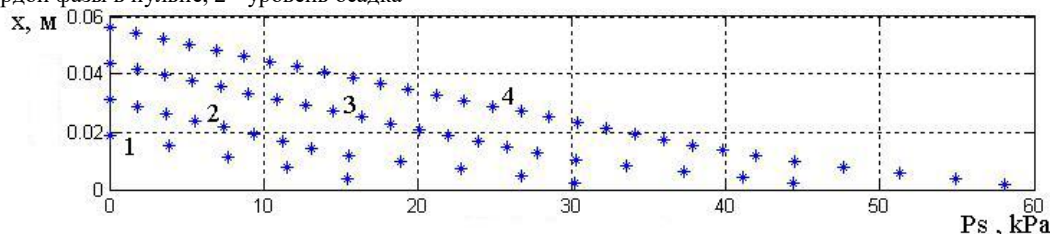


Рис. 5. Зависимости эффективного давления в осадке в различные моменты времени его формирования: 1- 10 с; 2 - 30 с; 3 - 60 с; 4 - 90 с

Вывод. Усовершенствована модель классификации руды в механическом гидравлическом классификаторе путем представления динамической кривой осаждения твердой фазы пульпы и формирования осадка на основе двумерной функции распределения частиц измельченной руды по крупности и плотности с учетом их объемной концентрации, что позволяет повысить качество и энергоэффективность процессов классификации и возврата песков на доизмельчение.

Список литературы

1. Гринман И.Г., Блях Г.И. Контроль и регулирование гранулометрического состава продуктов измельчения. - Алма-Ата: Наука, 1967. - 115 с.
2. Моркун В.С., Потанов В.Н., Моркун Н.В., Подгородецкий Н.С. Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов в АСУ ТП обогатительного производства. - Кривой Рог: Изд. центр КТУ, 2007. - 283 с.
3. Brajesh Tiwari. Simulation of Batch Thickening Phenomenon for Young Sediments /MS thesis at Virginia Polytechnic Institute & State University. - Blacksburg, Virginia, 2004.
4. Papanicolaou AN., Diplas P. Numerical solution of a non-linear model for self-weight solids settlement. - App. Math. Model 23(5), 1999, p. 345-362.
5. Потемкин В. Система MATLAB: справочное пособие / В. Потемкин. - М.: Диалог. - МИФИ, 1997. - 448 с.

Рукопись поступила в редакцию 15.02.12

УДК 622.331

В.О. ГНЕСУШЕВ, канд. тех. наук, доц., О.С. СТАДНИК, аспірант

Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне

ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ТОРФОВИХ ГРАНУЛ ТА БРИКЕТІВ З НЕКОНДИЦІЙНОЇ СИРОВИНИ

Запропонована технологічна схема виготовлення кондиційних торфових гранул та брикетів з некондиційної торфової сировини. Схема включає сушіння, подрібнення, знепилення, пневматичну сепарацію та пресування. Легка високозольна фракція пневматичної сепарації направляється на спалювання до теплогенератора, а важка – на пресування. Це дозволяє збільшити вилучення горючої маси по технології до 95,5 %.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Геологічні запаси торфу в Україні становлять близько 2,17 млрд т. Унікальною рисою цієї корисної копалини є здатність до відновлення. Щорічно на торфових родовищах, збережених у природному стані, та заболочених землях утворюється близько 1,6 млн т торфу, або 0,65 млн т умовного палива.

Нормативними документами, що регламентують якість торфових паливних брикетів та фрезерного торфу є ДСТУ 2042-92 та ДСТУ 2043-92, за якими зольність цих продуктів не повинна перевищувати 23 та 20 %, відповідно. Якість торфових пелет не регламентується загальнодержавними нормативними документами, а обмежується лише рядом технічних умов, розро-

блених підприємствами-виробниками цієї продукції. Оскільки пелети виготовляються переважно для експорту, їх якість має відповідати Європейським нормативними документам, таким як CEN 14961:2005 [1]. За цим стандартом, відповідно до значення зольності, паливу присвоюються марки A2, A4, A6, A8, A10 та A10+, що відповідає зольності $\leq 2\%$, $\leq 4\%$, $\leq 6\%$, $\leq 8\%$, $\leq 10\%$ та $>10\%$. Якщо зольність палива перевищує 10 %, то у марці вказується конкретне значення цього показника. Така градація палива за якістю сприяє розвитку ринку палив за співвідношенням «ціна-якість».

Середня зольність понад 50 % родовищ, які належать до балансових запасів, перевищує 23 %, що обмежує їх використання для виготовлення паливної продукції. Основною проблемою при виробництві пелет з торфу є відсутність кондиціонування (зниження зольності) у технологічних схемах відповідних ліній.

Аналіз досліджень і публікацій. Технологічні схеми виготовлення торфових брикетів і гранул подібні і складаються з наступних технологічних операцій: сушіння, подрібнення та пресування торфу. Сировиною для виробництва торфових палив є фрезерний торф з крупністю -10+0 мм та вологістю 40-50 %. Операції сушіння та подрібнення можуть бути об'єднані. Для підготовки сушильного агента використовується 25-30 % загального потоку сировини, яка спалюється у теплогенераторі. Ця частина сировини (з вологістю 40-50 %) може відбиратися безпосередньо з сировинного конвеєра, або ж, за допомогою пневматичного сепаратора з імпактором, відокремлюватися від загального потоку торфо-газової суміші на виході з сушарки. При цьому вологість торфу, що направляється на спалювання до теплогенератора, становить 30-35 % [2].

Жодна з відомих технологій виробництва торфових палив не передбачає зниження зольності торфу та залучення до виробництва некондиційної сировини. Авторами вперше запропонована технологічна схема, яка включає збагачення високозольного торфу (рис. 1).

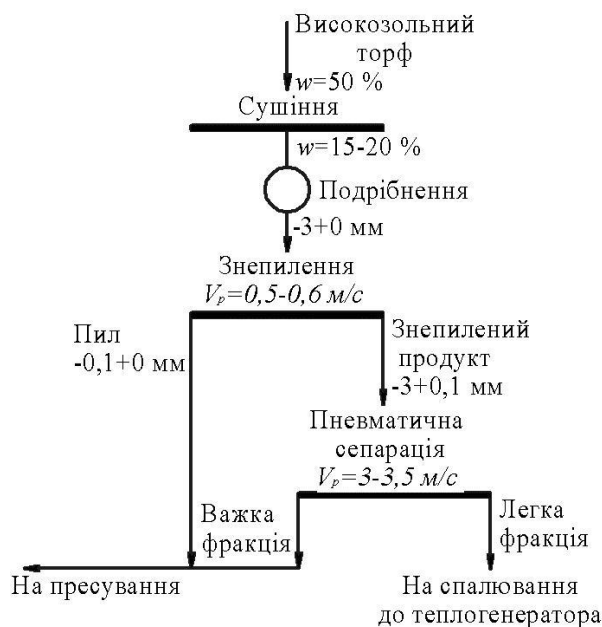


Рис. 1. Технологічна схема збагачення високозольного торфу для виготовлення паливних гранул та брикетів

За цією схемою вихідну сировину спрямовують на сушіння до вологості 20 % та подрібнення до крупності -3+0 мм. Висушений та подрібнений торф знепилюють і розділяють пневматичною сепарацією (при робочій швидкості 3,0-3,5 м/с) на легку та важку фракції, після чого легку фракцію направляють на вібраційну сепарацію на звужуючому вібраційному лотку з отриманням легкої та важкої фракцій. Важку фракцію пневматичної сепарації, легку фракцію вібраційної сепарації і пил об'єднують у концентрат та направляють на пресування, а важку фракцію вібраційної сепарації спрямовують на утилізацію як відходи. Цей спосіб забезпечує вилучення горючої маси по схемі збагачення 85-90 %. З урахуванням неповного згоряння горючої маси потоку сировини, який направляється на спалювання, загальне вилучення горючої маси за цією схемою становить 81-86 %.

Постановка завдання. Основною задачею даної роботи є збільшення вилучення горючої маси з некондиційною за зольністю торфової сировини в технологічному процесі виробництва паливних гранул і брикетів.

Викладення матеріалу та результати. Основним показником енергетичної цінності будь-якого палива є нижча теплота згорання, яка залежить від його елементного складу та вмісту баластних компонентів: вологи та золи. У загальному випадку нижча теплота згорання палива визначається за формулами, кДж/кг

$$Q_n^P = Q_v^P - [6(9H^P + w^P)] \times 4,19, \quad (1)$$

$$Q_v^P = [81C^P + 300H^P - 26(O^P - S^P)] \times 4,19, \quad (2)$$

де C^P , H^P , O^P , S^P - вміст карбону, гідрогену, кисню та сульфуру в робочому паливі, %; w^P - вологість робочого палива, %. Для явного вираження впливу вологості та зольності на нижчу

теплоту згоряння у формулу (1) підставимо формулу (2) та виразимо робочий елементний склад через горючий, кДж/кг

$$Q_n^P = [(1 - 0,01 A^d) (1 - 0,01 w^P) Q_n^F - w^P] \times 4,19, \quad (3)$$

де A^d - зольність палива на суху речовину, %; Q_n^F - нижча теплота згорання горючої маси, яку можна визначити з формул (1) та (2), підставивши замість значень елементного складу у перерахунку на робочу масу ці ж значення, перераховані на горючу масу, а замість w^P - нуль. Отже, при інших рівних умовах, зростання вологості палива суттєвіше знижує його нижчу теплоту згоряння, ніж збільшення вмісту золи. Цю закономірність потрібно використати і при продуктуванні паливної продукції з торфу.

При виробництві паливних гранул та брикетів до теплогенератора подається сировина, що містить 40-50 % води та 10-15 % золи (сумарний вміст баластних домішок 50-65 %), а вміст горючої маси становить, відповідно, 35-50 %. Якщо ж подавати підсушене до вологості нижче 20 % паливо з підвищеною зольністю (при однаковому вмісті баластних домішок), то нижча теплота згоряння такого палива буде більша.

Для виділення продукту з підвищеною зольністю використаємо пневматичну сепарацію. Технологічна схема збагачення високозольного торфу для виготовлення паливної продукції повинна включати сушіння до вологості 15-20 %, подрібнення до крупності $-3 \div +0$ мм, знепилення та пневматичну сепарацію при робочій швидкості повітряного потоку 3,0-3,5 м/с. У цьому випадку високозольною буде легка фракція пневматичної сепарації, яка має зольність 30-45 %. Її направляємо на спалювання до теплогенератора (див. рис. 1). Подрібнення до крупності $-3 \div +0$ мм передбачається технологією виготовлення пелет та брикетів. При цій крупності подрібнення досягається достатнє розкриття мінеральної частини для її ефективного вилучення

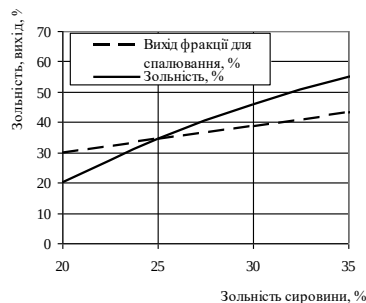
Якість та масовий вихід торфу, що подається на спалювання до теплогенератора залежно від зольності сировини і з урахуванням того, що у цей продукт повинно потрапити 30 % горючої маси загального потоку, можна знайти з системи рівнянь

$$\begin{cases} 100 \cdot A_0 = XY + (100 - X) \cdot A_1, \\ \varepsilon_1 = \frac{X \cdot (100 - Y)}{100 - A_0}, \end{cases} \quad (4)$$

де A_0 та A_1 - зольність вихідної сировини та концентрату, який потрібно отримати ($A_1=20$ %); X та Y - масовий вихід та зольність відходів, %; ε_1 - планове вилучення горючої маси ($\varepsilon_1=30$ %).

Значення X та Y залежать від якості вихідної торфової сировини A_0 , тому результати розв'язку рівняння (4) зручніше одержати у вигляді графіка (рис. 2).

Рис. 2. Графік залежності зольності та масового виходу фракції що направляється на спалювання від зольності сировини

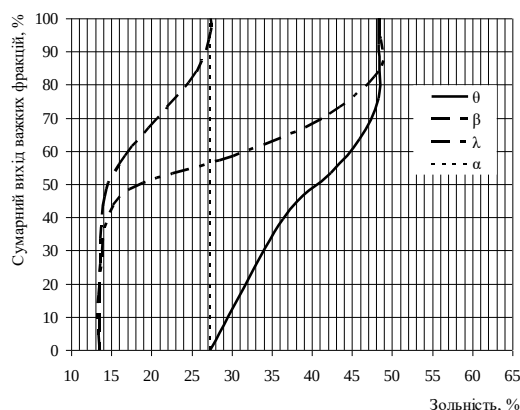


Максимальна кількість баластних домішок у продукті, що подається на спалювання до теплогенератора, не повинна перевищувати 65 %, а з урахуванням максимальної вологості 20 % це значення досягається при зольності вихідної сировини 30 %. Тому пропонується технологічна схема має обмеження по зольності вихідної сировини.

Розглянемо можливість пневматичної сепарації для забезпечення розглянутого режиму. Криві збагачуваності знепиленого високозольного торфу родовища «Засвіття-Ситнелюк» класу крупності $-3 \div +0$ мм на сепараторі типу «Зиг-заг» зображені на рис. 3. Масовий вихід пилу становить лише 2,89 %

Цим значенням при виборі режиму сепарації можна знехтувати. Зольність вихідного торфу становить 27,3 %. Як слідує з графіка (див. рис. 2), до теплогенератора потрібно подати продукт із зольністю 40 % та масовим виходом на суху речовину 36 %. Пневматична сепарація високозольного торфу дає можливість отримати легку фракцію з масовим виходом 36 % та зольністю 46 %, що свідчить про недостатню кількість горючої маси у продукті, що направляється на спалювання до теплогенератора.

Регулювання робочої швидкості пневматичної сепарації не забезпечить потрібного режиму, тому потрібно виділити максимальну кількість концентрату (важкої фракції) із зольністю 20 % та його частину підшихтувати до високозольної важкої фракції.



зображено на рис. 4.

Працює технологічна лінія так. Сировину вологістю 40-50 % завантажують у бункери 1. В один з бункерів потрібно завантажувати некондиційну сировину, в інший - кондиційну. Далі сировину потрібно шихтувати до отримання зольності шихти 25-30 %. Утворена шихта за допомогою конвеєра подається на грохочення грохотом 2 по крупності 5 мм. Після грохочення надрешітний продукт направляють на подрібнення молотковою дробаркою 3. Подрібнений продукт об'єднується з підрешітним і направляється на сушіння до барабанної сушарки 5.

Сушильний агент для сушарки готується у теплогенераторі 4. Висушений продукт осаджується циклонами 6 та направляється на першу стадію пневматичної сепарації у сепараторі типу «Зиг-заг» 7. У легку фракцію виділяється продукт із зольністю до 23 %. Робоча швидкість потоку повинна становити 0,5-0,6 м/с та регулюватися залежно від зольності легкої фракції. Важку фракцію першої стадії пневматичної сепарації направляють на другу стадію пневматичної сепарації у сепараторі типу «Зиг-заг» 8, з робочою швидкістю потоку повітря 3-3,5 м/с.

Важка фракція цієї стадії пневматичної сепарації має кондиційну зольність і направляється на додаткове подрібнення молотковою дробаркою 9, після чого об'єднується з легкою фракцією першої стадії пневматичної сепарації. Об'єднаний продукт гранулюється пресом-гранулятором 10. Легка фракція другої стадії пневматичної сепарації осаджується циклонами 15 та направляється на спалювання до теплогенератора. Частина важкої фракції другої стадії пневматичної сепарації також спрямовується на спалювання до теплогенератора. Гранули, утворені в процесі грануляції ковшовим елеватором 12, подаються в охолоджувач 13. Після охолодження гранули направляються на контрольне грохочення на грохоті 14. Підрешітний продукт повертається у бункер гранулятора, а надрешітний, яким є пелети - на склад готової продукції.

Сушильний агент після циклонів 6 та повітря після циклонів 10 направляється на додаткову очистку у мокрому скрубєрі 16.

За наданою схемою виготовлення паливної продукції теплогенератори має бути пристосовано до спалювання торфу із зольністю 30-45 %, тобто бути оснащеними ефективною системою видалення золи з топки.

Зола, утворена в результаті спалювання торфу у теплогенераторі, може використовуватись у виробництві бетонів та дозволяє знизити вміст цементу [3].

Запропонована схема дає можливість підвищити загальне вилучення горючої маси по технології виробництва палива до 95,5 %. Річний економічний ефект від впровадження цієї техно-

Рис. 3. Криві збагачуваності високозолистого торфу класу крупності $-3\div+0$ мм на пневматичному сепараторі типу «Зиг-заг» β , θ та λ - важкої, легкої та елементарних фракцій; α - зольність вихідної сировини

Це дасть змогу уникнути негативного впливу коливань якості сировини.

Схему технологічного ланцюга апаратів для виготовлення торфових пелет з високозолистого торфу

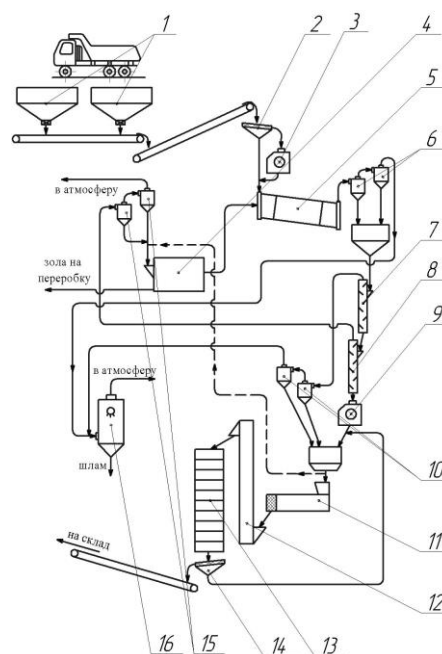


Рис. 4. Схема ланцюга апаратів виготовлення пелет з високозолистого торфу: 1 - бункери сировини; 2 - грохот; 3 - молоткова дробарка; 4 - теплогенератор; 5 - сушарка барабанна; 6, 10, 15 - циклони; 7 - пневматичний сепаратор типу «Зиг-заг» першої стадії сепарації; 8 - пневматичний сепаратор типу «Зиг-заг» другої стадії сепарації; 9 - молоткова дробарка; 11 - прес-гранулятор; 12 - елеватор; 13 - охолоджувач; 14 - контрольний грохот; 16 - мокрий скрубєр

логічної схеми для технологічної лінії з виробництва пелет з торфу продуктивністю 15 тис. т на рік становить 925,5 тис. грн. Цей економічний ефект досягається значною економією на сировині, оскільки вартість некондиційного високозольного торфу на 25-35 % нижча, а частка сировини у собівартості виготовлення пелет складає 73-76 %.

Висновок та напрямок подальших досліджень. Запропонована технологічна схема дозволяє збільшити вилучення горючої маси високозольного торфу до 95,5 % та ефективно утилізувати зольні відходи у виробництві бетонів в якості в'язучого компоненту, а не баласту.

Список літератури

1. Виллу Варес Справочник потребителя биотоплива / Виллу Варес, Юло Каськ, Пеэтер Муйсте [и др.]. - Таллинн: Таллиннский технический университет, 2005. - 183 с.
2. Гнєушев В.О. Переробка торфу в паливні брикети / В.О. Гнєушев. - Рівне: НУВГП, 2008. - 212 с.
3. Костров В.В. Изучение химического состава и вопросов утилизации торфяной золы в производстве бетонов / В.В. Костров, А.В. Свиридов, С.В. Цибакин, Ю.Ю. Дубровина // Химия и химическая технология. - Т. 51 Вип. 11. - Ивановский государственный химико-технологический университет: Иваново, 2008. - С. 52 - 55.

Рукопис подано до редакції 25.03.12

УДК 621.879.01

В.Г. КРУПКО, канд. техн. наук, проф., Донбасская государственная машиностроительная академия
А.В. ВЕСНИН, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Р.Н. ДИХТЕНКО, аспирант, Донбасская государственная машиностроительная академия

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЖЕСТКОСНОЙ СИСТЕМЫ ЭКСКАВАТОРА СО СНИЖЕННЫМИ ДИНАМИЧЕСКИМИ НАГРУЗКАМИ

Рассмотрен вопрос снижения динамических нагрузок на механизм подъема механического экскаватора без использования разъединительных предохранительных устройств.

Ключевые слова: жесткость, циклическая нагрузка, коэффициент динамики, стопорение механизма, математическая модель.

Постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными практическими заданиями. В хозяйственном комплексе Украины на строительстве зданий, сооружений, дорог работает большое количество машин на базе строительных универсальных экскаваторов, которые выполняют подъемно-транспортные, землеройные и вспомогательные работы. При этом на привода исполнительных механизмов этих машин действуют значительные динамические усилия, вызванные следующими явлениями: взаимодействием с внешней средой; резкими изменениями нагрузок; изменениями направления движения рабочего органа. Поэтому актуальным является вопрос по определению причин возникновения величины и путей снижения динамических нагрузок на рабочее оборудование и исполнительные механизмы экскаватора.

Анализ исследований и публикаций, в которых дается решение данной проблемы. Проблему возникновения и гашения динамических колебаний системы рассматривали в своих трудах Д.П. Волков [1], Домбровский Н.Г. [2], Панкратов С.А. [3]. Также методы моделирования и анализа динамических систем рассматривали в своих трудах и многие научные деятели Ветров Ю.А. [4], Подерни Р.Ю. [5], Чулков Н.Н. [6]. Но, используя математические пакеты, можно уточнить расчеты и найти рациональные пути снижения динамических нагрузок в сложных динамических системах.

Цель исследовательской работы - обоснование рациональных параметров динамической системы экскаватора с определением величины взаимовлияния исполнительных механизмов на другой при различных вариантах жесткостно массовых параметрах системы «рабочее оборудование - исполнительные механизмы».

Изложение основного материала исследования. Проведенный анализ работы подъемных механизмов экскаваторов показывает, что самые большие динамические нагрузки получают во время стопорения механизмов, в случае упора исполнительного органа в непреодолимое препятствие, а рекомендуемый [1] параметр, влияющий на величину динамических нагрузок - жесткость механизма напора и жесткость подвеса стрелы. Проведем варьирование поперечными жесткостными параметрами стрелы, а также жесткостными параметрами системы подвеса стрелы.

В расчет за методикой приведенной [7] введем еще две переменные поперечную жесткость стрелы и системы подвеса стрелы соответственно $C'_{2,3}$ и $C_{1,2}$

$$\begin{cases} m_1 \cdot \ddot{x}_1 + c_{1,2} \cdot (x_2 - x_1) - (m_1 g)^{np} = 0; & m_2 \cdot \ddot{x}_2 + c_{2,3} \cdot (x_3 - x_2) + c'_{2,3} \cdot (x'_3 - x_2) + \\ + c_{2,7} \cdot (x_7 - x_2) - c_{1,2} \cdot (x_2 - x_1) + (m_2 g)^{np} = 0, \\ m_3 \cdot \ddot{x}_3 + c_{3,4} \cdot (x_4 - x_3) - c_{2,3} \cdot (x_3 - x_2) = 0; & m_4 \cdot \ddot{x}_4 + c_{4,5} \cdot (x_5 - x_4) - c_{3,4} \cdot (x_4 - x_3) = 0, \\ m_5 \cdot \ddot{x}_5 + c_{5,6} \cdot (x_6 - x_5) - c_{4,5} \cdot (x_5 - x_4) = 0; & m_6 \cdot \ddot{x}_6 - c_{5,6} \cdot (x_6 - x_5) + P_{\text{дв.под}}^{np} = 0, \\ m_7 \cdot \ddot{x}_7 + c_{7,8} \cdot (x_8 - x_7) - c'_{2,3} \cdot (x'_3 - x_2) + c_{2,7} \cdot (x_7 - x_2) = 0, \\ m_8 \cdot \ddot{x}_8 + c_{8,9} \cdot (x_9 - x_8) - c_{7,8} \cdot (x_8 - x_7) = 0; & m_9 \cdot \ddot{x}_9 - c_{8,9} \cdot (x_9 - x_8) + P_{\text{дв.нап}}^{np} = 0. \end{cases} \quad (1)$$

где - $m_1...m_9$ - суммарные приведенные массы соответственно: базы экскаватора, стрелы с установленными на ней механизмами, главных блоков экскаватора, выходного вала редуктора и канатного барабана механизма подъема, промежуточных валов редуктора механизма подъема, якоря двигателя и ведущей полумуфты моторного вала и ведомой полумуфты моторного вала, зубчатых колес первой передачи, верхней половины рукояти и кремальерных шестерен, промежуточных валов редуктора механизма напора, якоря двигателя и тормозного шкива и первой передачи механизма напора; $c_{12}...c_{89}$ - суммарные приведенные жесткости соответственно: подвеса стрелы и л-образной стойки и поворотной платформы, продольная жесткость стрелы, подъемного механизма, промежуточных валов редуктора механизма подъема, жесткость от вала двигателя до первой передачи редуктора механизма подъема, поперечная жесткость стрелы, верхней половины рукояти и кремальерных шестерен, промежуточных валов редуктора механизма напора, жесткость от вала двигателя до первой передачи редуктора механизма напора; $P_{\text{дв.под}}^{np}$, $P_{\text{дв.нап}}^{np}$ - приведенное усилие создаваемое двигателями механизма подъема и напора.

В результате получим четырехмерную систему уравнений $x = f(t, c'_{2,3}, c_{1,2})$, для преобразования ее в трехмерную учтем зависимость изменения усилия в механизме во времени $F(t)$, где $F = (x_i - x_{i-1}) \cdot c_i$, для чего будем брать лишь максимальное значение динамической составляющей (F_{max})

$$F_{\text{max}} = f(c'_{2,3}, c_{1,2}) \quad (2)$$

Представим величину F_{max} через коэффициент динамики [5]

$$k_d = F_{\text{max}} / F_{\text{ном}},$$

где $F_{\text{ном}}$ - усилия в статическом режиме нагружения определяемые по известным зависимостям [5].

Жесткости $c'_{2,3}$ и $c_{1,2}$ представим на графиках как c_1 и c_2 соответственно в процентном соотношении, где 100% – это жесткость натурной машины (например ЭКГ-5А).

В результате расчетов мы получили график зависимости $k_d(c_1, c_2)$ для механизма подъема рис. 1а, и для механизма напора (рис. 1б).

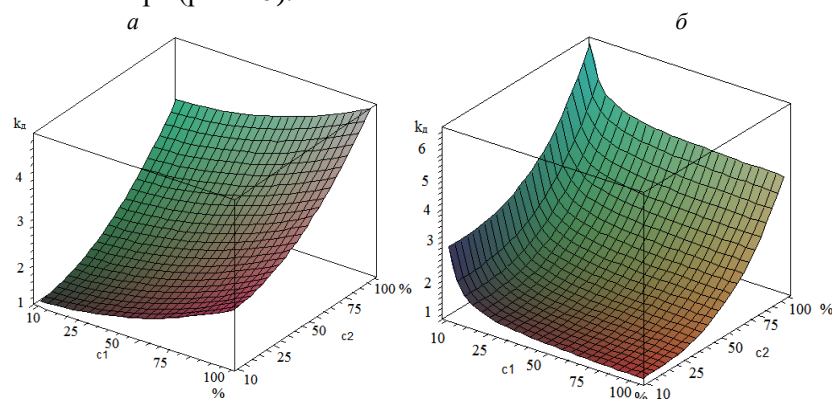


Рис. 1. График зависимости $k_d(c_1, c_2)$ для а - механизма подъема; б - механизма напора

Задавшись шагом 2 % по осям c_1 и c_2 можно определить, что до момента $\Delta k_d = 0,07$ ($\Delta k_d = k_{di} - k_{d(i-1)}$) имеет смысл снижение жесткости, а после него это становится не существенным. Исходя

из этого определимся с границами снижения жесткости c_1 , c_2 и отобразим их на одном сумарном графике для механизма напора и механизма подъема.

Проведем исследование области $\Delta k_d \geq 0,07$. Для чего разобьем данную область на две, и нанесем три граничные точки (Т1, Т2, Т3) (рис. 2).

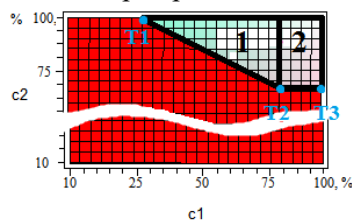


Рис. 2. График зависимости $\Delta k_d(c_1, c_2)$

Спроектировав точки Т1, Т2 и Т3 на графики зависимости $k_d(c_1, c_2)$ для механизмов напора и подъема (см рис. 1), получим:

для точки Т1 механизм напора $k_d=4.8$, механизм подъема $k_d=3.1$;

для точки Т2 механизм напора $k_d=2.4$, механизм подъема $k_d=1.3$;

для точки Т3 механизм напора $k_d=2.39$, механизм подъема $k_d=1.9$.

Из анализа графика видно, что направления от точки Т1 к Т2 коэффициенты динамики как механизма подъема так и механизма напора снижаются, а в направлении от точки Т2 к Т3 коэффициент динамики для механизма подъема повышается, а для механизма напора несущественно снижается.

Выводы. Таким образом исходя из выше представленных графиков и следует, что рекомендуемое рациональное значение поперечной жесткости стрелы составляет 79 % от расчетной величины, а жесткость подвеса стрелы 68 %, что соответствует коэффициентам динамики для механизма подъема $k_d=1.3$, а для механизма напора $k_d=2.4$.

Направлением дальнейших исследований приведенных механизмов и рабочего оборудования экскаваторов является разработка устройств, позволяющих управлять жесткостными параметрами систем.

Список литературы

1. Волков Д.П. Динамика и прочность одноковшовых экскаваторов. — М.: Машиностроение, 1965. — 463с.
2. Домбровский Н.Г. Экскаваторы. — М.: Машиностроение, 1969. — 316с.
3. Панкратов С.А. Динамические процессы при работе машин для строительных и открытых горных работ и комплексные методы их исследования. Сб. трудов МИСИ. №39. — М.: Госгортехиздат, 1961.
4. Ветров Ю. А. Резание грунтов землеройными машинами. — М.: Машиностроение, 1971. — 357 с.
5. Подерни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров. — М.: МГГУ, 2007. — 678с.
6. Чулков Н. Н. Расчет приводов карьерных машин. — М.: Недра, 1987. — 196 с.
7. Крупков В.Г., Діхтенко Р.Н. «Моделивання механічних систем робочого обладнання одноковшових екскаваторів». Теорія та практика раціонального проектування, виготовлення та експлуатації машинобудівних конструкцій., 2-а Міжнародна науково-технічна конференція, Львів 2010р, с.128-130.

Рукопис подано до редакції 25.03.12

УДК 622.775

К.В. НИКОЛАЕНКО, к.т.н., доц., С.А.РЫЛЬКОВ, соискатель
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ХИМИЧЕСКОЙ ТЕРМОДИНАМИКИ РАСТВОРЕНИЯ ВАНАДИЯ ПРИ СОВМЕЩЕНИИ ОПЕРАЦИЙ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОТРАБОТАННЫХ ВАНАДИЕВЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ

Рассмотрены вопросы расчета скоростей и термодинамики основных химических реакций протекающих при совмещении операций измельчения и восстановительного выщелачивания сернокислыми растворами в шаровой мельнице с металлическими шарами.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Ванадий - ценный химический элемент, широко применяющийся в промышленности, в первую очередь в металлургии. Ванадий - один из наиболее перспективных легирующих элементов. Его используют в конструкционных материалах с улучшенными физико-механическими, технологическими и эксплуатационными свойствами (стали для строительных конструкций, для газопроводных труб, для труб нефтяного сортамента, для железнодорожных рельсов, для чугунов и отливок и др.).

В Украине отсутствует реальные запасы ванадийсодержащего минерального сырья. В то же время в Украине работают восемь сернокислотных заводов и на восьми коксохимических заво-

дах действует цеха сероочистки, использующие ванадиевые катализаторы (ВК) при получении серной кислоты. Ежегодно 200-400 т отработанных ванадиевых катализаторов (ОВК) выводятся из производства. Их утилизация, переработка, захоронение (третий класс опасности) не решены в Украине по ряду причин. В тоже время ОВК являются перспективным техногенным сырьем для получения ванадия.

Анализ исследований и публикаций. ВК предназначены для окисления SO_2 до SO_3 в процессе производства серной кислоты (H_2SO_4) контактным способом. На заводах Украины в основном использовались и используются катализаторы марок СВД и ИК производства России, а также катализаторы производства США, Дании, ФРГ. Их свойства близки. СВД – сульфованадад - диатомитовая контактная масса содержит, по массовой доле, %: 6-7 V_2O_5 , 9-10 K_2O , 56-62 SiO_2 , 18-20 SO_3 . Катализаторы ИК содержат по массовой доле, %: 8-9 V_2O_5 , 30 K_2SO_4 , 55-60 SiO_2 . СВД используется во всех слоях по высоте контактного аппарата. ИК используется в основном в нижних низкотемпературных слоях. Работают катализаторы в диапазоне температур 300-600°C. Изготавливаются ВК путем смешивания тонкоизмельченного кремнезема (диатомита) или искусственного силикогеля с технической V_2O_5 с добавлением солей калия. В их присутствии в качестве промотора (активатора) значительно возрастает каталитическая активность V_2O_5 . Смесь формуется в виде гранул, сушится и прокаливается. Срок службы ВК до двух лет в верхних слоях и до пяти лет в нижних слоях контактного аппарата. Снижение активности ВК происходит из-за отравления контактной массы туманом H_2SO_4 (конденсатом), сульфатом железа, мышьяком и потери части V_2O_5 в виде летучих соединений, восстановлением V^{+5} до V^{+4} , изменением пористой структуры носителя во времени. Нарушение стабильности работы контактного аппарата (простои, перепады температур) в два-три раза сокращают срок службы ВК. Основные физико-химические свойства ВК приведены в табл. 1.

Таблица 1

Физико-химические свойства ванадиевых катализаторов сернокислотного производства

Марка	Страна производитель	Форма	Размеры		Насыпная плотность, кг/дм ³	Удельная поверхность, м ² /г	Массовая доля V_2O_5 , %	Механическая прочность, кгс/см ²	Каталитическая активность, %
			Ø, мм	Н, мм					
ИК-1-6	Россия	Гранулы	5	7-15	0,6-0,7	3-8	7,5-9	30-40	80-90
СВД	Россия	Гранулы	5	7-15	0,6	8-10	6-7,5	30-40	80-90
BASF	ФРГ	Гранулы	5,5	7-15	0,6	6-9	6,0	40-50	80-90
Monsato	США	Гранулы	5-7	7-15	0,9	6-9	8,3	40-50	до 90

В ОВК повышается массовая доля серы за счет накопления связанной серной кислоты и сульфатов железа. Состав ОВК зависит от многих факторов: типа катализатора перерабатываемого сырья, качества газоочистки, места и срока пребывания в контактном аппарате, условий хранения после разгрузки и др. Примерный состав ОВК приведен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав отработанных ванадиевых катализаторов

Наименование компонента	V_2O_5	SO_3	K_2O	SiO_2	Al_2O_3
Массовая доля, %	3-9	15-40	9-15	40-60	2-5

Постановка задачи. Известны различные способы извлечения ванадия из ОВК. Это пирометаллургические способы (нитрирующий обжиг, хлорирование) и гидро-металлургические (выщелачивание восстановительное или окислительное с последующим гидролизом ванадия из раствора). Наиболее рациональным, является способ восстановительного выщелачивания водными растворами серной кислоты предварительно продробленных и измельченных ОВК, с применением в качестве восстановителя металлического железа в виде порошка с высокой удельной поверхностью. Целью данной работы является исследование химической термодинамики растворения ванадия способом восстановительного выщелачивания при совмещении операций измельчения и выщелачивания.

Изложение материала и результаты. Авторами предложено совместить операции измельчения и выщелачивания, а также отказаться от использования в качестве восстановителя металлического порошка. В качестве восстановителя выступают сами мелющие тела - шары металлические. Были выполнены сравнительные испытания в лабораторных условиях. Полученные результаты показали следующее:

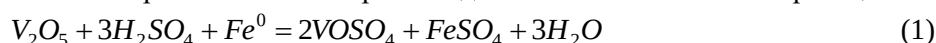
совмещение процессов «измельчение-выщелачивание» позволяет за меньшее время (в два раза) перевести в раствор максимальное количество ванадия в сравнении с выщелачиванием в присутствии металлического порошка;

массовая доля железа в растворе в два раза больше при совмещении операций «измельчение-выщелачивание» по сравнению с выщелачиванием в присутствии порошка при близких массовых долях V_2O_5 в растворе.

Это позволяет сделать вывод о различии в скоростях растворения ванадия и железа в водных растворах H_2SO_4 . Следует отметить, что при «измельчении-выщелачивании» поверхность шаров от механических ударов постоянно обновляется и активно взаимодействует, как восстановитель ванадия так и растворяется в растворе. При взаимодействии порошка Fe^0 с кислотой поверхность его пассивируется, что увеличивает время восстановления V^{+5} до V^{+4} и собственно растворение железа.

Для подтверждения выводов были выполнены термодинамические расчеты скоростей основных реакций процесса «измельчения-выщелачивания».

При растворении отработанных ванадиевых катализаторов (ОВК) в шаровой мельнице при измельчении металлическими шарами наиболее вероятны две основные химические реакции



О принципиальной возможности этих реакций, их направлении и глубине протекания можно судить, рассчитав для стандартных условий [давление - 1 атм, температура - 25 °C (298 °K), активности реагирующих веществ равны 1] величину изменения свободной энергии ΔG° , ЭДС $E_{сум}^0$ и константу равновесия Kp .

Из второго закона термодинамики следует, что любой самопроизвольный процесс (химическая реакция) может протекать в том направлении, при котором в системе происходит уменьшение свободной энергии ΔG° (энергии Гиббса при изобарно-изотермическом процессе).

Окислительно-восстановительная реакция протекает в избранном направлении при условии, что разность потенциалов окислителя и восстановителя имеет положительный знак, ЭДС $E_{сум}^0$ - положительна, глубина протекания реакции определяется величиной константы равновесия Kp . Изменение энергии Гиббса определяется как разность между энергиями Гиббса конечного и исходного состояний, единица измерения - ккал/моль или кДж/моль.

Для системы



$$\Delta G^0 = c[G_{обр}^0(C)] + d[G_{обр}^0(D)] - a[G_{обр}^0(A)] - b[G_{обр}^0(B)] \cdot$$

Между ΔG° , $E_{сум}^0$ и Kp существует следующая зависимость

$$\Delta G^0 = -RT \ln Kp, \quad (4)$$

где R - газовая постоянная; T - абсолютная температура.

$$\Delta G^0 = -nFE_{сум}^0, \quad (5)$$

где n - количество электронов, которые принимает окислитель и отдает восстановитель; F - число Фарадея 96500 Кл (Кулон), 23060 кал.

$$\Delta G^0 (\text{Джоуль}) = n \cdot 96500 \cdot E_{сум}^0$$

$$\Delta G^0 (\text{кал}) = n \cdot 23060 \cdot E_{сум}^0$$

Объединив уравнения (4) и (5) получаем

$$RT \ln Kp = nF \cdot E_{сум}^0.$$

Если записать это соотношение в форме десятичного логарифма и подставить значение констант ($F = 230600$ кал, $R = 1,987$ кал / моль · град, $T = 298^0$ K), то получим

$$\ln Kp = \frac{nF \cdot E_{сум}^0}{0,059}. \quad (6)$$

Пользуясь стандартными таблицами [4] и приведенными формулами, а так же методикой расчета, рекомендованной В.М. Латимером и др. авторами [1-3], рассчитали величины ΔG° ,

$E_{\text{сум}}^0$ и K_p для приведенных выше химических реакций (формулы 1,2). Энергия образования простых веществ и H^+ принимаются в стандартных условиях равными 0.

Термодинамические расчеты для реакции (формула 1)

$$\Delta G^0 = 2[G_{\text{обр}}^0 \text{VOSO}_4] + [G_{\text{обр}}^0 \text{FeSO}_4] + 3[G_{\text{обр}}^0 \text{H}_2\text{O}] - [G_{\text{обр}}^0 \text{V}_2\text{O}_5] + 3[G_{\text{обр}}^0 \text{H}_2\text{SO}_4] + [G_{\text{обр}}^0 \text{Fe}^0]$$

Подставляем числовые значения в это выражение

$$\Delta G^0 = 2(-1204) + (-847) + 3(-237) - (-1419) - 3(-744) - 0 = 315 \text{ кДж/моль} = -75,29 \text{ ккал/моль}$$

$$E_{\text{сум}}^0 = \frac{\Delta G_{\text{ккал}}^0}{n \cdot 23060} = -\frac{75,29}{2 \cdot 23060} = +1,63 \text{ В}$$

$$\ln K_p = \frac{n \cdot E_{\text{сум}}^0}{0,0591} = 55,16; K_p = 10^{55}$$

Далее рассчитываются термодинамические величины для реакции (формула 2)

$$\Delta G^0 = [G_{\text{обр}}^0 \text{FeSO}_4] - [G_{\text{обр}}^0 \text{H}_2] - [G_{\text{обр}}^0 \text{Fe}^0] - [G_{\text{обр}}^0 \text{H}_2\text{SO}_4]$$

Подставляем значения величин в это выражение

$$\Delta G^0 = (-785) + 0 - 0 - (-690) = -95 \text{ кДж/моль} = 22,7 \text{ ккал/моль}$$

$$E_{\text{сум}}^0 = -\frac{22,7}{2 \cdot 23060} = +0,49 \text{ В}$$

$$\ln K_p = \frac{2 \cdot 0,49}{0,0591} = 16,6; K_p = 10^{16}$$

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, анализ проведенных расчетов показал, что для ред-оксиреакции (формулы 1,2) изменение энергии Гиббса ΔG^0 величина отрицательна, что говорит о самопроизвольном превращении всех реагирующих веществ в продукты реакции в стандартных условиях. Разность потенциалов ЭДС $E_{\text{сум}}^0$ реакций является положительной величиной и довольно значительной (+1,63 В и +0,49 В) – реакции будут протекать в выбранном направлении (слева направо), а величина стандартной константы равновесия $K_p > 1$, говорит о том, что реакции слева направо будут протекать в значительной степени.

Теоретические предпосылки реакции (1) - взаимодействие пятиоксида ванадия с металлическим железом имеет значительное преимущество перед реакцией (2) - взаимодействия разбавленной серной кислоты по всем величинам: ΔG^0 , $E_{\text{сум}}^0$ и K_p в несколько раз. ЭДС реакции (1) выше в три раза ЭДС реакции (2), что указывает на более высокую окислительную способность V_2O_5 .

Реакция восстановления будет в первые минуты начала процесса, а увеличение времени восстановления будет способствовать реакции (2) - растворению железа в серной кислоте.

Уменьшение влияния побочной реакции (2) - это создание условий быстрого протекания основной реакции (1) - восстановления металлическим железом оксида ванадия (V), что достигается совмещением операций измельчения и выщелачивания ванадиевых катализаторов в шаровой мельнице с металлическими шарами.

Список литературы

1. Латимер В.М. Оптимальные состояния элементов и их потенциалов в водных растворах. – М.; НЛ, 1954, с. 242-249.
2. Лидин Р.А., Андреева Л.Л., Молочко В.Л. Справочник неорганической химии. Константы неорганических веществ. – М.: Химия, 1987, с. 162-164.
3. Киреев В.А. Методы практических расчетов в термодинамике химических реакций. – М.: Химия, 1970, 520 с.
4. Лизин Р.А., Андреева Л.Л., Молочко В.А. Справочник по неорганической химии. Константы неорганических веществ. М.: Химия, 1987. 320с.

Рукопись поступила в редакцию 25.03.12

УДК 622.331.002

В.А. СТРИХА, канд. техн. наук, доц.

Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне

УДОСКОНАЛЕННЯ КЛАСИФІКАЦІЇ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВИДОБУВАННЯ ПАЛИВНОГО ФРЕЗЕРНОГО ТОРФУ В УКРАЇНІ ТА СВІТІ

Запропоновано нову класифікацію технологічних схем видобування паливного фрезерного торфу. Наведено схеми технологічних майданчиків для кожної з них та описано принцип виконання операції збирання.

Технологічний процес видобування паливного фрезерного торфу - це частина **виробничого процесу**, що вміщує дії зі зміни стану **покладу**. Для здійснення технологічного процесу вибирають певну технологічну схему ведення видобувних робіт [1]. Існує декілька варіантів класифікації технологічних схем, які залежать від:

схеми розташування штабелів [2,3];

складу комплексу технологічного обладнання та способу збирання [4];

способу збирання та типу збиральних машин [5].

Для об'єднання *перерахованих* чинників класифікації технологічних схем пропонується враховувати наступне: схему розташування штабелів, склад комплексу технологічного обладнання та спосіб збирання і тип збиральних машин. Крім того, в існуючих класифікаціях відсутня технологія роздільного збирання, яка характеризується іншою схемою розташування штабелів, типом збиральних машин та видом технологічного обладнання. Класифікацію запропонованого та існуючих варіантів наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Варіанти класифікації технологічних схем видобування паливного торфу			
Номер варіанту та схеми	Назва показника		
	Схема розташування штабелів	Склад комплексу технологічного обладнання	Спосіб збирання та тип збиральних машин
Існуючі варіанти класифікації			
1	1.1	перпендикулярно до картових каналів	
	1.2	паралельно до картових каналів	
2	2.1	МТФ-43А, МТФ-14, МТФ-21, МТФ-33Б, МТФ-71 МТФ-62, МТФ-22, МТФ-96, БШР-1	Механічний
	2.2	ППФ-6, МТФ-14, МТФ-21, МТФ-71	Пневматичний
3	3.1		Механічний - бункерні
	3.2		Механічний - перевалочні
	3.3		Пневматичний - бункерні
Пропонований варіант			
4	4.1	перпендикулярно до картових каналів	Механічний - бункерні Пневматичний - бункерні
	4.2	паралельно до картових каналів	Механічний - перевалочні
	4.3	в укрупнені штабелі, що розташовані біля постійних доріг	Механічний - роздільне збирання

Примітка: У четвертому варіанті не вказано склад комплектів технологічного обладнання, тому що він може змінюватись для різних країн - торфовиробників

Більш детально пропонується розглянути всі технологічні схеми четвертого варіанту.

Для зручності ведення видобувних робіт виробничу площу поділяють на частини - технологічні майданчики. Технологічний майданчик це частина виробничої площі з якої торф збирають в один або два штабелі [2-4].

За *першою* схемою передбачено застосування бункерних збиральних машини з механічним, або пневматичним принципами збору торфу. Причому, пневматичний принцип збору застосовується лише в даній схемі.

Залежно від принципу роботи машини збір торфу виконується:

при механічному способі - із заздалегідь сформованих на поверхні покладу валків, розташованих через 2,5-4,5 м;

при пневматичному способі - безпосередньо з розстилу розташованого на поверхні покладу.

За даною схемою типовий технологічний майданчик на низинному покладі складається з чотирьох карт (рис. 1) з двома розташованими по кінцях карт (II,III) штабелями завдовжки 70-75 м. Площа бруто майданчика складає 8 га.

Збиральна машина з механічним принципом збору збирає торф з валка (при пневматичному з розстилу) в бункер і відвозить його до штабеля, де торф рівномірно вивантажується на укис штабелю в навали заввишки 1-1,2 м.

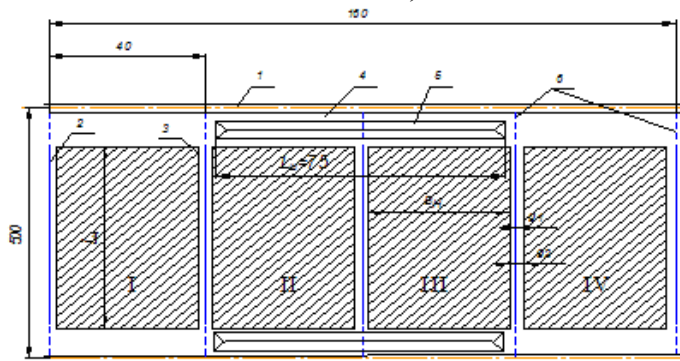


Рис. 1. Типова схема техноло-гічного майданчика на низинному покладі при збиранні торфу бункерними машинами: 1 - валовий канал; 2 - картовий канал; 3 - приканальна смуга; 4 - підштабельна смуга; 5 - штабель фрезерного торфу; 6 - мости-переїзди

Торф з двох перших карт майданчика (I,II) і з двох інших (III і IV) - збирають в штабелі відповідно розташовані на протилежних сторонах карт (II, III). Фрезерний торф з карти номер I вивантажується в навали від початку

штабелю до його середини, а з карти номер II - з середини штабеля до його кінця.

На верхових і змішаних покладах при ширині карт 20 м типовий технологічний майданчик складається з восьми карт (рис. 2) з двома розташованими по кінцях карт (III,IV,V,VI) штабелями завдовжки 70-75 м. Торф з перших чотирьох карт майданчика (I,II,III і IV) збирають в один штабель, а з чотирьох інших карт (V,VI,VII і VIII) в протилежний. Площа бруutto майданчика складає 8 га.

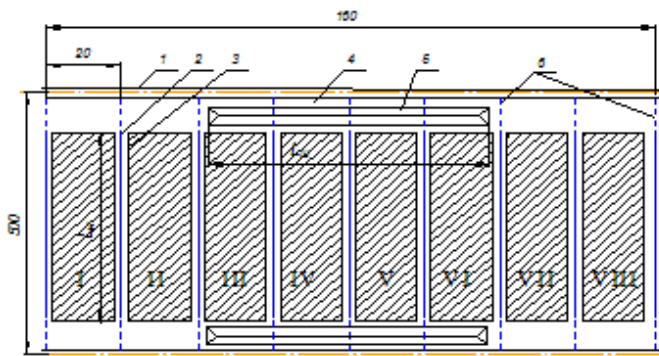


Рис. 2. Типова схема технологічного майданчика на верховому покладі при збиранні торфу бункерними машинами: 1 - валовий канал; 2 - картовий канал; 3 - приканальна смуга; 4 - підштабельна смуга; 5 - штабель фрезерного торфу; 6 - мости-переїзди

При другій схемі використовуються перевалочні збиральні машини. За даною схемою типовий технологічний майданчик на верховому покладі складається з 9 карт при роботі перевалочних машин марки МТФ-61 і 13 карт при

роботі машин МТФ-62. Площа бруutto майданчика дорівнює відповідно 9 та 13 га. На покладі низинного типу типовий технологічний майданчик складається з 6 карт (рис. 4). Площа бруutto майданчика дорівнює 12 га.

Валки торфу формуються зі смуги шириною 20 м і розташовуються уздовж картових каналів. Процес збирання полягає у пересипанні торфу з I валка на II з II на III і так до тих пір, поки торф не досягне штабеля VII (рис. 3). Аналогічно процес збирання відбувається і з протилежної сторони штабеля (відповідно валки XIII-VIII).

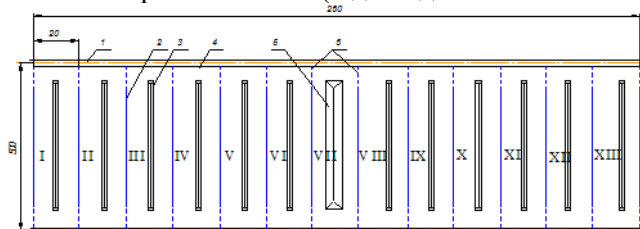


Рис. 3. Схема технологічного майданчика на верховому типі покладу при перевалочному способі збирання торфу: 1 - валовий канал; 2 - картовий канал; 3 - валок торфу; 4 - кантовочна смуга; 5 - штабель фрезерного торфу; 6 - мости-переїзди

Третя схема застосовується при роздільному способі збирання торфу. Даний спосіб подібний до перевалочного.

Тобто валки торфу розташовуються уздовж картових каналів на відстані 20 м один від одного. Операція збирання складається з двох частин: 1 - підбирання і навантаження торфу з валка в кузов; 2 - транспортування торфу до штабеля і вивантаження його на поверхню штабеля. Операція збирання виконується після формування одно - п'ятициклового валка.

За цією схемою можливі наступні варіанти складування готової продукції:

у штабелі, що розташовуються паралельно валовим каналам з однобічним розвантаженням торфу (нижнє поле на рис. 5а);

у штабелі, що розташовуються біля магістральних доріг вузької колії (рис. 5б);

у великі штабелі, що формуються на суходолах для вивезення торфу споживачеві автотракторним парком по ґрунтових дорогах (рис. 5в).

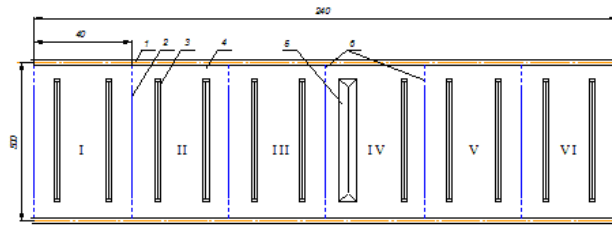


Рис. 4. Схема технологічного майданчика на низинному типі покладу при перевалочному способі збирання торфу: 1 - валовий канал; 2 - картовий канал; 3 - валок торфу; 4 - кантовочна смуга; 5 - штабель фрезерного торфу; 6 - мости-переїзди

Площа бруто майданчика визначається за допомогою розрахунку для кожного варіанту окремо.

Отже, запропонована класифікація враховує всі відомі на даний час технологічні схеми видобування паливного фрезерного торфу. Перелік технологічних схем, що використовуються в країнах - торфовиробниках наведено в табл. 2 [6,7].

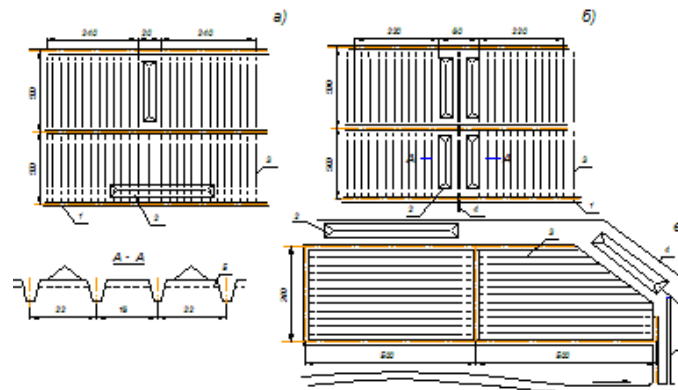


Рис. 5. Схеми технологічних майданчиків на верховому типі покладу при роздільному збиранні торфу: 1 - валовий канал; 2 - штабель фрезерного торфу; 3 - картовий канал; 4 - постійна дорога; 5 - щілинна дрена; 6 - нагрітний канал

Таблиця 2

Номер схеми	Назва країни				
	Фінляндії	Ірландії	Росії	Білорусь	Україна
Перша	Так		Так	Так (механічний)	Так (механічний)
Друга	Так	Так	Так (переважає)		
Третя	Так (переважає)				

Список літератури

1. Гірничий енциклопедичний словник, т. 2/ За редакцією **В.С. Білецького**. – Д. Східний видавничий дім, 2002. - 632 с.2. Технология и комплексная механизация разработки торфяных месторождений // **А.Е. Афанасьев, Л.М. Малков, В.И. Смирнов** и др. Учеб. Пособие для вузов. – М.: Недра, 1987. -311 с.
3. **Варенцов В. С., Лазарев А. В.** Технология производства фрезерного торфа. - М.: 1970, -288 с.
4. Справочник по торфу /Под ред. **А. В. Лазарева** и **С. С. Корчунова**. М., 1982. -760 с.
5. **Никифоров В.А.** Разработка торфяных месторождений и механическая переработка торфа. Изд. 2-е, перераб. и доп. -Мн.: Выш. школа, 1979. -400 с.
6. www.polpred.com
7. www.orexaw.com/TERMs.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 622.7: 658. 567

В.В. ЕФИМЕНКО, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ГОРНОЙ МАССЫ НА ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ КОМБИНАТАХ КРИВБАСА

На горнообогатительных комбинатах (ГОК) Кривбасса из скальных пород, попутно добываемых и отходов обогащения отгружают на строительные нужды ежегодно более 20/30 млн т строительных материалов, из них более 16 млн т щебня. Кроме того, горнообогатительными предприятиями отработано ежегодно используется на собственные нужды 20-22 млн т отходов для строительства плотин хвостохранилищ, водохранилищ и гидроотвалов, автомобильных и железных дорог.

Горнообогатительные комбинаты Кривбасса сбрасывают в отвалы огромное количество пород, попутно добываемых, которые достигли годового объема скальной вскрыши, то есть более 65 млн м³. Из этого объема перерабатывается только 3% и производится ежегодно 1,7-1,8 млн м³ щебня, 80% которого используется для собственных нужд и 20% отгружается строительным организациям. Отходы обогащения применяются как добавки при производстве кирпича в количестве 0,5-0,6 млн м³ в год.

Кривбасс является крупнейшей железорудной базой страны. Девятью карьерами пяти мощных горно-обогатительных комбинатов Кривбасса ежегодно складывается в отвалы более 90 млн м³ вскрышных пород и свыше 70 млн т отходов обогащения сбрасывается в шламохранилища. На всех ГОКах Кривбасса ежегодно добывается около 25 млн т тяжело обогащаемых железистых кварцитов с содержанием железа до 32-36%. Их складировано уже более 500 млн т. Пока только на ЦГОКе путем обжиг-магнитного обогащения перерабатывается около 9,5 млн т в год окисленной руды. Поэтому одним из важнейших направлений лучшего использования недр Кривбасса является промышленное освоение высокоэффективной технологии обогащения окисленных руд.

Многочисленные исследования, показывают, что большинство вскрышных пород и отходов обогащения можно использовать для получения строительных материалов. Технические указания по применению в строительстве щебня из некондиционных кварцитов Кривбасса, рекомендуют применять этот материал для приготовления армированного и не армированного бетонов, устройства балластного слоя внутризаводских железнодорожных путей, строительства автомобильных дорог, искусственных оснований под фундаменты и обратных засыпок.

Однако на ГОКах Кривбасса сделаны только первые шаги по переработке скальных вскрышных пород в щебень. На комбинатах предусматривается строительство фабрик по производству щебня с годовой производительностью соответственно 2,6; 1,0 и 0,6 млн м³. Использование щебня из горных пород ГОКов позволяет народному хозяйству получать на каждом 1 м³ этого строительного материала экономию государственных средств в размере 10-18,5 грн.

Кристаллические сланцы, разрабатываемых на карьере ЦГОК, с 3-4 сланцевого горизонта при высокотемпературном обжиге вспучиваются, образуя пористый заполнитель. На керамзите из кристаллических сланцев можно получать теплоизоляционные бетоны с пределом прочности при сжатии 50-500 кг/см² и объемной массой 1000-1700 кг/см³. Масса железобетонных конструкций снижается до 35%, а расход металла сокращается на 15-20%.

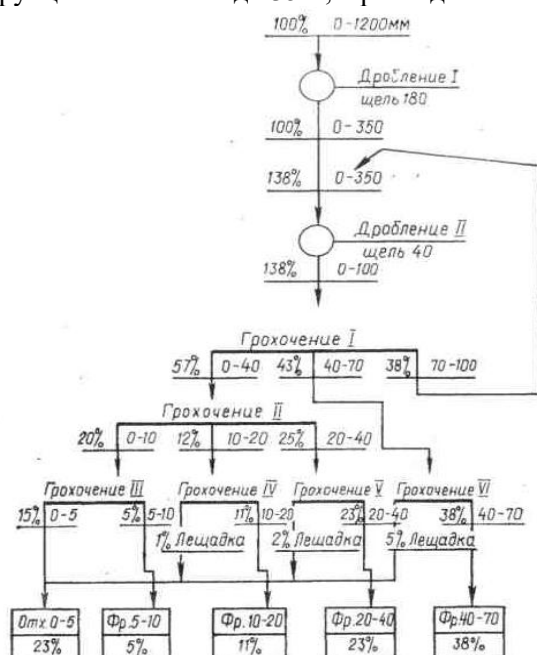


Рис. 1. Технологическая схема фабрики нерудных материалов ГОКа

Классифицированные отходы размерами 0,14-5 мм обогащения ГОКов могут быть широко использованы в качестве заполнителя для приготовления тяжелого бетона, строительных растворов, плотных, ячеистых автоклавных и безавтоклавных силикатных бетонов, асфальтобетона, для получения силикатного кирпича, для основы дорог. Тонкодисперсная часть отходов ГОКов (менее 0,14 мм) может быть использована для получения всех видов автоклавных силикатных материалов (кирпича, блоков, газосиликата). По крупности шламы можно отнести к группе мелких песков, объемная и удельная масса которых выше, чем у мелкозернистых природных нерудных материалов. Проведены опыты по получению бетонов, в которых крупный и мелкий заполнители полностью заменены отходами ГОКов (железисто-кварцевым щебнем и шламами). Бетон, в котором песок заменен шламами, почти не отличается по свойствам от обычного бетона, кроме объемной массы, которая на 5-8% больше.

На НКГОКе ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» классифицируют отходы магнитного обогащения железистых кварцитов и получают от 450 до 520 тыс. м³ песка в год. Себестоимость производства песка колеблется от 300 грн./м³. Из приведенных данных видно, что несмотря на

высокую экономическую эффективность использования отходов обогащения и вскрышных пород для получения строительных материалов объем производства их очень и очень низкий.

Из приведенных примеров видно, что комплексность использования месторождений у нас еще очень низкая. Это объясняется трудностями, из которых можно выделить следующие:

некомплексное изученность месторождений на всех стадиях разведки и геолого-экономической оценки;

слабая изученность физико-химических и технологических свойств горных пород месторождений;

внутриведомственные интересы (горные предприятия подчинены разным ведомствам, поэтому не имеют единой технической политики);

отсутствие стандартов и технических условий на многих материалах из сырья попутной добычи и отходов обогащения;

отсутствие стимулов и поощрений для предприятий за эффективное комплексное использование минерального сырья и отходов производства;

слабое развитие общетеоретических и экономических основ комплексного использования природных ресурсов.

Для действительно рационального и комплексного использования земных недр недостаточно ясны еще многие экономические, технологические и организационные вопросы.

Расчет народнохозяйственных затрат при комплексной переработке горной массы рассчитаем на примере железорудного горно-обогатительного комбината. Отправной точкой расчета затрат на производстве отдельных полезных компонентов является промышленная ценность готового продукта (железного концентрата, классифицированного песка, щебня).

В представленной технологической схеме (рис. 2) можно выделить процессы, которые относятся, к производству какого-либо одного продукта. К ним относятся: классификация - только для получения классифицированного песка, грохочения - только для получения щебня, дробления безрудной скальной вскрыши - только для получения щебня. Однако в технологической схеме есть и комплексные операции, которые выполняют для получения нескольких продуктов. К ним относятся: дробление и мокрое магнитное обогащение железных руд - для получения железного концентрата и классифицированного песка, дробление и сухое магнитное обогащение некондиционных руд - для получения железного концентрата и щебня, извлечение горной массы из недр - для получения железного концентрата, классифицированного песка и щебня.

В технологической схеме выделяют три ветви: первая - переработка железной руды с получением железного концентрата и классифицированного песка, вторая - переработка некондиционной руды с получением железного концентрата сухим магнитным обогащением и строительного щебня, третья - переработка скальной вскрыши в строительный щебень. В первой ветке для получения классифицированного песка полуфабрикатом служат шлам, отходы обогащения.

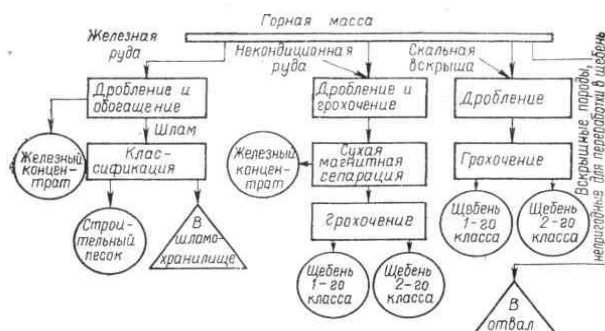


Рис. 2. Технологическая схема комплексной переработки горной массы на железорудном горнообогатительном комбинате

служит измельченная масса после сухого магнитного обогащения. Промышленная ценность этого полуфабриката

$$П'_{щ} = a_{щ1}Ц_{щ1} + a_{щ2}Ц_{щ2} - C_r, \quad (1)$$

где $a_{щ1}$ и $a_{щ2}$ - выход щебня соответственно 1-го и 2-го классов, м³; $Ц_{щ1}$ и $Ц_{щ2}$ - цена щебня соответственно 1-го и 2-го классов, грн./м³; C_r - общие эксплуатационные расходы на грохочения, грн.

Поэтому относить часть затрат на дробление и обогащение на производство песка не следует. Промышленная ценность песка равна $a_pЦ_p$, а затраты на его производство - это затраты на классификацию C_p , для концентрата эти показатели равны соответственно $a_kЦ_k$ и C_k - расходы на дробления, обогащение и на все производственные процессы по добыче руды. Расходы на складирование шламов входят в расходы C_k .

В качестве полуфабриката для получения щебня с некондиционных руд

Расходы на дробление и магнитное сухое обогащение - C_m необходимо распределить пропорционально промышленным ценностям и с учетом количества полуфабриката щебня и концентрата сухого магнитного обогащения. Обозначим затраты по этим процессам через C_1 и распределив их пропорционально промышленным ценностям производимых продуктов, получим долю расходов:

для концентрата

$$C'_1 = \frac{a_c C_c}{a_c C_c + P'_{uc}} C_1 \quad (2)$$

для полуфабриката щебня

$$C''_1 = \frac{P'_{uc}}{P'_{uc} + a_c C_c} \cdot C_1, \quad (3)$$

где a_c - масса концентрата, получаемого сухим магнитным обогащением, т; C_c - цена концентрата, полученного сухим магнитным обогащением, грн./т. Расходы на концентрат при сухой магнитной сепарации уровня C_1 , а на щебень - $C_r + C''_1$. Расходы на получение щебня из скальной вскрыши $C_{дг}$ включают затраты на дробление и грохочение.

При комплексном использовании минеральных ресурсов сокращается площадь земель под отвалы пород и шламохранилища на величину

$$S_c = \frac{a_n}{S_{ш}} + \frac{a_{uc1} + a_{uc2} + a'_{uc1} + a'_{uc2} + a_c}{S_{от}}, \quad (4)$$

где, $S_{ш}$, $S_{от}$ - удельная емкость соответственно шламохранилища и отвала, м³/га (т / га); - объем производства щебня и скальной вскрыши соответственно в первую и вторую фракции, м³.

Сегодня в Украине известны только два проекта, на которых дообогащаются бедные руды и отходы обогащения богатых руд. На ЦГОКе (Кривой Рог, Днепропетровская область) работает установка для вторичной переработки залежалых песков шламохранилища, которые содержат железо. Месячная производительность оборудования около 50 тыс. т концентрата. Как уточнили в пресс-службе горнорудного дивизиона "Метинвест Холдинга" с момента запуска установки в 2001 г. было произведено более 5,3 млн т концентрата. В "Метинвесте" отмечают, что кроме получения дополнительного объема товарной продукции, освобождается емкость для складирования отходов обогащения (до 0,4 млн м³) и не приходится расширять площади хвостохранилищ.

При этом, по данным института "Гипромашобогашение" существующую на ЦГОКе технологию можно усовершенствовать, что позволит увеличить содержание железа в концентрате на 1 % - до 54,7 %, снизить содержание железа в хвостах на 2 %. Кроме того, увеличится выход продукта на 4% и извлечения на 8,5 %.

Вторым примером является компания Metal Union, которая в 2005 г. запустила проект "Рекультивация техногенных месторождений" и с 2009 г. начала промышленное производство концентрата по собственной запатентованной технологии гравитационного обогащения хвостов железорудного производства на мощностях опытно-промышленного комплекса "Желтые воды" (Днепропетровская область). Более того, уже выполнены отгрузки первых партий товарного концентрата: в 2009 г. европейскому производителю стали, в 2010 г. - китайским потребителям.

Ожидается, что в дальнейшем на мощностях Metal Union по собственной технологии ежемесячно производить не менее 50 тыс. т концентрата. И этот показатель может быть увеличен за счет кооперации с отечественными ГОКами, заинтересованными в переработке собственных отходов обогащения руды.

Большая часть твердых отходов города концентрируется на отвалах, отведениях и хвостохранилищах предприятий. На сегодня в хранилищах организованного складирования накоплено уже более 9 млрд т промышленных отходов. Их утилизация и использование составляют 43,2 млн т или 28,5 % от общего объема созданных предприятиями отходов. Зачастую предприятия изготавливают из них щебень, который затем используется при проведении строительных работ и созданию все тех же хвостохранилищ.

Подводя итоги можно сделать выводы, что при сооружении новых и реконструкции существующих промышленных предприятий следует применять современные экологически безопасные технологии. На действующих производствах необходимо исключить или свести к минимуму использование в технологических процессах сырья с содержанием загрязнителей и вредных

веществ, отходы которой не поддаются обезвреживанию или утилизации. Для Криворожского территориально-производственного комплекса в целом необходимо разработать специальную программу строительства полигонов для хранения отходов производства, на базе которых, в свою очередь, будут создаваться новые технологии очистки этих отходов и сведения к минимуму загрязнения ими окружающей среды. В горнодобывающей отрасли целесообразно постепенно полностью перейти на подземную добычу железных руд, используя отработанные шахты для захоронения отходов этой отрасли промышленности. Необходимо продолжать разработку и внедрение технологий очистки и утилизации высокоминерализованных шахтных вод.

Также нужна программа реконструкции отвалов, карьеров, хвостохранилищ для уменьшения их негативного влияния на экологическую обстановку в городской агломерации. При этом на первом этапе может быть с успехом использованы уже существующие разработки НИГРИ по борьбе с пылью. Для этого на всех дробильно-обогащительных фабриках и других производствах следует ввести закрытые хранилища готовой продукции и других сыпучих продуктов. Для предотвращения возможной интенсификации экзогенных геологических процессов при проектировании новых горнотехнических сооружений (хвостохранилищ, карьеров, отвалов, прудов-накопителей) нужно разрабатывать соответствующие защитные проектные мероприятия.

Список литературы

1. Багрий І.Д., Білінов П.В., Белокопитова Н.А. Геоэкологічні проблеми криворізького басейну в умовах реструктуризації гірничодобувної галузі. – К.: Фенікс, 2002. – 192 с.;
2. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И. Охрана окружающей среды. – М.: Высш. школа, 1985. – 272 с.
3. Михайлов А.М. Охрана окружающей среды на карьерах. – К.: Высш.шк., 1990. – 264 с.;
4. Копань Г.Ю., Євтехів В.Д., Євтехів Є.В. Повторне використання відходів збагачення багатих залізних руд шахти ім. В.І.Леніна (Криворізький басейн);
5. bibl.kma.mk.ua/pdf/pidruchnuku/7/20.pdf ;
6. www.nbu.gov.ua/portal/natural/Tob/2008_16/Stati/14-Bondarenko.pdf

Рукопись поступила в редакцию 22.03.12

УДК 681.51:66

С.К. ШУЛЬГІН, канд. техн. наук, доц., Східноукраїнський національний університет ім. Володимира Даля, А.І. КУПІН, д-р техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КОМП'ЮТЕРНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ХІМІЧНОГО ВИРОБНИЦТВА

За результатами досліджень діючих технологічних процесів хімічного виробництва з використанням прикладної програми GraphWorX32 SCADA системи Genesis розроблено комп'ютерні моделі основних етапів технологічних процесів хімічного виробництва. Рис. 3. Дж. 7.

Ключові слова: облагороджування бензину, виплавка чавуну, коксування, мнемосхема, диспетчер, технологічний процес.

Вступ. Створення сучасних систем керування складними технологічними процесами неможливе без використання автоматичних систем збору даних та обчислювальних комплексів. Диспетчер отримує інформацію з монітора ЕОМ чи з електронної системи відображення інформації і впливає на об'єкти, що знаходяться від нього на значній відстані за допомогою телекомунікаційних систем, контролерів або інтелектуальних виконавчих механізмів. Отже, вимога підвищення надійності систем диспетчерського управління стала однією з передумов появи нового підходу при розробці таких систем: орієнтація на оператора або диспетчера і його завдання.

На теперішній час основним і найбільш перспективним методом диспетчеризації складних динамічних систем (процесів) є концепція SCADA (Supervisory Control And Data Acquisition - диспетчерське управління і збір даних). Застосування SCADA-технологій дозволяє досягти високого рівня автоматизації у вирішенні завдань розробки систем управління, а також збору, обробки, передачі, зберігання і відображення інформації. Крім того, також скоротить строки розробки проектів з автоматизації та прямі фінансові витрати на їх розробку.

Вибір моделі SCADA-системи для автоматизації процесів коксування нафтових залишків в основному обумовлений повсюдно використовуваною програмною платформою MS Windows / NT та комп'ютерної платформою IBM PC. Ці чинники, зокрема, сприяли поширенню в Україні такого програмного продукту як SCADA - система Genesis американської фірми "Iconics Co».

Мета та завдання досліджень. Метою досліджень є визначення функціональних можливостей графічного інтерфейсу GUI (Graphic Users Interface) прикладної програми GraphWorX32 SCADA - системи Genesis при комп'ютерному моделюванні різних за характером технологічних процесів хімічної промисловості, таких як процес облагороджування бензину, коксування нафтових залишків та процес доменної плавки.

Для досягнення мети було поставлено наступні завдання:

створити комп'ютерні моделі основних етапів технологічних процесів, що розглядаються;
визначити можливі рівні анімації створених моделей;
встановити можливості візуалізації функціональних залежностей, якими описуються технологічні процеси.

Моделювання технологічних процесів. При створенні комп'ютеризованого робочого місця диспетчера або технолога важливу роль грає графічний користувацький інтерфейс, що представляє собою анімовану комп'ютерну модель технологічного процесу. У SCADA-системі Genesis32 має місце програмний пакет GraphWorX32, який є 32-х розрядним багатопотоковим додатком, що виконується під управлінням ОС Windows і призначений для представлення параметрів технологічних процесів на графічних мнемосхемах. Векторна графіка, що використовується при цьому, дає можливість здійснювати широкий набір операцій над обраним об'єктом, а також швидко оновлювати зображення на екрані, використовуючи засоби анімації.

За допомогою панелі інструментів Динаміка (Dynamics) можна показати всі тонкощі зміни кожного з процесів. Наприклад: динамічна зміна розміру і положення, обертання, динамічна зміна видимості і кольору, також динаміку плавної зміни кольору, поперемінне відображення об'єктів (анімація), індикатор аналогового і дискретного параметра, переривчасте відображення, відображення дати і часу тощо. Панель інструментів Динаміка призначена для встановлення динамічних зв'язків між графічними об'єктами екранної форми і змінними в серверах OPC, що представляють контрольовані технологічні параметри.

На рис. 1 представлено отриману в середовищі GraphWorX32 мнемосхему, що моделює технологічний процес облагороджування бензину. При цьому анімації підлягають наступні етапи процесу:

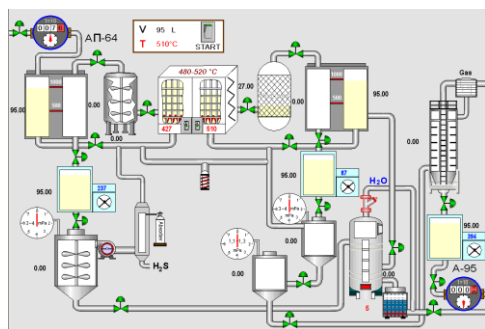
проходження сировини у теплообмінник;
гідроочищення;
поділ на циркуляційний газ
і рідкий гідрогеніза́т (очищений бензин);
видалення залишків сірководню;
відділення циркуляційного газу
від рідкого каталізатора;

нагрівання в печі;
охолодження в теплообміннику і холодильнику;

очищення від сірководню розчином етаноламіну;

надходження в батарею з трьох реакторів платформингом
і відділення легколетучих продуктів.

Рис. 1. Мнемосхема процесу облагороджування бензину



Керування перерахованими функціями здійснюється через кнопку «START», що розташована на мнемосхемі, яка залежно від натискання стає активною або неактивною.

Наприклад, для анімації процесу збільшення та зменшення сировини в теплообміннику використовується компонент з Головної панелі інструментів «Pick». У вікні вводимо значення:

1. Action - «Download value»

2. Type - «Check Button»

3. While Down Interval (ms) - «50»

4. Data Source - «~~~ tank1»

5. Value (While Down) –

«X = ~ start ~ * if (~ time1 ~==~ br ~&~ time2 ~<~ br ~&~ v2 ~ == 0 & ~ ~ tj ~ == 0,
if (~ tank1 ~> 0, ~ tank1 ~ -1, ~ tank1 ~ ~),
if (~ time1 ~<~ br ~&~ tank1 ~<~ br ~&~ v1 ~ == 0, ~ ~ ~ tank1 +1, ~ ~ tank1 ~ ~)».

На рис. 2 представлено мнемосхему, що моделює технологічний процес коксування нафтових залишків. При цьому анімовано наступні етапи процесу:

проходження сировини через реактор нагрівання;
конденсування, обдування і охолодження у холодильнику;
поділ на вторинні продукти і кокс.

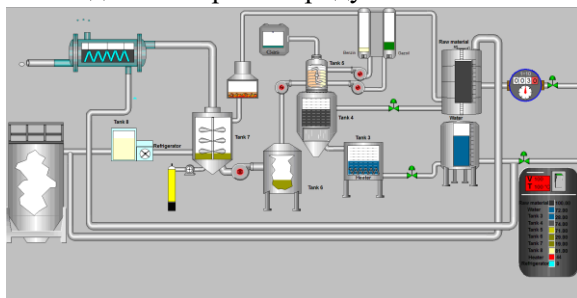


Рис. 2. Мнемосхема процесу коксування нафтових залишків

На рис. 3 представлено мнемосхему, що моделює технологічний процес виплавки чавуну. При цьому анімовано наступні етапи процесу:

змішування;	гідроочищення;
пилоочищення;	електроочищення;
нагріву;	видування;
виплавки.	

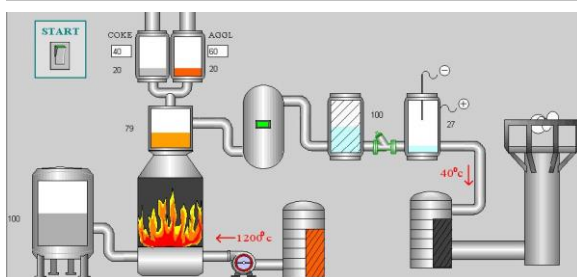


Рис. 3. Мнемосхема процесу виплавки чавуну

У цілому при моделюванні технологічних процесів хімічного виробництва в середовищі Graphworx32 вдалося отримати комп'ютерні моделі, що адекватно відображують динаміку зміни основних параметрів. Graphworx32 включає програму для роботи з вбудованою бібліотекою символів об'єктно-орієнтованої технологічної графіки, яка може бути розширена користувачем. Оскільки

час оновлення графічної інформації в середовищі Graphworx32 складає 50 мс, в процесі моделювання не виникало проблем з відображенням під час протікання основних етапів розглянутих вище технологічних процесів хімічного виробництва.

Висновки. Показано, що за допомогою однієї з базових властивостей SCADA - системи Genesis32 - засобів візуалізації у вигляді додатку GraphWorX32, створені адекватні моделі основних етапів технологічних процесів облагороджування бензину, виплавки чавуну та коксування нафтових залишків.

Встановлено, що відображення динаміки, яка відбувається в ході технологічних процесів, можливо не тільки в чисельному вигляді, за допомогою відображуючих приладів або графіків, але й за допомогою зміни кольорових відтінків об'єктів, що підвищує інформативність мнемосхем.

Підтверджено можливість візуалізації всіх функціональних залежностей, що математично описують основні етапи технологічних процесів у вигляді графіків і числових показань в режимі реального часу.

Моделювання основних етапів технологічних процесів, що розглядаються, в середовищі GraphWorX32 не накладає жодних часових обмежень на моделі.

Список літератури

1. Соколов Р. С. Химическая технология: Учеб. пособие для студ. высш. учеб. заведений: В 2 т. - М.: Гуманит. изд. центр ВЛАДОС, 2000. - Т. 2: Metallurgical processes. Pererabotka khimicheskogo topliva. Proizvodstvo organicheskikh veshchestv i polimernykh materialov. - 448 c.
2. Губинский В.И. Metallurgical processes / В.И. Губинский // НМетАУ, 2006г. - 85 c.
3. Промышленные печи. Том 2/Тринке В., 1961г. - 392 c.
4. Свинолобов Н.П. Печи черной металлургии: Учебное пособие для вузов / Н.П. Свинолобов, В.Л. Бровкин // Пороги, 2004г. - 157 c.
5. Бельский В.И. Промышленные печи и трубы / В.И. Бельский, Б.В. Сергеев // Стройиздат, 1974г. - 301 c.
6. Scada. ru - Публикации - SCADA - системы: взгляд изнутри // URL: <http://www.scada.ru/publication/book/preface.rhtml>
7. ТРЕЙС МОУД - интегрированная SCADA - и softlogic-система для разработки АСУТП // URL: <http://adastra.ru/ru/tm/tm5/>

Рукопис подано до редакції 13.03.12

УДК 622.7: 539.16

Н.В. КУШНІРУК, канд. техн. наук, доц., А.В. КУКЛА, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РАДІОМЕТРИЧНЕ ЗБАГАЧЕННЯ УРАНОВИХ РУД

Розглянуто можливість отримання високоякісного уранового концентрату радіометричним методом збагачення руд України. Дана технологія дозволить повністю забезпечити країну в урановій сировині.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Суттєвим елементом енергетичної незалежності будь-якої країни є забезпечення енергоносіями. Загальносвітова криза в сфері енергетики, не могла не зачепити економіку України. У зв'язку з розвитком атомної енергетики, роль урану, як одного з найважливіших видів енергетичної сировини, неухильно зростає. Ймовірно подальше зростання дефіциту і цін на викопне органічне паливо обумовлює підвищення конкурентоздатності урану, як енергоносія [3].

Основні запаси урану (90 %) зосереджені в 10 країнах, з них - в Австралії (1074 тис. т), Казахстані (606,7 тис. т) і Канаді (443,8 тис. т). Усі запаси разом становлять понад 50 % світових. На долю Австралії припадає понад чверті всіх запасів, собівартість видобутку 97 % яких менше 40 дол/кг. До цієї категорії відносяться 67 % запасів Казахстану, 84 % - Канади, 77 % - Нігеру і 100 % запасів Узбекистану. У Росії вони становлять 46 %. За оцінками експертів, найбільшими запасами урану в світі володіє Австралія - 27% загальносвітового об'єму (3,537 млн т) [4].

В Україні видобування власного природного урану становить 500-800 т на рік, що забезпечує лише незначну частину загальних потреб (2,8 тис.т урану на рік) вітчизняної ядерної промисловості. Решту Україна купує в Росії, але до 2015 р. має намір на 100 % забезпечити себе власним ураном [2].

Відомості про розвідані запаси урану, а також їх поповнення та вичерпання, надані Всесвітньою ядерною асоціацією, свідчать, що світовий річний видобуток урану становить приблизно 35-37 тис. т (близько 55 % поточних потреб). Річне видобування урану в країнах представлено у табл. 1. Решта цієї сировини поповнюється за рахунок складських запасів (конверсійний уран), проте вже до 2015 р. ці додаткові джерела буде вичерпано. За прогнозами МАГАТЕ, річна потреба АЕС в урановій сировині до 2050 р. зростає до 177 тис. т (середній варіант), або навіть 283 тис. т (високий варіант). Навіть при середньому варіанті сумарна потреба ядерної енергетики за 50 років складе 5,35 млн т урану [5].

Таблиця 1

Річне виробництво урану по країнам в 2003 р.

Країна	Тон урану	% світового видобутку
Канада	10457	29,2
Австралія	7572	21,2
Казахстан	3300	9,2
Росія	3150	8,8
Нігер	3143	8,8
Намібія	2036	5,7
Узбекистан	1770	4,9
Сполучені Штати Америки	846	2,4
Україна	800	2,2
Південна Африка	758	2,1
Китай	750	2,1
Чеська Республіка	345	1,0
Бразилія	310	0,9
Індія	230	0,6
Германія	150	0,4
Румунія	90	0,3
Пакистан	45	0,1 %
Аргентина	20	0,1 %
Загальна світова кількість	35772	100,0 %

Україна належить до провідних урановидобувних країн світу, запаси її оцінюються в 366 тис. т, розвідані запаси - у 31 тис. т урану із собівартістю видобування кілограму 40-80 доларів США. На території України знаходиться одна з найбільших у світі урановорудних провінцій. Уранові родовища розташовані в основному в межах Кіровоградської області, які зображені на рис. 1. За досить низького вмісту урану в рудах, родовища України мають низку особливостей, які забезпечують конкурентну здатність виробленого уранового концентрату:

великі розміри уранових покладів, що дозволяє застосовувати високопродуктивні системи видобутку;

висока міцність вміщуючих порід, що дозволяє проходити гірничі виробки без кріплення та проходити очисні блоки великих обсягів;

невеликі водні притоки до гірничих виробок;

досить прості заходи радіаційного захисту завдяки невеликому вмісту урану в рудах.

Основні запаси урану (близько 200 тис. т) зосереджені в Кіровоградському урановорудному районі, оцінювані запаси становлять понад 100 тис.т з яких більше половини рентабельні; а також у Центральнотураїнському урановорудному районі. Родовища Побузького уранового району відпрацьовані в 1990-ті роки. В експлуатації знаходяться Ватутінське і Мічурінське родовища, Северинівське - в резерві. Деякі родовища знаходяться в стадії розвідки.

Найперспективнішим є Новокосятинівське родовище (с. Олексіївка, Маловискіський р-н). Його запаси оцінюють як найбільші в Європі і їх вважають п'ятими в світі за потужністю. Експерти стверджують, що розробка Новокосятинівського родовища з запасами урану в 100-150 тис.т із розрахунку на збагачену сировину дозволить Україні зайняти 2-е місце серед урановидобувних країн світу, і дійшли висновку, що Україні вистачить урану на 100 років для 20 реакторів за рахунок ресурсів Кіровоградщини.

В Україні також вирішується питання поліпшення технології видобування урану з наявних руд - екологічно чистої технології з підвищеним виходом урану. Доведені запаси природного урану в Україні дозволяють забезпечити потреби діючих АЕС більш ніж на сто років, а в разі переходу на використання реакторних установок на швидких нейтронах потенціал вітчизняних уранових запасів збільшиться у 60-70 разів.

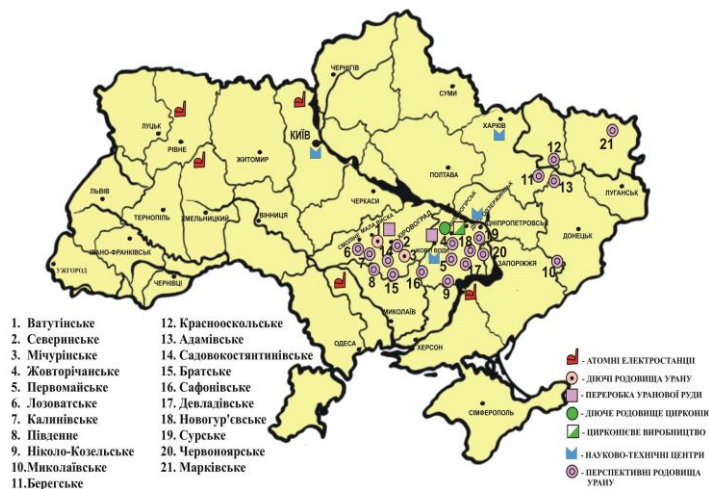


Рис. 1. - Схема розташування діючих та перспективних уранових родовищ

Наявність найбільших в Європі покладів уранової руди дасть можливість Україні до кінця ХХІ століття впевнено розвивати атомну енергетику. На розвиток урановидобувних потужностей і збільшення видобутку уранової сировини. Але в зв'язку з тим, що на території України уранові руди представлено в основному рядовими та бідними рудами, та враховуючи те, що уранові руди не утворюють великих покладів, тобто вони розсіяні по певній території, та відокремлені порожніми породами та рудою з забалонсовим вмістом урану, виникає необхідність удосконалення технологій збагачення та підготовчих процесів що приведе до зменшення витрат на виготовлення уранового концентрату [2].

Аналіз досліджень і публікацій. У зарубіжній практиці збагачення урану для радіометричного збагачення руди були розроблені машини, що мають обмежене використання. Лише на чотирьох закордонних заводах (США, Франції, Канаді, Австралії) застосовується радіометричне збагачення [6].

На канадському заводі «Біверлодж» сортувальна машина системи Келлі та Хантера сортує руду крупністю +7,5мм. Продуктивність таких машин 15-25 т/год. Вихід хвостів з середнім вмістом 0,025 % урану складає 50-60 % класів що проходять сортування. У відвальні хвости спрямовують 17 % по масі руди; 2 % урану втрачають з хвостами.

На французькому заводі у Бессіні для безперервного радіометричного збагачення бідної руди крупністю +50 мм використовуються стрічкові машини. Завдяки радіометричному сортуванню у хвости вдалося вилучити біля 40000 т порожньої породи на рік з вмістом урану менше 0,01 %, що складає біля 10 % руди, що подається на завод для переробки. Продуктивність машин 50 т руди на годину.

При подальшому дослідженні по підвищенню чутливості датчиків, швидкості та чіткості спрацювання розділюючого механізму були створені нові машини, а саме дві машини типу

«Оре Сортс МК VIA» для сортування руд крупністю $-150 \div +50$ та $-50 \div +25$ мм відповідно. Принцип дії обох машин майже однаковий.

Постановка завдання. У зв'язку з необхідністю збільшення виробництва уранового концентрату та низьким вмістом корисного компоненту у руді, виникла необхідність вдосконалення схеми збагачення з мінімальними капітальними витратами. Для вирішення поставленої задачі необхідно ввести радіометричне сортування уранової руди.

Викладення матеріалу та результати. Одним з методів збагачення, який має найбільше практичне значення, є метод радіометричного збагачення, заснований на вимірі радіоактивності. Існують три різновиди процесу радіометричного збагачення (сепарації): порційний, поточний, покусковий [1].

Радіометричне збагачення може використовуватись лише як метод попереднього збагачення. Суть його лежить у механічному розподілі кусків або порцій руди, що виділяються з вихідної горної маси, на продукти з різним вмістом урану на основі виміру інтенсивності радіоактивного випромінювання.

Цей розподіл необхідно проводити по відносному вмісту урану, в зв'язку з чим вага окремих кусків або порцій повинна бути незмінною.

Стандартною технологічною схемою радіометричного збагачення є двостадійна схема сортування:

уся гірнична маса завантажена у вагонетки, автотранспорт та інші засоби пересування спрямовується на радіометричну сортувальну станцію (РКС) і залежно від вмісту урану розподіляється на пусту породу, фабричну та багату руду;

послідуюча більш поглиблена покускова сепарація виділених на РКС збагачених сортів руди проводиться на радіометричних збагачувальних фабриках (РЗФ).

На практиці верхня межа крупності руди що проходить сортування на РЗФ складає 300-100 мм, нижня 25-5 мм. Дрібна фракція не підлягає збагаченню на РЗФ, залежно від її характеристики або спрямовується на збагачення іншими методами, або об'єднуються з відповідними продуктами радіометричного сортування та спрямовується на гідрометалургійну переробку.

Присутність кусків, які суттєво відрізняються у розмірах при сортуванні, може негативно відзначитися на процес радіометричної сепарації, тобто призвести до погіршення технологічних показників.

Радіометричне сортування проводиться на сепараторах, влаштування яких у різних країнах різне, але конструктивно вони мають вузли одного і того ж призначення: живильник, обладнання для подачі руди, радіометр, механізм розділу, сортувальний прилад, допоміжне обладнання.

Різниця у конструкції датчика, розмірах та кількості використовуваних датчиків (кристалів), ступеня екранування датчиків від випромінювання, а також у природних флуктуаціях γ -випромінювання приводить до того, що на датчик діє та чи інша доля загальної радіації, яка випромінюється куском при тому чи іншому співвідношенні між корисним сигналом та фоном. У підсумку рудо сортувальні прилади не зовсім вірно визначають вміст урану у даному рудному куску. Це визначення в умовах автоматичного сортування носить не достовірний, а ймовірний характер.

У зв'язку з цим межа вмісту корисного компоненту, по якому даний апарат проводить розподіл рудних кусків, у тому чи іншому ступені розмита, і точніше слід говорити про інтервал розподілу. Чим вужче інтервал розподілу, тобто інтервал вмісту, в межах якого куски з той чи іншою ймовірністю можуть спрямовуватись у обидва кінцевих продукти, тим вище розрішаюча здібність автомату.

Кількісно розрішаюча можливість сепаратору уявляє собою різницю між відносним вмістом корисного компоненту у рудних кусках рівної маси, що відбираються при однаковому налагодженні у однойменний продукт (концентрат або хвости) з вмістом 95 % та 5 % [7].

Якщо зазначити α_{95} вміст корисного компоненту у рудному куску, що відбирається у концентрат з вірогідністю 95 %, а α_5 - вміст у куску, що відбирається з вірогідністю 5 %, то розрішаюча спроможність буде дорівнювати

$$Z = \alpha_{95} - \alpha_5$$

Поріг розрішаючої спроможності Z_0 визначається виразом

$$Z_0 = \frac{330\sqrt{N_{\phi}t} + 272}{qS_{cp}t}$$

де N_{ϕ} - швидкість рахунку фонових імпульсів, імп/с; t - час виміру, с; q - середня маса рудного куска, г; S_{cp} - середня чутливість сепаратору, імп./(с·г).

Поріг розрішальної здібності сепаратору в залежності від крупності класу що проходить сортування змінюється від 0,1-0,05 % - на дрібному класі, та до 0,02-0,04 - на крупному класі, що достатньо для якісного сортування радіоактивних руд.

При використанні РЗФ у відвал виходить більше 35 % відвальних хвостів (без урахування хвостів, що виділяються на РКС). З бідних руд вихід відвальних хвостів складає 40-60 %.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Таким чином введення радіометричного сортування дозволить зменшити кількість вихідної сировини що подається на збагачення. Зменшення вихідної сировини відбувається завдяки виділення порожньої породи з загальної кількості вихідної сировини. Завдяки чому зменшуються витрати на перевезення, та подальші підготовчі та збагачувальні процеси, при цьому об'єм уранового концентрату що випускає підприємство залишається незмінним.

Список літератури

1. **Бабак М.И., Кошик Ю.Й., Авдеев О.К., Безродный С.А. и др.** Добыча и переработка урановых руд в Украине // Київ. – АДЕФ-Украина. – 2001. 238с.
 2. **Чернов А.П., Уманец М.П.** Стратегия развития атомно-промышленного комплекса Украины // Сборник трудов регионального энергетического форума МИРЭС «Киев-2000». – Киев. 2000. – С. 57-65.
 3. **Бабак М.И.** Состояние и перспектива развития производства урана в Украине // «Атомна енергетика та промисловість України» – 1999. – №2 – С.11-13.
 4. **Бойцов А.В., Тарханов А.В.** Минерально-сырьевая база и урановая промышленность мира // ВИМС «Минеральное сырьё». – 2000. – №7 – С.38.
 5. Ott G. „The Global Energy context – Chances and Challenge for the 21st century”. // Международный симпозиум МАГАТЭ по урановому производству циклу и защите окружающей среды. – Вена. 2000. – С. 7-14.
 6. **Беккер Е., Босхотен Б., Джессен Р.** Обогащение урана / перевод с английского И.К. Кикоина / Москва. – Энергоатомиздат. – 1983. 318с.
 7. **Галкин Н.П., Тихомиров В.Б.** Основные процессы и аппараты технологии урана // Москва. – Издательство литературы в области атомной науки и техники. – 1961. 219с.
- Рукопис подано до редакції 25.02.12

УДК 622.755

О.В. БУЛАХ, канд. техн. наук, З.В. СІРОКЛІН, магістрант

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Х.У. КОВАЛЬЧУК, канд. техн. наук

Криворізький гірничо-збагачувальний комбінат окислених руд

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ПРОЦЕСУ КЛАСИФІКАЦІЇ НА ТЕХНОЛОГІЧНІ ПОКАЗНИКИ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

Розглянуто питання підвищення якості магнетитового концентрату з використанням контрольної класифікації зливу спірального класифікатора та окремого збагачення зернистої та шламистої частин.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Одним з актуальних питань на даний час є підвищення якості концентратів на гірничо-збагачувальних комбінатах. Робота гірничо-збагачувальних комбінатів, що переробляють залізисті кварцити, у сучасних ринкових умовах потребує удосконалення техніки та технології переробки залізорудної сировини з отриманням товарної продукції потрібної якості та високої рентабельності. Виробництво товарної залізорудної продукції на гірничо-збагачувальних комбінатах України та країн СНД засновано на переробці тонковкраплених магнетитових руд. При цьому основну кількість магнетитових концентратів отримують методами мокрої магнітної сепарації.

На даний час на фабриках Криворізького залізорудного басейну збагачення магнетитових кварцитів здійснюється за технологією, що включає 3-4 стадії дроблення, 3 стадії кульового подрібнення і класифікації, 3-5 стадій магнітної сепарації, 2-3 стадії знешламлення та фільтрацію концентрату.

На вітчизняних фабриках виділення хвостів збагачення проводиться починаючи з першої стадії магнітної сепарації. При цьому з процесу виводиться 35-50% нерудного матеріалу. Характерним для технології збагачення магнетитових кварцитів є застосування розгалужених схем магнітної сепарації, що дозволяє вивести з процесу нерудний матеріал по мірі його розкриття, а також знизити крупність подрібненого матеріалу за рахунок збільшення стадій подрібнення з 2-х до 3-х або навіть до 4-х. При цьому побудова технологічних схем збагачення залишається незмінною: стадіальне виділення відвальних хвостів, і лише у останній стадії магнітної сепарації отримання готового концентрату.

Застосована технологія збагачення магнетитових кварцитів на більшості фабрик не забезпечує високого вилучення заліза у концентрат через неминуче надмірне переподрібнення рудних та нерудних мінералів, погіршуючи умови отримання концентрату високої якості.

Тенденція повного розкриття мінералів розвивається у зв'язку з розробкою родовищ бідних важкозбагачуваних тонковкраплених руд. Достатньо повне розкриття мінералів досягається розмолотом руди у дві-три стадії у замкнених циклах з попередньою та повірочною класифікацією. Такі технологічні схеми стали класичними. Однак, по мірі розкриття рудних і нерудних мінералів їх виведення з циклів подрібнення і класифікації існуючими способами і апаратами не забезпечується. Розрахунки показують, що у другій та третій стадіях подрібнення та класифікації постійно циркулює така ж кількість готового за крупністю продукту. Це пояснюється низькою технологічною ефективністю циклів класифікації, що складає 25-50% для другої та 25-40% для третьої стадій.[1]

Одним з основних недоліків традиційних технологічних схем збагачення сильномагнітних залізних руд є неселективна магнітна флокуляція подрібненого матеріалу у магнітних полях сучасних магнітних сепараторів з напруженістю магнітного поля 110-120 кА/м. При цьому виникає утворення міцних неселективних флокул (агрегатів, конгломератів), що складаються з розкритих рудних та нерудних часток різної крупності, а також зростків рудних мінералів з порожньою породою. Внаслідок високої остаточної намагніченості зерен магнітних мінералів, вони утворюють достатньо міцну зовнішню оболонку флокул, усередині яких знаходяться розкриті зерна кварцу та бідні зростки, що призводить до розубожування магнітних продуктів та зниження їх якості.

Неселективна магнітна флокуляція суттєво знижує ефективність гідравлічної класифікації за крупністю подрібнених сильномагнітних руд тому, що в піски гідроциклонів потрапляють не тільки зростки рудних та нерудних мінералів, але й магнітні флокули, що містять розкриті зерна магнітних мінералів, переподрібнення яких призводить до підвищення втрат заліза з хвостами збагачення [2].

На даний час з'явилося нове або модернізоване обладнання та вдосконалені технології збагачення, в тому числі й обладнання та технології процесу класифікації, що дозволяють отримати конкурентоспроможні на ринку залізорудної сировини високоякісні концентрати. Операція класифікації має великий вплив на ефективність роботи вузла подрібнення, а також на подальше збагачення матеріалу.

Аналіз досліджень і публікацій. Аналіз продуктів класифікації з розподіленням заліза за класами крупності показав, що тонкі фракції пісків представлені переважно магнетитом, а зливи розубожені зростками магнетиту з порожньою породою. За результатами ситового і магнітного аналізу можна спостерігати, що у класі $-0,071+0,044$ мм і $0,044-0$ мм пісків гідроциклонів вміст заліза на 1,7-14,2 % вище у порівнянні зі зливом гідроциклонів, а кремнезему - нижче відповідного класам крупності на 1,1-17,3 %. Таке розподілення заліза та кремнезему по класам крупності пояснюється особливостями класифікації магнетитових пульп у гідроциклонах. У полі відцентрових сил розділення матеріалу відбувається, передусім, за щільністю і у меншій мірі - за крупністю. Це приводить до того, що у злив гідроциклонів надходять крупні зростки магнетиту з порожньою породою, а у тонкі класи пісків йде розкритий магнетит. Таким чином виникає засмічення концентрату кремнеземом, створюються умови для переподрібнення магнетиту, знижується ефективність роботи вузла подрібнення, що призводить до нераціонального використання виробничих потужностей, перевитратам електроенергії та тіл, що мелють [3].

Збагачення магнетитових кварцитів на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу ведеться методом стадіального виділення хвостів з отриманням кінцевого концентрату, що містить 63,6-67,4 % заліза.

Розкриття магнетиту виникає при крупності подрібнення 90-97 % класу -0,05 мм. Ступінь розкриття рудних мінералів у концентраті змінюється від 78 до 93 %. За результатами магнітного аналізу промпродуктів I стадії збагачення вміст заліза в них не перевищує 60,6 %.

В існуючих схемах і методах подрібнення, коли корисний мінерал подрібнюється, в основному, до 0,05 мм, незалежно від його вкрапленості в нерудних мінералах, виникає неминучість переподрібнення магнетиту. Зі зменшенням крупності подрібнення знижується ефективність розділення [4].

Для досягнення високих якісних показників збагачення, збільшуються витрати води, підвищується кількість операцій розділення. З сучасних технологічних схем ГЗКів Кривбасу розповсюдженою є схема з трьома стадіями подрібнення, п'ятьма стадіями магнітної сепарації й трьома стадіями дешламації. Витрата зворотної води складає 9-14 м³/т вихідної руди. Подальше зростання якості магнетитових концентратів до 67-68,5 % можливе за рахунок збільшення крупності подрібнення до 93-95 % класу -0,044 мм. Подрібнення до такої крупності у млинах без зниження продуктивності секцій по вихідному живленню й розширення фронту класифікації, дешламації, сепарації неможливе. Підвищення якісних показників збагачення можливо досягнути за рахунок часткового виведення концентрату після першої стадії магнітної сепарації й зниження кількості промпродукту, що надходить у наступні стадії подрібнення. Виділення магнетиту у кінцевий концентрат, що містить 65-67 % заліза, можливо при розкритті рудних мінералів не нижче 90 %, для чого необхідним є проведення контрольної класифікації зливу класифікатора до отримання у зливі 93-97 % класу -0,044 мм для наступного його збагачення. [4]

Постановка завдання. У зв'язку з необхідністю підвищення якості концентрату без зниження його виробництва, виникла необхідність вдосконалення технологічної схеми збагачення з мінімальними капітальними витратами. Для вирішення поставленої задачі необхідним є вдосконалення існуючих технологічних схем збагачення магнетитових кварцитів з використанням окремого збагачення несфлюкульованих рудних потоків різного гранулометричного складу.

Викладення матеріалу та результати. Для підвищення ефективності контрольної класифікації зливу спірального класифікатора інститутом «Механобрчермет» був розроблений на базі стандартного гідроциклону відцентрово-гравітаційний апарат (ЦГА) [5], обладнаний гравітаційною камерою. Поєднання у одному апараті відцентрового та гравітаційного полів дозволяє підвищити ефективність класифікації тонкоподрібнених руд. Установка таких апаратів дозволяє знизити переподрібнення рудних мінералів у першій стадії подрібнення виділенням зливу, придатного для отримання з нього кінцевого концентрату за рахунок одночасної дії на подрібнені частки мінералів відцентрових та гравітаційних сил [4].

Дослідження проводилися на промпродуктах збагачення ІнГЗК та концентраті ЛебГЗК, на руді Першотравневого кар'єру та концентраті ПівдГЗК. Так, при класифікації промпродукту першої стадії збагачення Північного ГЗК у апараті діаметром 150 мм ефективність розділення по класу -0,044 мм склала 72 % при вмісті у зливі готового класу 93-95 % [4].

Так як найбільш гостро стоїть питання підвищення якості концентрату на Інгулецькому гірничо-збагачувальному комбінаті, в інституті «Механобрчермет» була розроблена й перевірена у напівпромислових умовах технологія збагачення магнетитових кварцитів зі стадіальним виділенням концентрату, що дозволяє при збагаченні руди Інгулецького родовища підвищити вміст заліза у концентраті з 63,4 до 66,8 %, при цьому збільшити вихід концентрату з 36,9 до 41,1 %. У якості апарату для контрольної класифікації був вибраний відцентрово-гравітаційний апарат [4].

Магнетитові кварцити мають шарувату структуру. Типи агрегації магнетиту: поліедричні-зросткові, гілчасто-зросткові, вкраплені і суцільні. Головним рудним мінералом є магнетит, другорядним - гематит; головні нерудні мінерали - кварц, кумінгтоніт та карбонати (сидероплезит, доломіт, кальцит), другорядні - біотит, гранат, хлорид, плагіоклаз. Вміст сульфідів в рудах коливається від 0,2 до 0,7 %, переважає піротин. За якісним складом та збагачуваністю у продуктивній товщі виділено сім мінералого-технологічних різновидів неокислених залізистих кварцитів.

Хімічний та мінералогічний склад вихідної руди приведені у табл. 1,2.

Фазовий склад мінералого-технологічних різновидів залізистих кварцитів ІнГЗК наведено у табл. 3.

Таблиця 1

Хімічний склад вихідної руди

Компоненти, %

Fe _{заг.}	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	MnO	Na ₂ O	K ₂ O	V	п.п.п
32,35	20,74	17,31	0,19	3,31	2,74	0,01	2,52	1,45	0,15	0,028	0,028	0,03	0,77

Таблиця 2

Мінералогічний склад вихідної руди

Мінералогічний склад вихідної руди								
Магнетит	Гематит		Силікати	Карбонати				
Мінерал	Fe		Мінерал	Fe	Мінерал	Fe	Мінерал	Fe
36,2	24,9		2,0	1,4	20,0	5,0	2,8	1,0
Пірит	Карбонат		Апатит	Кварц				
Мінерал	Fe	Мінерал	Fe	Мінерал	Fe		Мінерал	Fe
0,3	0,14	4,4	-	0,5	-		32,0	-

Таблиця 3

Фазовий склад мінерало-технологічних різновидів залізистих кварцитів

Стратиграфічний горизонт	Різновиди	Вміст, %					
		Fe _{заг.}	FeO	Fe _{магн.}	Fe _{гем.} +гидроок.	Fe _{сил.} +карб. Fe _{сил.} +карб.	S
5 з.г.	1	38,7	15,65	33,4	4,25	1,05	0,012
5 з.г.	2	38,8	17,46	25,6	1,44	1,76	0,018
5 с.г.	3	27,3	18,58	19,3	0,0	8,0	0,153
4 з.г.	4	35,35	17,0	31,65	1,0	2,7	0,038
3 з.г. (висяча пачка)	53 з	25,6	18,39	16,9	-	8,7	0,180
2 з.г. (висяча пачка)	52 з	31,1	22,6	23,25	-	9,85	0,303
2 з.г.	6	33,7	20,2	26,9	-	6,8	0,064
2 з.г.	7 см	31,8	20,5	23,6	-	8,2	0,046
3 з.г.	7 мс	33,2	24,15	21,6	-	11,6	0,085

На збагачувальній фабриці Інгулецького ГЗК для випробувань була відібрана проба зливу класифікатора, на якій проводились випробування у напівпромислових умовах інституту «Механобрчермет» (табл. 4).

Злив ЦГА, порівняно з вихідним живленням, збіднений залізом на 2,3% за рахунок переходу у злив тонких шламів та розкритих часток кварцу у класі -0,074 мм. Вміст класу -0,044 мм у зливні високий і складає 96,2%, що гарантує отримання високосортного концентрату.

Ефективність класифікації, у середньому, складає 74,0 %. Процент твердого у зливні ЦГА при випробуваннях змінювався у межах від 4 до 14,0 %. Вміст класу -0,044 мм змінювався незначно і, в основному, визначається тиском, розвинутих на вході у ЦГА.

Вихід зливу ЦГА складав 34,5 % при вмісті готового класу 96,2 %, ефективність класифікації 74,0 %.

Таблиця 4

Характеристика зливу класифікатора класифікованого у ЦГА діаметром 150 мм

Продукти розділення	Вихід продукту, %	Вміст заліза, %	Клас крупності, мм							Ефективність класифікації по класу - 0,044 мм
			0,5	0,25	0,16	0,1	0,071	0,044	-0,044	
Живлення	100,0	35,5	3,8	15,5	8,3	12,0	5,1	11,8	43,5	74,0%
Злив	34,5	33,1	-	-	0,1	0,2	0,3	4,5	96,2	
Піски 1	33,5	36,8	2,3	15,2	16,2	15,3	13,0	16,2	18,5	
Піски 2	32,0	36,6	7,1	32,1	17,2	13,8	5,3	11,7	12,8	

Після попереднього знешамлення зливу ЦГА у магнітному дешламаторі з промивкою осаду, вміст заліза у пісках дешламатора підвищується на 22,5 % і складає 55,6 % заліза загального.

Піски ефективно збагачуються на барабанних магнітних сепараторах. Вміст заліза після трьох прийомів сепарації пісків дешламатора підвищується на 11% і складає 66,8 %.

Піски ЦГА після доподрібнення до 0,044 мм легко до збагачуються навіть без знешамлення, тому, що основна маса шламів видалена у злив ЦГА. При сепарації такого матеріалу вміст заліза за одну стадію магнітної сепарації, при двохкратній перечистці чорного концентрату, підвищується з 36,7 до 66,9 %. При цьому вміст заліза у хвостах складає 13,6 % (рис. 1) [4].

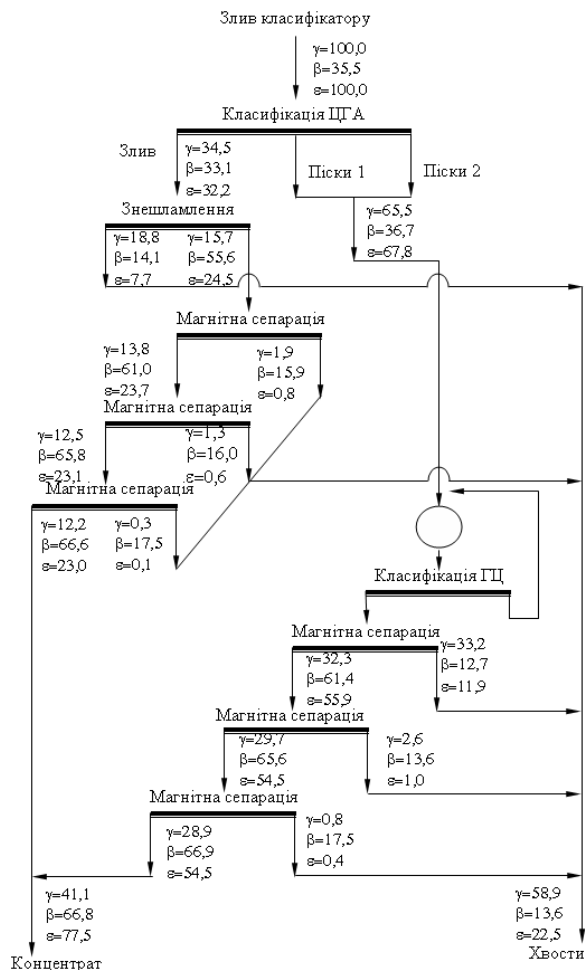


Рис. 1. Технологічна схема збагачення зливу класифікатора і доподрібнених пісків ЦГА

Часткове виділення концентрату у першій стадії збагачення може бути перспективним для подальшого впровадження на збагачувальних фабриках.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, для підвищення вмісту заліза у магнетитових концентратах при переробці магнетитових кварцитів доцільно використовувати технологію з частковим виділенням концентрату у першій стадії збагачення з використанням відцентрово-гравітаційного апарату. Актуальним є випробування відцентрово-гравітаційних апаратів різних діаметрів у схемах класифікації магнітних промпродуктів другої та третьої стадії.

Список літератури

1. Яременко В.П. Сучасний стан магнітної класифікації магнетитових кварцитів / В.П. Яременко // Вісник КТУ, 2006. – №3.
2. Отчет о научно-исследовательской работе «Разработка и промышленные испытания технологии, обеспечивающей повышение качества магнетитовых концентратов РОФ-1 ИнГОКа» / В.В.Кривенко, А.А.Ширяев, Б.М.Малый, Г.И.Нотович // ОАО Научно-исследовательский и проектный институт по обогащению и агломерации руд черных металлов «Механобрчермет». – Кривой Рог, 1998.
3. Зайцев Г.В. Современные направления развития техники и технологии производства высококачественного железорудного концентрата с высокими технико-экономическими показателями / Г.В. Зайцев // Каталог-справочник Горная Техника, 2005.
4. Отчет о научно-исследовательской работе «Изыскание и разработка технологии и аппаратуры, обеспечивающей выделение готового концентрата в I-й и промежуточных стадиях обогащения» / Г.В. Губин, В.П.Николаенко, М.Г.Курочкин, Х.У.Ковальчук, А.Я.Гоц // Научно-исследовательский и проектный институт по обогащению и агломерации руд черных металлов «Механобрчермет». – Кривой Рог, 1976. - 95 с.
5. Гилязетдинов М.М., Курочкин М.Г. Новый гравитационный аппарат для обогащения мелких руд / М.М.Гилязетдинов, М.Г.Курочкин // Сб. Обогащение полезных ископаемых – №4. Недра, 1976.

Рукопис подано до редакції 25.02.12

УДК 621.92.004.93

С.С. ДУБРОВСЬКИЙ, Д.А. АРТАМОНОВА, кандидати техн. наук, доценти,
 І.І. ХРАМОВА, студентка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ МЕТОДІВ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ЯКОСТІ ПОВЕРХОНЬ ПРИ ОБРОБЦІ

Проведено комплексний аналіз методів технологічного забезпечення якості поверхонь при обробці. Розглянуто зміну залишкових напружень в поверхневому шарі зразка при магнітно-абразивній обробці поверхонь.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями Проблема забезпечення ресурсу і підвищення надійності машин є частиною загальної проблеми безпеки і ефективності їх використання. Саме від надійності роботи деталей машин залежить економічна ефективність підприємств експлуатантів. Тому вирішення питання надійності та довговічності на протязі багатьох років залишається актуальним.

Забезпечення високої надійності в першу чергу залежить від якості складових будь якого механізму. Підвищення якості продукції машинобудівних підприємств вимагає вирішення багатьох

проблем, з яких технологічні питання відносяться до основних, так як їх успішне вирішення визначає експлуатаційні показники навіть досконало спроектованих механізмів.

На сьогодні домінуючим є забезпечення високої точності деталей, проте, питанням шорсткості поверхонь, на наш погляд, приділяється значно менше уваги. Хоча, шорсткість є однією з основних характеристик мікрогеометрії поверхні деталей, що здійснює значний вплив на експлуатаційні показники. Так, знос тертьових поверхонь, зародження тріщин, втоми, зминання, корозійне і ерозійне руйнування, руйнування в результаті кавітації значною мірою залежить саме від якості поверхневого шару. Природно, що підвищення якості поверхонь деталей сприяє суттєвому підвищенню показників якості машин в цілому і, в першу чергу, показників надійності.

Якість поверхневого шару деталей машин значною мірою залежить від раціонального визначення методів та параметрів їх механічної обробки [1].

Аналіз досліджень і публікацій. У даному напрямку проведено значну кількість досліджень [1-4]. Розроблено велику кількість різних технологічних методів підвищення якості поверхонь деталей. Найбільш розповсюджені хімічні, гальванічні методи нанесення покриттів, напилення, лазерна обробка. Дані методи підвищують експлуатаційні властивості та в той же час є екологічно небезпечними та складними при утилізації.

Постановка завдання. Не дивлячись на велику кількість досліджень проведених у цьому напрямі, питання технологічного забезпечення заданого рівня параметрів стану поверхневого шару залишається достатньо актуальним [1-3]. Тому метою роботи являється комплексний аналіз методів обробки поверхонь деталей та їх вплив на мікрогеометрію поверхневого шару деталей.

Викладення матеріалу та результати. У даній роботі проаналізовано чистові методи технологічного забезпечення шорсткості як: алмазне вигладжування, електрохімічне полірування, магнітно-абразивна обробка.

Алмазне вигладжування. Цю операцію виконують шляхом ковзання по оброблюваній поверхні алмазного інструменту. Поверхня деталі після цього має високу зносостійкість при утворенні пар тертя і високу втомну міцність. Особливо важливе значення цього процесу при виготовленні рухомих пар гідроущільнень, в яких при невисокій твердості поверхневого шару, для забезпечення необхідних експлуатаційних властивостей повинна бути забезпечена висока чистота обробки поверхні. Оскільки деталі гідроущільнень не піддаються термічній обробці то забезпечення необхідної твердості забезпечується під час алмазного вигладжування сирової заготовки.

Алмазний інструмент є кристалічним алмазом, закріпленим в спеціальній державці.

Наявність у державки пружинячих пристроїв забезпечує постійність зусилля вантаження при випрасовуванні поверхні. Відхилення в положенні алмазного інструменту при вигладжуванні фіксуються індикаторною голівкою.

На точність обробки деталі алмазне вигладжування здійснює не значний вплив, але значно знижує шорсткість поверхні з доведенням її до Ra 0,1 - 0,025 мкм. Мікротвердість поверхні при цьому підвищується на 50-60 %.

Електрохімічне полірування. Електрохімічне полірування - операція, що полягає у вирівнюванні мікронерівностей поверхні металу анодним травленням. У результаті нерівномірного розподілу щільності струму відбувається інтенсивне розчинення мікровиступів. При цьому в мікрозападинах і поглибленнях з'являється пасивна плівка, яка перешкоджає розчиненню металу. Це приводить до згладжування мікронерівностей поверхні і появи блиску. Електрохімічне полірування застосовують для зняття дрібних задирок з штампованих деталей, для декоративної обробки деталей складної форми. При електрохімічному поліруванні поверхневий шар металу не деформується, не має абразивних матеріалів, не порушує структуру наклепом, що властиво при механічному способі підготовки поверхні.

Найбільший ефект електрополірування досягається при значних параметрах шорсткості поверхні. При грубішій обробці поверхня металу набуває блиску, але наявні на ній дефекти у вигляді мікротріщин та залишкових напруження зберігаються. Корозійна стійкість електрополірованої поверхні вища, ніж у механічно полірованої, проте хімічна дія на поверхню значно зменшує область використання даного методу.

Для успішного проведення процесу необхідно створення умов, в яких існувала б рівновага між швидкостями утворення окисної плівки і швидкістю її хімічного розчинення з тим, щоб товщина плівки підтримувалася незмінною, що значно підвищує складність процесу.

Магнітно-абразивна обробка. Серед різновидів абразивної обробки все більшого поширення набуває магнітно-абразивна обробка (МАО). Проведені дослідження по підвищенню якості поверхонь деталей, пов'язані з застосуванням фінішної магнітно-абразивною обробкою [5] показали наявність значних резервів щодо забезпечення більш високої працездатності деталей машин.

Використання магнітно-абразивної обробки, як фінішної, у комбінації з методами нанесення спеціальних покриттів, зокрема іонно-плазмового, дозволяє істотно підвищити надійність і довговічність деталей. Універсальність абразивного інструменту дозволяє виконувати обробку деталей із різноманітних матеріалів, навіть таких як твёрдосплавний різальний інструмент з різноманітним покриттям, а також деталей із складною просторовою формою, наприклад, таких як лопатки газотурбінних двигунів ГТД. Підвищення експлуатаційних характеристик пов'язане з особливостями методу МАО, оскільки він об'єднує в собі як ударну взаємодію абразивних частинок порошку і оброблюваної поверхні, так і ефекти, які виявляються при фрикційному контакті [4].

Крім того, свосередний абразивний інструмент при МАО є рухомо скоординованим і дозволяє локально впливати на окремі частини оброблюваної поверхні деталей [4], а також місця їх пошкоджень попередніми методами обробки в наслідок виробничої спадковості. При цьому можна значно зменшити ступінь впливу отриманих пошкоджень, тобто зниження концентрації напруги в цих дефектах, і формувати в поверхневому шарі матеріалу сприятливої стискуючої залишкової напруги на глибину 200 мкм і більше.

Для магнітно-абразивної обробки поверхонь зразків використовуються різноманітні установки створені на базі металообробних верстатів. Поздовжня та поперечна подачі верстату дозволяють здійснювати переміщення магнітної системи тим самим змінювати її положення відносно оброблюваної деталі. Зміна відстані між оброблюваною деталлю та магнітами дозволяє регулювати напруженість магнітного поля в зазорах. Що впливає на зміну щільності магнітно-абразивного матеріалу. Необхідний режим обробки досягається поздовжнім переміщенням магнітної системи та часом обробки. А ефективність процесу залежить від частоти обертання деталі, щільності магнітного поля та характеристик магнітно-абразивного інструменту.

Дослідження проводились на зразках циліндричної форми, виконаних у відповідності з ГОСТ 1497-84, з метою визначення впливу магнітно-абразивного шліфування на шорсткість та напружено-деформований стан поверхневого шару. Матеріал зразків Сталь 45 та 40. У якості магнітно-абразивного матеріалу використовували суміш порошку карбіду бора B_4C (з розміром часток F120, 115 мкм) та заліза Fe (з розміром часток 24 мкм), що має універсальні абразивно-поліруючі властивості, володіє широким комплексом хімічних, фізичних та механічних властивостей. Володіє високою твердістю та застосовують для матеріалів різноманітних класів, із різноманітною твердістю, в'язкістю, складом і т.ін. [6].

У результаті обробки за оптимальними режимами МАО отримано шорсткість поверхні зразків на рівні $Ra=0,2-0,25$ мкм.

Поверхні зразків до та після магнітно-абразивної обробки зображено на рис. 1. Як видно з (рис. 1а) поверхня зразка до магнітно-абразивної обробки має порівняно велику шорсткість $Ra=0,8\div 0,9$ мкм, більш різкі та нерівномірні переходи (виступи та впадини мікронерівностей). Як видно з рисунку (рис. 1б), поверхня зразка після короткого часу магнітно-абразивної обробки більш гладка з плавними переходами та меншою шорсткістю $Ra=0,4\div 0,5$ мкм.

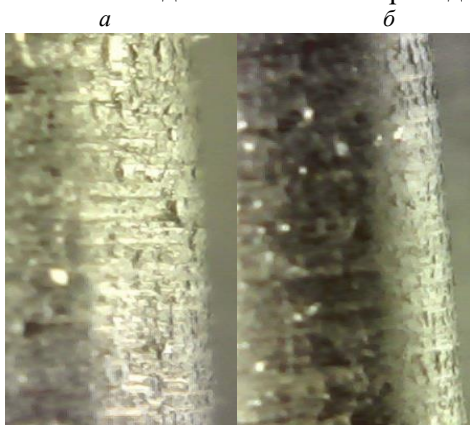


Рис. 1. Поверхня зразка до а та після б магнітно-абразивного шліфування збільшена в 200 крат

Аналіз результатів вимірювання мікрогеометрії поверхні зразків показав, що зі збільшенням швидкості різання та часу обробки зменшується шорсткість поверхні, в основному за рахунок зменшення висоти мікровиступів R_{max} . Але при значному збільшенні швидкості обертання зразку шорсткість поступово погіршується, із-за збільшення температури в зоні обробки та підвищення швидкості переміщення магнітно-абразивного матеріалу, що ускладнює процес обробки.

Проведені дослідження залишкових напружень в зразках після магнітно-абразивної обробки (рис. 2)

показали, що в поверхневому шарі зразків виникають стискуючі залишкові напруження. Дане явище позитивно впливає особливо при подальшому нанесенні покриттів.

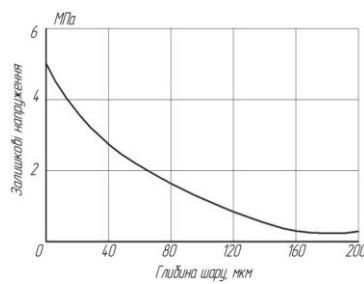


Рис. 2. Зміна залишкових напружень в поверхневому шарі зразка при магнітно-абразивній обробці

Висновок. Використання магнітно-абразивної обробки, як методу технологічного забезпечення якості поверхні деталей дає змогу значно підвищити якість поверхневого шару, знизити вплив негативних факторів, що виникають при обробці іншими методами, а також зміцнити поверхневий шар. Що дає змогу значно підвищити зносостійкість, корозійну стійкість та інші експлуатаційні властивості деталей машин.

Проте вимагають подальшого розвитку дослідження направлени на зміни параметрів мікровпадин поверхні, які являються концентраторами напруги і місцем розвитку корозії, та здійснюють значний вплив на міцність деталей машин.

Список літератури

1. А.В. Кузнецова, Т.Г. Ивченко Повышение эффективности обработки деталей инструментами из сверхтвердых материалов на основе оптимизации режимов резания. ИНЖЕНЕР: студенческий научно-технический журнал// Донецк: ДонНТУ, 2007. №8. - С. 55-57.
2. С.Д. Базієвський, В.Ф. Дмитришин Взаємозамінність, стандартизація і технічні вимірювання. Підручник. - К.: Видавничий Дім "Слово", 2006. - 504 с.
3. В.С. Кобчикова Технология магнитно-абразивного полирования изделий из твердых сплавов. Автореф. ... канд. техн. наук. Л.:ЛПИ, 1983. -16 с.
4. В.Т. Трошенко, Г.В. Цыбанев, Б.А. Грязнов, Ю.С. Налимов. Влияние состояния поверхности и контактного взаимодействия поверхности. Киев. ИПП, 2009. - 664 с.
5. В.С. Майборода Основи створення і використання порошкового магнітно-абразивного інструменту для фінішної обробки фасонних поверхонь. Дис. докт.техн.наук. - Київ, 2001. - 404 с.
6. В.Е. Оликер. Порошки для магнитно-абразивной обработки и износостойких покрытий. Металлургия, М.,176 с. - (1990).

Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 621.515

О.В. ЗАМЫЦКИЙ, д-р техн наук, доц., А.Ю. КРИВЕНКО, канд. техн. наук
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МОДЕЛЬ ТЕРМОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ТУРБОКОМПРЕССОРА С КОНТАКТНОЙ СИСТЕМОЙ ОХЛАЖДЕНИЯ

Разработан алгоритм модели термогазодинамических процессов многоступенчатого турбокомпрессора с контактной системой охлаждения, включающий процессы во впускном коллекторе, ступенях сжатия и воздухоохладителях.

Турбокомпрессор, контактная система охлаждения, модель, термогазодинамические процессы.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Для выбора рациональных параметров контактной системы охлаждения шахтного турбокомпрессора может быть использована математическая модель, отражающая реальные физические процессы, протекающие в компрессоре. Наиболее сложной является задача получения газодинамической характеристики ступени вновь проектируемого турбокомпрессора из-за сложности математического описания потерь в проточной части. Для выбора рациональных параметров аппаратов контактной системы охлаждения турбокомпрессора может быть использована модель с эмпирическим описанием потерь в проточной части, что существенно упрощает ее решение.

Анализ исследований и публикаций. Результаты исследований по разработке такой модели применительно к турбокомпрессорам с воздухоохладителями поверхностного типа опубликованы в работах [1,2]. В то же время существенным недостатком штатных воздухоохладителей является склонность к загрязнению теплообменных поверхностей накипными загрязнениями приводящая к снижению эффективности охлаждения воздуха и как следствие увеличению энергозатрат. От этих недостатков свободны контактные воздухоохладители работающие при непосредственном контакте сжатого воздуха и циркуляционной воды. Такие воздухоохладители представляют собой аппарат со-

стоящий из последовательно включенных трубы Вентури и центробежного сепаратора-воздухоохладителя, результаты их исследований приведены в работах [3-7].

Постановка задачи. Настоящая статья является продолжением указанных работ. Целью данного исследования является разработка термогазодинамической модели турбокомпрессора с контактными воздухоохладителями.

Полное математическое описание термогазодинамических процессов в турбокомпрессоре, построенное исходя из реальных физических процессов происходящих в турбокомпрессоре, должно включать теоретический рабочий процесс, потери и перетечки сжатого воздуха в ступени, а также процессы, происходящие во всасывающем тракте и воздухоохладителях.

Изложение материала и результаты. Течение воздуха во всасывающем трубопроводе сопровождается изменением его давлений и температур. Давление уменьшается от величины давления окружающей среды до значения давления во всасывающем патрубке первой ступени. Этот перепад давлений зависит от гидравлического сопротивления всасывающей магистрали, положения дроссельного устройства и состояния воздушных фильтров. Сопротивление воздушных фильтров в период между их очисткой постоянно возрастает в результате загрязнения, что приводит к уменьшению давления во всасывающем патрубке. Колебание атмосферного давления также приводит к изменению давления засасываемого воздуха и режима работы.

Начальные условия: начальное давление воздуха p_n ; начальная температура воздуха T_{n1} .

Давление во всасывающем патрубке компрессора однозначно описывается зависимостью, Па

$$p_{n1} = p_n - \Delta p_\phi - \Delta p_m,$$

где p_{n1} - давление во всасывающем патрубке компрессора (начальное давление первой ступени), Па; p_n - начальное давление воздуха (атмосферное), Па; Δp_ϕ - потери давления на воздушном фильтре, Па; Δp_m - потери давления на всасывающей магистрали, Па.

Потери давления на воздушном фильтре, Па

$$\Delta p_\phi = \zeta_\phi \rho_\phi (V_\phi^2 / 2\omega_\phi^2),$$

где ζ_ϕ - коэффициент местных сопротивлений фильтра; V_ϕ - объемная производительность, м³/с; ρ_ϕ - плотность воздуха, кг/м³; ω_ϕ - площадь сечения фильтра, м².

Как видно, потери давления на воздушном фильтре не являются постоянной величиной, а зависят от объемной производительности компрессора (пропорциональны квадрату скорости потока). При этом, коэффициент местных сопротивлений фильтра может быть определен исходя из нормальных потерь давления $\Delta p_\phi = 250$ Па при номинальном режиме.

Всасывающая магистраль для большинства компрессорных станций может быть описана как короткий трубопровод, в этом случае потери по длине трубопровода не учитываются, а рассматриваются только потери в местных сопротивлениях.

Потери давления на всасывающей магистрали, Па

$$\Delta p_m = \sum \zeta_m \rho_\phi (V_\phi^2 / 2\omega_m^2),$$

где Δp_m - потери давления на всасывающей магистрали, Па; $\sum \zeta_m$ - сумма коэффициентов местных сопротивлений всасывающей магистрали, включая местное сопротивление дроссельной заслонки; ρ_ϕ - плотность воздуха, кг/м³; ω_m - площадь сечения магистрали, м².

Потери давления на всем всасывающем тракте, Па

$$\Delta p_m = \Delta p_\phi + \Delta p_m = \frac{1}{2} \left(\frac{\zeta_\phi}{\omega_\phi^2} + \frac{\sum \zeta_m}{\omega_m^2} \right) \cdot \rho_\phi V_\phi^2.$$

Т.е. потери давления на всасывающем тракте являются функцией объемной производительности и пропорциональны ее квадрату.

Или окончательно давление во всасывающем патрубке турбокомпрессора, Па

$$p_{n1} = p_n - \frac{1}{2} \left(\frac{\zeta_\phi}{\omega_\phi^2} + \frac{\sum \zeta_m}{\omega_m^2} \right) \cdot \rho_\phi V_\phi^2.$$

Модель рабочего процесса ступени турбокомпрессора. Математическое описание термодинамических процессов в ступени турбомашин имеет следующий вид.

Теоретическая удельная энергия в i -й ступени секции, Дж/кг

$$gH_{mi} = (u_{2i}^2 - k_{zi} \cdot V_{mi} \cdot u_{2i}) \cdot k_{\varphi i},$$

где u_{2i} - окружная скорость на периферии рабочего колеса, м/с; k_{zi} - коэффициент геометрии рабочего колеса; V_{mi} - теоретическая объемная подача ступени, м³/с; $k_{\varphi i}$ - коэффициент циркуляции колеса.

Окружная скорость на периферии рабочего колеса, м/с

$$u_{2i} = \pi D_{2i} n / 60;$$

где D_{2i} - внешний диаметр рабочего колеса, м; n - частота вращения ротора, об/мин.

Коэффициент геометрии колеса

$$k_{zi} = \frac{1}{\pi \cdot D_{2i} \cdot b_{2i} \cdot \tan \beta_{2i}},$$

где b_{2i} - ширина рабочего колеса на выходе, м; β_{2i} - угол выхода лопаток рабочего колеса.

Коэффициент циркуляции по К. Пфлейдереру

$$k_{\varphi i} = 1 / \left(1 + \frac{1,2(1 + \sin \beta_{2i})}{z_{2i} \cdot (1 - \lambda_i^2)} \right),$$

где z_{2i} - число лопаток.

$$\lambda_i = D_{1i} / D_{2i},$$

где D_{1i} - внутренний диаметр рабочего колеса, м.

Приращение температуры воздуха, К

$$\Delta T_i = \frac{k-1}{k} \cdot \frac{gH_{mi}}{R}.$$

Потери удельной энергии от трения, Дж/кг

$$gH_{ni} = \zeta_n \cdot (V_{mi}^2 / 2 \cdot \omega_{2i}^2),$$

где ζ_n - коэффициент местного сопротивления проточной части; ω_{2i} - площадь живого сечения на выходе из колеса, м²;

Объемная подача при безударном входе по К. Пфлейдереру, м³/с

$$V_{si} = \tau_{1i} \pi D_{1i} b_{1i} u_{1i} \tan \beta_{1i},$$

где τ_{1i} - коэффициент сужения; D_{1i} - внутренний диаметр рабочего колеса, м; b_{1i} - толщина колеса на входе, м; u_{1i} - окружная скорость по внутреннему диаметру колеса, м/с; β_{1i} - угол входа лопаток.

Окружная скорость рабочего колеса по внутреннему диаметру, м/с

$$u_{1i} = \pi D_{1i} n / 60.$$

Коэффициент сужения

$$\tau_{1i} = 1 - \frac{z_{1i} \cdot \delta_{1i}}{\pi D_{1i}};$$

где z_{1i} - число лопаток; δ_{1i} - толщина лопатки на входе, м;

Потери удельной энергии от удара, Дж/кг

$$gH_{yi} = K_s \frac{(V_{mi} - V_{si})^2}{2 \cdot \omega_{2i}^2},$$

где K_y - коэффициент характеризующий влияние ударного вхождения потока в направляющий аппарат; V_{si} - объемная подача, соответствующая безударному входу потока, м³/с.

Фактическая удельная энергия, Дж/кг

$$gH_i = \eta_i \cdot gH_{mi} - gH_{ni} - gH_{yi},$$

где η_i - коэффициент, учитывающий утечки и прочие потери.

Показатель политропы сжатия

$$m_i = \left(1 - \left(\frac{H_i}{H_{mi}} \cdot \frac{k}{k-1} \right)^{-1} \right)^{-1}.$$

Фактическая степень повышения давления в ступени

$$\varepsilon_{\phi i} = \left(\frac{k-1}{k} \cdot \frac{gH_{mi}}{R \cdot T_{ni}} + 1 \right)^{\frac{m}{m-1}}.$$

Конечная температура воздуха, К

$$T_{ki} = T_{ni} + \Delta T_i.$$

Конечное давление ступени, Па

$$P_{ki} = P_{ni} \cdot \varepsilon_{\phi i}.$$

Тогда модель ступени шахтного турбокомпрессора представляет собой систему уравнений

$$\left. \begin{aligned} gH_m &= (u_2^2 - k_c \cdot V_m \cdot u_2) \cdot k_u; & gH_o &= \frac{\zeta_n V_m^2 + K_s (V_m - V_s)^2}{2 \cdot \omega}; & V_s &= \tau_1 \pi D_1 b_1 u_1 \tan \beta_1; \\ m &= \left(1 - \left(\left(1 - \frac{H_o}{H_m} \right) \cdot \frac{k}{k-1} \right)^{-1} \right)^{-1}; & \varepsilon_\phi &= \left(\frac{k-1}{k} \cdot \frac{gH_m}{RT_1} + 1 \right)^{\frac{m}{m-1}}; & \Delta T &= \frac{k-1}{k} \cdot \frac{gH_m}{R}. \end{aligned} \right\}$$

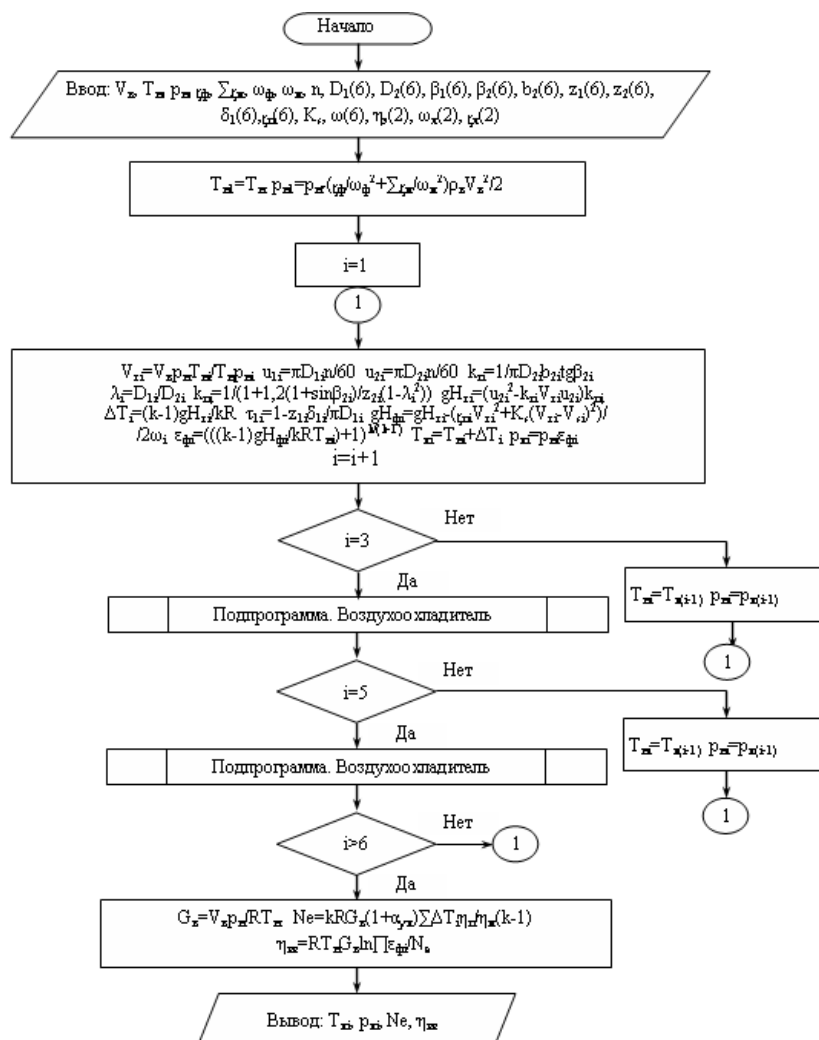


Рис. 1. Блок-схема алгоритма модели турбокомпрессора

Модель турбокомпрессора с контактной системой охлаждения. На основе приведенного выше описания термогазодинамических процессов в проточной части и всасывающем тракте турбокомпрессора, разработан алгоритм математической модели шестиступенчатого шахтного турбокомпрессора. Алгоритм (рис. 1) включает расчеты всасывающего тракта, шести ступней турбокомпрессора, а также промежуточных воздухоохладителей. Моделируются характеристики турбокомпрессора при нормальных зазорах в уплотнениях, при этом, протечки через уплотнения составляют не более 2 % объемной подачи турбокомпрессора и учитываются при помощи коэффициентов ζ , ζ_n , K_s .

Адаптация модели на соответствие заводской характеристике проведена, при нормальных начальных условиях и состоянии промежуточных воздухоохладителей ($p_{n1}=0,98 \cdot 10^5$ Па, $T_{n1}=293$ К, $\eta_{s1}=\eta_{s2}=0,977$), посекционно при помощи коэффициентов ζ , ζ_n , K_s , и параметра V_s . Для упрощения принято допущение о равенстве одноименных коэффициентов для ступеней одной секции. Это возможно благодаря близости геометрических параметров данных ступеней. Объемная производительность варьируется в пределах 5-10 м³/с с шагом 0,25 м³/с.

Алгоритм модели контактного аппарата адаптирован для использования в качестве алгоритма подпрограммы и включен в алгоритм модели шахтного турбокомпрессора (см. рис. 1).

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, разработана модель термогазодинамических процессов многоступенчатого турбокомпрессора с контактной системой охлаждения. В дальнейшем планируется проведение экспериментов по определению рациональных параметров контактной системы охлаждения турбокомпрессора.

Список литературы

1. Замыцкий О.В. Компьютерное моделирование режимов многоступенчатых турбокомпрессоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. - М.: МГТУ, 2001. - № 11. - С. 58-59.
2. Замыцкий О.В. Моделирование характеристик центробежных турбомашин // Сб. научн. тр. Национальной горной академии Украины. - Т. 3.-Дніпропетровськ: Навчальна книга, 2002. - № 13. - С.33-36.
3. Замыцкий О.В. О гидродинамической устойчивости газожидкостной системы в контактных воздухоохладителях турбокомпрессора // Горный информационно-аналитический бюллетень. - М.: МГТУ, 2003. - №6. - С.43-45.
4. Замыцкий О.В. Тепломассообмен в контактных воздухоохладителях турбокомпрессора // Горный информационно-аналитический бюллетень. - М.: МГТУ, 2004. - №9. - С.327-330.
5. Замыцкий О.В. Выбор параметров контактных воздухоохладителей рудничных турбокомпрессоров // Вісник Криворізького технічного університету. - Вип. 6. -Кривий Ріг: КТУ, 2005. - С.85-88.
6. Замыцкий О.В., Литовко Б.М. Контактное охлаждение сжатого воздуха в турбокомпрессорах // Вісник Криворізького технічного університету. - Вип. 10. - Кривий Ріг: КТУ, 2005. - С.45-49.
7. Трегубов В.А., Замыцкий О.В., Литовко Б.М. Обоснование применения и выбор конструктивных параметров контактных воздухоохладителей шахтных турбокомпрессоров // Разраб. рудн. месторожд. - Вип. 90. - Кривой Рог: КТУ, 2006. - С.145-149.

Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 422.458

О.Є. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., В.А. КОНОВАЛЮК,
А.А. НЕМЧЕНКО, О.О. ЛАПШИН, кандидати техн. наук, доценти,
М.В. ХУДИК - асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПОЛІПШЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ АСПІРАЦІЙНИХ УКРИТТІВ ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНИХ ВУЗЛІВ

Описані процеси пилоутворення при перевантаженні сипкого матеріалу, спосіб зменшення кількості аспіраційного повітря при одночасному зменшенні пиловиділення з-під аспіраційного укриття за рахунок рециркуляції повітря і часткового пилоподавлення в зоні дії форсунок.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. З аспіраційних укриттів перевантажувальних вузлів для підтримання в них негативного тиску (4-5 мм.вод.ст.) необхідно відсмоктувати значну кількість повітря (до 3 м³/с).

Разом з повітрям відсмоктується і велика кількість транспортуемого матеріалу, тому є доцільним зменшити кількість повітря при підтриманні в укритті необхідного розрідження.

Аналіз досліджень і публікацій. Питання зменшення кількості відсмоктуваного повітря за рахунок використання обводного каналу (байпаса) освітлене в літературі недостатньо повно, особливо з використанням в байпасі форсунок, що сприяє пилоподавленню в самому укритті.

Постановка завдання заключається у визначенні кількості повітря, яке повинно рециркулювати в байпасі за рахунок енергії крапель води, що викидаються з форсунок.

Викладення матеріалу та результати. Сутність пилоутворення при завантаженні стрічкового конвеєра заключається в тому, що процес вільного падіння матеріалу є прискореним, тому відстань між кусками постійно збільшується, а при досягненні поверхні стрічки сипка маса миттєво ущільнюється, витісняючи повітря з великою швидкістю, що і призводить до інтенсивного звітрювання пилу (вибивання). Падаючий матеріал ежектує повітря, а в місці падіння відбувається його гальмування, що призводить до підвищення статичного тиску і запилене повітря виходить з-під укриття через всі нещільності. Для зменшення статичного тиску в укритті на 40-60 Па відносно атмосферного застосовується відсмоктування повітря через аспіраційну систему, об'єм якого має значну величину. Для зменшення кількості відсмоктуваного повітря між відсмоктуючим патрубком і верхньою частиною жолоба монтується повітропровід (байпас), в який ставиться побудник тяги, наприклад вентилятор чи водяна форсунка. При цьому постає задача рециркуляції якомога більшої кількості повітря, що дозволяє зменшувати відсмоктування кількості повітря в аспіраційну систему. Установка в байпасі форсунки дозволяє очищати повітря за рахунок зволоження пилових часток. При цьому постає задача встановити параметри трубопровода байпасу і кількості води, яку необхідно подавати через форсунку.

Опір, який створюють краплі води в струмені, залежить від багатьох факторів: швидкості руху повітря, густини і ступеню зрошення, дисперсності водяних крапель, величини їх кінетичної енергії, швидкості руху при вильоті із сопла (тобто тиску води перед форсунками, їх конструктивних особливостей), а також їх напрямку руху відносно руху повітря.

Як показали досліди, в зоні дії форсунок створюються зони рециркуляції повітря. Побудником цього явища є сама форсунка, яка виконує роль ежектора. В центрі факела повітря рухається в напрямі руху крапель, а на периферії в зворотному напрямі. За рахунок ежекційної дії форсунок спостерігалися швидкості руху повітря до 3-5 м/с. Структура руху струменів приведена на рис. 1.

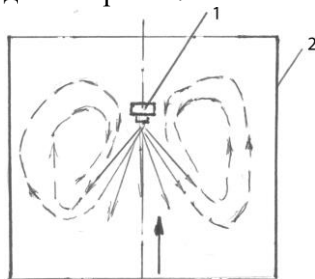


Рис. 1. Структура руху повітря в зоні дії форсунки: 1 - форсунка; 2 - ділянка труби

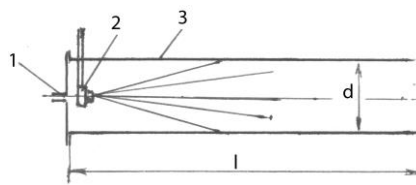


Рис. 2. Схема моделі для дослідження ежекційної дії форсунок: 1 - отвір для визначення розрідження, 2 - форсунка, 3 - труба, d - діаметр труби, l - довжина труби

Більш складна структура вихорів спостерігається, якщо одночасно працює декілька форсунок. При цьому кожна форсунка слугує джерелом опору або навпаки сприяє руху повітря в залежності від напрямку факела.

Ежекційна здатність форсунок вивчалася на моделі наведеній на рис. 2, яка представляла собою металеві труби довжиною 2,5 м, і діаметром 300, 400 і 600 мм.

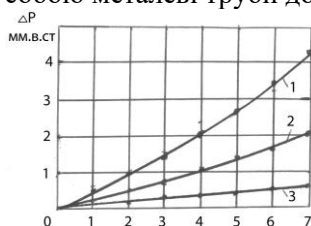


Рис. 3. Залежність ежекційної дії форсунки залежно від діаметра сопла форсунки, тиску води і діаметра труби: 1 - діаметр труби 300 мм; 2 - 400 мм; 3 - 600 мм

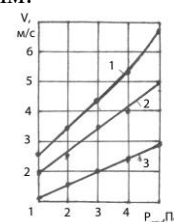


Рис. 4. Залежність швидкості руху повітря в трубах при діаметрі сопла форсунки 3 мм залежно від тиску води при діаметрі труби: 1 - 300 мм; 2 - 400 мм; 3 - 500 мм

Один бік труби герметично закривався кришкою в центрі якої закріплювалась форсунка і був отвір для вимірювання статичного тиску. У процесі досліджень змінювались діаметри сопел форсунок відповідно 2,3,4,5 мм і тиск води від однієї до 7 атн. Результати вимірів занесені в табл. 1.

Таблиця 1

Ежекційна дія водяної форсунки, розміщеної в трубі

Діаметр труби	Надлишковий тиск							
	Тиск, атн Форсунка, мм	1	2	3	4	5	6	7
300	2	0,4	0,6	1,0	1,4	1,8	2,4	2,8
	3	0,6	1,0	1,6	3,0	3,2	3,6	4,4
	4	0,7	1,4	2,4	3,4	4,6	5,6	-
	5	0,8	1,6	2,8	4,0	5,2	-	-
400	2	0,1	0,2	0,4	0,6	0,8	1,1	1,3
	3	0,2	0,4	0,7	1,1	1,5	1,7	2,1
	4	0,3	0,6	1,1	1,6	2,1	2,6	-
	5	0,3	0,8	1,2	1,8	2,5	-	-
600	2	-	-	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5
	3	-	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6
	4	-	0,2	0,3	0,4	0,6	0,7	-
	5	0,1	0,3	0,4	0,5	0,7	-	-

Надлишковий тиск, що створюється за рахунок ежекційної дії форсунки при діаметрах труб 300, 400 і 600 мм.

Із результатів вимірів явно видно, що зі зменшенням діаметра труби і збільшення діаметра сопла і тиску води перед форсункою, ежекційна її здатність збільшується. На рис. 3 наведено залежність величини надлишкового тиску при діаметрі сопла 3 мм від тиску води перед форсункою при діаметрі труб 300, 400 і 600 мм.

При діаметрі труби 600 мм ежекційна здатність форсунки від тиску води має практично лінійну залежність. Друга серія дослідів проводилась на тій же моделі, але при відкритому дні. В цьому разі вимірювався не надлишковий тиск, а швидкість руху повітря в трубах при їх діаметрах 300, 400 і 600 мм, діаметрах сопел форсунок 2,3,4 мм і тиску води перед форсункою від 1 до 6 атн (рис. 4).

Результати досліджень зведені в табл. 2.

З даних вимірювання можна зробити висновки, що швидкість руху повітря при збільшенні тиску зростає практично по лінійній залежності, але чим більше діаметр тим меншою мірою.

Таблиця 2

Швидкість повітря, яка створюється за рахунок ежекційної дії форсунки

Діаметр труби, мм	Тиск, атм. Діаметр сопла форсунки, мм	Швидкість руху повітря					
		1	2	3	4	5	6
300	2	0,126	0,196	0,245	0,273	0,322	0,35
	3	0,175	0,238	0,300	0,357	0,455	-
	4	0,217	0,28	0,357	0,420	0,49	-
400	2	0,176	0,277	0,353	0,378	0,49	0,554
	3	0,229	0,302	0,454	0,491	0,592	-
	4	0,302	0,391	0,491	0,567	0,668	-
600	2	0,226	0,34	0,453	0,508	0,594	0,651
	3	0,311	0,425	0,566	0,620	0,731	-
	4	0,392	0,509	0,651	0,792	0,877	-

Установлено залежність витрат повітря в трубах діаметром 300, 400 і 600 мм при діаметрі сопла форсунки 3 мм залежно від тиску води, що представлено графічно на рис. 5. З графічної залежності можна зробити висновок, що необхідні витрати повітря можна досягати, перш за все, за рахунок зміни тиску води, а не діаметра трубопроводу, що не завжди зручно.

Бажано, щоб через байпас проходила така кількість повітря, яка ежекується при пересипанні матеріала, і, в свою чергу, повинна бути мінімальною. Для цього висота пересипання матеріалу повинна бути мінімальною, крім того, бажано щоб внутрішня сторона жолоба була похилою, з метою зменшення швидкості падіння матеріалу.

Добре себе зарекомендувала така схема перевантажувального вузла (рис. 6).

Задня частина жолоба робиться з металу товщиною не менше 10 мм і встановлюються під кутом 45° , а в самому низу кут нахилу приймається рівним $10-12^\circ$, а на самому кінці поперед жолоба вставляється в пази рейка легкого типу, наприклад, Р-23 чи Р-38. При повному спрацюванні одного боку підшви рейки вона повертається на 180° .

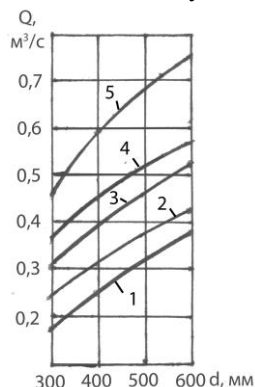


Рис. 5. Залежність витрат повітря для труб 300, 400 і 600 мм при діаметрі сопла форсунки 3 мм і тиску води: 1 - 1 атм; 2 - 2 атм; 3 - 3 атм; 4 - 4 атм; 5 - 5 атм

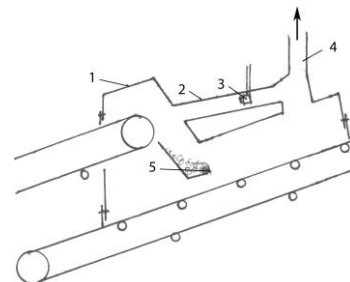


Рис. 6. Схема аспіраційного укріття перевантажувального вузла: 1 - аспіраційне укріття; 2 - байпас; 3 - форсунка; 4 - аспіраційний трубопровід; 5 - сповільнювач падіння матеріалу

Середню швидкість падіння матеріалу в жолобі може бути визначено із залежності

$$V = \sqrt{2h}.$$

де h - висота падіння матеріалу, м.

Середня швидкість в жолобі буде дорівнювати

$$V_{\text{сер}} = \sqrt{gh}.$$

Якщо приймати висоту перепаду 2 м, то середня швидкість падіння матеріалу буде дорівнювати, м/с

$$V_{\text{сер}} = \sqrt{9,81 \cdot 2} = 4,43.$$

Радіальне прискорення матеріалу, який набігає на привідний барабан, дорівнює

$$a_p = V_2^2 / 2.$$

При максимальній лінійній швидкості стрічки 3 м/с і діаметрі барабана 2 м радіальне прискорення буде дорівнювати $a_p = 9 \text{ м/с}^2$, тобто менше прискорення сили земного тяжіння ($9,81 \text{ м/с}^2$). В такому разі матеріал в напрямі перпендикулярному напрямку руху залишається в щільній масі, тому товщину жолоба слід приймати на 10 % більше максимальної товщини матеріалу на стрічці a , а ширину жолоба при максимальній ширині матеріалу на приводному барабані b .

Отже, мінімальна площа поперечного перерізу жолоба буде складатися $a \cdot b$, м^2 , а площа для підсмоктування повітря буде дорівнювати, м^2

$$S_{\text{нов}} = S_{\text{жс}} - S_{\text{м}},$$

де $S_{\text{м}}$ - площа перерізу матеріалу.

Помноживши середню швидкість повітря на його площу перерізу отримаємо необхідні витрати повітря

$$Q_0 = V_{\text{сер}} \cdot V_{\text{пов}}.$$

Висновки. Встановлено залежності ежектуючої дії форсунки залежності від тиску води, діаметра сопла форсунки і діаметра байпаса.

Розроблено методику розрахунку байпаса перевантажувального вузла залежно від висоти перевантаження, площі поперечного перерізу жолоба і кількості матеріалу.

Список літератури

1. Янов А.П., Гагауз Ф.Г., Ошмянский И.Б. Борьба с пылью и вредными газами в железорудных шахтах // М.: Недра, 1984. – 228 с.

Рукопис подано до редакції 13.02.12

УДК 330. 322:331.522.4

В.Д. МУСІЄНКО, канд. техн. наук, доц., Н.А. МОЛОЗІНА, асистент,
А.М. ЗАМАРАЄВА, студентка, ДВНЗ „Криворізький національний університет”

ПРОБЛЕМА ІНВЕСТИВАННЯ В АКТИВИ ЛЮДСЬКОГО КАПІТАЛУ

Проаналізовано динаміку обсягів державних інвестицій в активи людського капіталу та їх вплив на сучасний стан розвитку людського капіталу держави.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. На сучасному етапі розвитку науки все більше уваги приділяється дослідженню економіки, що ґрунтується на новітніх інформаційно-комунікаційних технологіях, системі безперервного навчання та визначає розвиток країни серед інших держав світу. Саме знання набувають вирішального значення та стають джерелом багатства, а здатність їх накопичувати та застосовувати виступає головним чинником інноваційного розвитку та конкурентоспроможності країни.

Аналіз досліджень та публікацій. Значний вклад у розвиток сучасної теорії людського капіталу зробили вчені Гері С. Беккер, Джеймс Коулмен, Т. Шульц, Я. Мінсер, Е. Денісон, Р. Солоу, Дж. Кендрік, С.С. Кузнець, С. Фабрикант, І. Фішер, Р. Лукас, О.А. Грішнова, Ю. А. Корчагін, Ю.В. Щетинин, В. В. Клочков, Ж.О. Шульга, А.І. Добриніна, Й.А. Іванюка, П.Н. Майданевич, В.Я. Єльмєєва, Л.І. Михайлової, А.А. Колосюк.

Постановка завдання. Поняття «людський капітал» означає не лише усвідомлення вирішальної ролі людини в економічній системі суспільства, а й визнання необхідності інвестування в людину, оскільки капітал набувається і збільшується шляхом інвестування (за рахунок обмеження поточного споживання) і приносить тривалий економічний ефект. Тому доцільно вивчити проблеми інвестування в активи людського капіталу в Україні.

Викладення основного матеріалу та результати. Людський капітал виступає необхідною умовою становлення економіки знань, а продукування знань та ідей є основою економічного розвитку. Освіта, виховання, здоров'я, розвиток творчих здібностей виступають чинниками формування якісного людського капіталу, що забезпечить у майбутньому високий рівень особистого та суспільного доходу [3].

Інвестиції в людський капітал являють собою будь-які дії, що підвищують професійну кваліфікацію та продуктивні здібності людини і тим самим продуктивність її праці. Витрати, що сприяють підвищенню людської продуктивності, можна розглядати як інвестиції, оскільки поточні витрати здійснюються з тим розрахунком, що їх буде багаторазово компенсовано дедалі значнішим потоком доходів у майбутньому.

Інвестиції в людський капітал бувають різних видів: витрати на освіту, включаючи загальну та спеціальну, формальну та неформальну освіту, підготовку за місцем роботи і т. ін. Вони є найочевиднішим, найпоширенішим і найважливішим видом інвестицій у людський капітал. Освіта формує працівників, які стають кваліфікованішими і продуктивнішими. Витрати на охорону здоров'я мають також велике значення. Добре здоров'я - результат витрат на профілактику захворювань, медичне обслуговування та поліпшення життєвих умов - продовжує тривалість життя, підвищує працездатність і продуктивність праці.

Інвестування - це важлива передумова виробництва людського капіталу, але ще не саме його виробництво, що здійснюється у процесі активної людської діяльності, в якій майбутній власник цього капіталу практично завжди виступає водночас і об'єктом, і суб'єктом, і результатом впливу. Людський капітал створюється як у суспільному секторі економіки (наприклад, у сфері освіти) за рахунок державних, і приватних інвестицій, так і на особистісному рівні в тому розумінні, що витрати часу та праці для саморозвитку й самовдосконалення майбутнього власника людського капіталу абсолютно необхідні для нарощення цього капіталу.

Формування людського капіталу - це процес творення продуктивних здібностей людини за допомогою інвестицій у конкретні процеси її життєдіяльності. При цьому інвестування здійснюється двояко: як вкладення коштів та ресурсів і як витрати часу та сили, тобто як певні види людської діяльності.

Віддача від інвестицій у людський капітал залежить безпосередньо від терміну його використання, тобто визначається часом, що залишився до закінчення працездатного періоду життя людини. Чим раніше зроблено інвестиції в людину, тим довше за інших рівних умов, вони даватимуть віддачу. Але слід враховувати, що якісніші та триваліші інвестиції приносять, як правило, більший і триваліший ефект.

Порівняно з інвестиціями в інші форми капіталу, інвестиції в людський капітал, за оцінками багатьох економістів, є найвигіднішими як для окремої людини, так і для суспільства в цілому.

Характер, масштаби і види інвестицій у людину зумовлені історичними, національними, культурними особливостями та традиціями суспільства, менталітетом народу.

Є особливості також у фізичному та моральному зношуванні людського капіталу. Воно визначається, по-перше, мірою природного старіння (фізичного зношування) людського організму та притаманних йому психофізіологічних функцій, а по-друге, мірою економічного старіння (морального зношування) внаслідок застаріння знань чи відносного зменшення цінності здобутої колись освіти. Особливістю людського капіталу є також те, що у процесі використання він не лише зношується, а й збагачується за рахунок надбання людиною професійного досвіду навіть без спеціальних інвестицій. Тому зношування людського капіталу відбувається (у разі правильного його використання) значно повільніше порівняно з фізичним капіталом. Якщо ж у процесі використання людського капіталу постійно робляться додаткові інвестиції у безперервну освіту, здоров'я тощо, то його якісні й кількісні характеристики (обсяг, цінність, якість) можуть поліпшуватися протягом всього життя людини.

Інвестиційний період фізичного капіталу (у середньому 1,5-2 роки) значно коротший порівняно з людським капіталом. Наприклад, інвестиційний період такої форми вкладень у людину, як освіта, тобто тривалість навчання може сягати 12-20 років [2].

Вкладення в людський капітал дають значний за обсягом, тривалий за часом та інтегральний за характером економічний і соціальний ефекти.

У наш час роль держави у цій галузі дуже велика, але не застосовується в повній мірі. Держава використовує і стимули, і примусові заходи, спрямовані на примноження людського капіталу нації. До примусових належать обов'язкова для всіх формальна шкільна освіта в установленому обсязі, обов'язкові медичні профілактичні заходи (наприклад, щеплення) тощо. Основними є заходи, що стимулюють. Уряд використовує два дійові способи для стимулювання приватних інвестицій у людський капітал, причому цей вплив здійснюється за допомогою економічних ринкових заходів. По-перше, через систему податків і субсидій держава впливає на доходи тих, хто здійснює такі інвестиції. По-друге, уряд може регулювати ціни на інвестиції в людський капітал, регулюючи ціни використовуваних для цього ресурсів. Особливо велика роль держави у двох найважливіших сферах формування людського капіталу — в освіті та охороні здоров'я, діяльність у сфері культури і спорту, відпочинку та розваг.

Якщо проаналізувати інвестування держбюджету у людський капітал, то можна зазначити, що видатки на освіту у 2010 р. нараховують - 28807,5 млн грн., що є досить високим показником порівнюючи з минулими роками (2008р. - 21554,3 млн грн., 2009 р. - 23925,7 млн грн.), на охорону здоров'я: 2008 р. - 7366 млн грн.; 2009 р. - 7531 млн грн.; 2010 р. - 8710 млн грн., у сферу культури та спорту становлять на протязі 2008-2010 років відповідно: 21100 млн грн.; 5200 млн грн.; 5340 млн грн. (рис.1).

Узагальнюючи проведений аналіз показників, можна зазначити загальне підвищення інвестування державою людського капіталу.

Існує ряд чинників, які впливають на рівень людського капіталу. По-перше, це частка витрат держави на освіту у ВВП (інвестиції в людський капітал). Звертаючись до джерела служби статистики України за період 2008-2010 років спостерігається збільшення витрат держави на освіту у ВВП від 4,2 до 7,3%. [1]

Порівнюючи даний показник з іншими країнами, можна зазначити, що Україна займає 48-ме місце у світовому рейтингу і рівень її витрат на освіту складає лише 143 дол. США на особу [4].

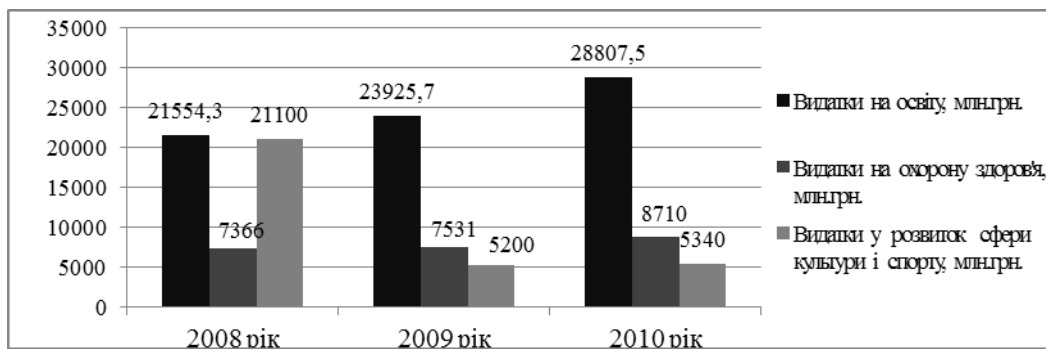


Рис. 1. Видатки державного бюджету України на освіту, охорону здоров'я, розвиток сфери культури та спорту

У динаміці фінансування освіти у період 2000-2010 років в Україні виглядає так (рис.2) [1].

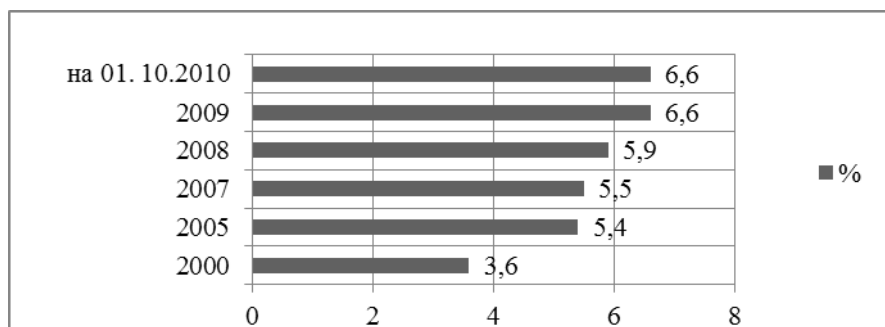


Рис. 2. Динаміка фінансування освіти в Україні загалом

З діаграми видно, що починаючи з 2000 р. відбувалося поступове зростання видатків включно до 2009 р., показник якого становив 6,6%. У 2010 р. спостерігається незмінність показника, що могло бути викликане загальним погіршенням економічної ситуації, яка склалася на даний момент у країні.

За оцінками Світового банку людський капітал перевищує 80 % всіх продуктивних багатств в Японії і 60 % в США. У Австралії і Канаді, що володіє величезними природними ресурсами і порівняно невеликим, але високоосвіченим населенням, частка людського капіталу складає близько 20 % продуктивних багатств цих країн.

Також важливо зазначити показник, який значною мірою впливає на якість людського капіталу - це показник здоров'я населення до якого входять: рівень захворюваності громадян, середня очікувана тривалість життя при народженні, коефіцієнти народжуваності та смертності.

В Україні найбільш поширеними захворюваннями є туберкульоз усіх ступенів тяжкості, СНІД, посідає одне з провідних місць за рівнем захворюваності на гепатит А в Європейському регіоні, професійні захворювання та інші, що обумовлює зниженість якості людського капіталу.

Динаміка тривалості життя населення України у 1990-х роках і на початку XXI ст. була неоднозначною. В цілому в тенденціях тривалості життя за вказані вище роки, можна виділити декілька коротких періодів: період загального і стрімкого скорочення тривалості життя 1990-1995 рр.; період короточасного незначного підвищення тривалості життя - 1996-1998 рр.; період зниження і стагнації тривалості життя на дуже низькому рівні - 1999-2005 рр.; період підвищення тривалості життя, який розпочався у 2006 р. (табл. 1).

За попередніми даними, в Україні у 2010 р. середня очікувана тривалість життя при народженні порівняно з 2009 р. збільшилась на 0,2 року і становить 69,8 року для обох статей. При цьому на 0,18 року (з 64,37 до 64,55 року) ця величина збільшилась для чоловіків і на 0,21 року (з 74,84 до 75,05 року) - для жінок.

За оцінками тривалості життя при народженні, ситуація, яка склалася в Україні є однією з найгірших у Європі. У 2010 р. очікувана тривалість життя чоловіків в Україні складає 64,55 років жінок 75,05 років, в той час, як у Австрії 77,8 і 83,3 років, Іспанії 78,0 і 84,3 років, Німеччині 77,6 і 82,7 років відповідно [5].

Зміни середньої тривалості життя населення України у 2006-2010 рр. (роки)

Рік	Чоловіки			Жінки		
	міські поселення	сільські поселення	всі поселення	міські поселення	сільські поселення	всі поселення
2006	62,94	61,04	62,31	74,14	73,26	73,87
2007	62,61	60,18	61,81	74,08	73,06	73,77
2008	63,13	60,61	62,30	74,31	73,27	73,99
2009	62,18	62,73	64,37	75,21	74,02	74,84
2010	65,35	62,91	64,55	75,42	74,22	75,05

Серйозне занепокоєння викликає збільшення розриву у рівнях чоловічої і жіночої тривалості життя (рис. 3), який у 2010 році становив 10,5 року.

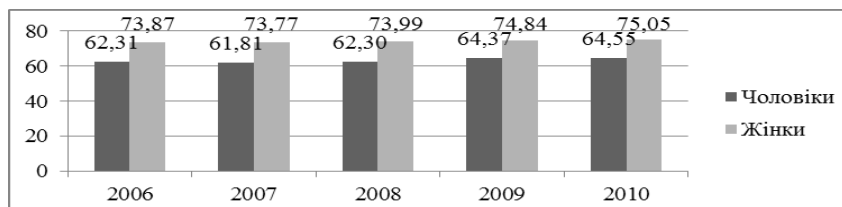


Рис. 3. Динаміка зміни середньої тривалості життя чоловіків і жінок по всім поселенням

Оцінюючи демографічну ситуацію можна зазначити, що станом на 2010 рік при урахуванні коефіцієнтів смертності і народжуваності, смертність перевищує народжуваність у розрахунку на 100 осіб на 0,04.

На сьогоднішній день віковий склад постійного населення можна класифікувати за віковою категорією: 0-14 років, 15-64 роки, за 65 років.

Для наглядного прикладу побудована кругова діаграма яка характеризує дані показники (рис. 4)

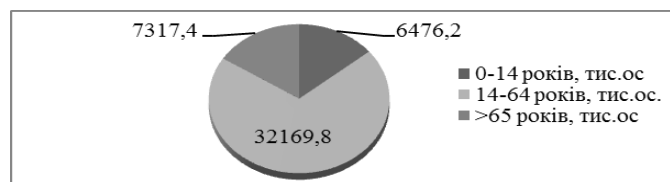


Рис. 4. Структура чисельності за віковим розподілом населення

Найбільшу частку населення складають населення працездатного віку їх частка складає 70% від загальної чисельності, найменша чисельність осіб - це населення у віці, молодшому за працездатний їх загальна частка складає 14,1 %, що підтверджується даними коефіцієнта народжуваності і смертності.(рис. 4).

Узагальнюючи показники нами запропонована формула розрахунку коефіцієнту інвестування у людський капітал (1). По суті вигідним є інвестування у вікові групи молодші за працездатний вік, тобто 0-14 років, та працездатний вік від 15 до 64 років.

Інвестуючи грошові кошти у групу 0-14 закладаємо основний фундамент для подальшого розвитку особистості і майбутнього здорового і висококваліфікованого спеціаліста.

$$Oid = \frac{\sum \text{Витрат на освіту} + \sum \text{Витрат на охорону здоров'я} + \sum \text{Витрати у сферу культури та спорту}}{\sum \text{Ч вік молодший за працездатний} + \sum \text{Ч Працездатного віку}} \quad (1)$$

де Oid - державні обсяги інвестування у людський капітал, Ч - чисельність населення відповідно віку молодшого за працездатний (0-14 рр.) та працездатного віку (15-64 рр.).

Дана формула надасть можливість розрахувати необхідну кількість одиниць інвестування на одну особу, на державному рівні розподілу коштів.

Виходячи з вище сказаного, нами було розраховано необхідну кількість витрат на одну особу, при державному інвестуванні у людський капітал. Враховуючи загальну чисельність населення України станом на 2010 рік - 45962.9 тис. осіб.

$$O \text{ ід} = \frac{28807,5 \text{ млн. грн.} + 8710 \text{ млн. грн.} + 5340 \text{ млн. грн.}}{38646 \text{ тис. осіб}} = 1108,98 (\text{грн./особу})$$

Отже, держава інвестує на одну особу 1108,98 грн./особу.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Останні роки, на Україні можна охарактеризувати ускладненням зовнішнього організаційного середовища, різким зростанням темпів її зміни і посиленням конкуренції. Все це призводить до пошуку прихованих резервів і нових шляхів підвищення ефективності.

Перспективи економічного розвитку України повинні бути визначені і реалізовані у рамках загальних тенденцій, що складаються у сучасному світі.

Низький рівень і якість людського капіталу, у майбутньому, призведе до економічної відсталості України, бо інвестиції, які вкладає наша держава у розвиток людини не достатні для повноцінного розвитку як самої особистості, так і країни загалом.

Сьогодні у порівнянні з інвестиціями в інші різні форми капіталу, інвестиції у людський капітал є найбільш вигідними як із погляду окремої людини, так із погляду всього суспільства, тому, що дають досить значний за обсягом і тривалий за часом економічний і соціальний ефект.

Для досягнення найкращих результатів в Україні інвестування у людський капітал має здійснюватися на 4-х рівнях:

- особистісному - для формування людського капіталу окремих осіб;
- мікрорівні - для формування людського капіталу підприємства;
- мезорівні - для формування людського капіталу регіонів і галузей;
- макрорівні - для формування сукупного людського капіталу самої країни.

Політика держави у напрямку освіти, охорони здоров'я і професійної підготовки повинні стати окремими, самостійними елементами регулювання функцій уряду. Так як, людський капітал, який сформований лише в результаті інвестицій і накопичений людиною, визначений достатній запас здоров'я, певних знань, навиків, спроможностей, будуть сприяти підвищенню продуктивності праці й ефективності виробництва і тим самим впливати на зростання як матеріального добробуту людини так і економічної стабільності держави. Для покращення стану людського капіталу необхідно провести заходи по збільшенню обсягів інвестицій з боку держави за всіма напрямками. Для цього необхідно передбачити реформування законодавчої бази України з питань охорони здоров'я, освіти громадян та їх соціального захисту. Без законодавчих реформ, Україна не зможе досягти рівня світових розвинених держав за показниками розвитку людського капіталу, а також знизити смертність та збільшити народжуваність громадян, що призведе до значних втрат людського капіталу вже в найближчому майбутньому.

Список літератури

1. Державний комітет статистики України [Електронний ресурс].-Режим доступу: www.ukrstat.gov.ua
2. Васильченко В. С. Управління трудовим потенціалом: [навчальний посібник.] / В.С. Васильченко, А.М. Гриненко, О.А.Грішнова, Л.П.Керб - К.: КНЕУ, 2005. - 403 с.
3. Кафедра міжнародних відносин .- Хмельницьк.:ХНУ [Електронний ресурс].-Режим доступу:<http://mev-hnu.at.ua>
4. Лавриненко С. І. Шляхи реалізації політики поліпшення якості життя населення України у 2005–2009 роках / С.І. Лавриненко // Україна в 2005-2009 рр.: стратегічні оцінки суспільно-політичного та соціально-економічного розвитку : [монографія] / Лавриненко С. І., Пищуліна О. М., Шевченко О. В. – К., 2009. - 169 с.
5. Осауленко О.Г. Статистичний щорічник України за 2009 рік [Електронний ресурс]/О.Г.Осауленко, Н.П.Павленко.:[за ред. О.Г.Осауленко].- Державний комітет статистики України. - Режим доступу: Рукопись поступила в редакцию 23.03.12

УДК 330.1:331.101.262

Н.В. КРАВЧЕНКО, канд. економ. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ ВІДЧУЖЕННЯ ПРАЦІ НА ФОРМУВАННЯ ЛЮДСЬКОГО КАПІТАЛУ

Надано аналіз впливу відчуження праці на особливості формування людського капіталу, як стратегічного ресурсу розвитку. Обґрунтовані негативні наслідки відчуження праці та окреслені можливі шляхи його подолання.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Зростання науково-місткого виробництва, швидке оновлення технологій і видів продукції, посилення нецінової конкуренції на світовому ринку - все це в умовах зростаючого дефіциту природних ресурсів і загострення екологічних проблем висуває на перший план головний ресурс економічного розвитку, а саме: знання, інтелект, творчі здібності людини. Саме вони формують людський капітал, який є головною продуктивною силою сучасної економіки. За оприлюдненими розрахунками у світі нагромаджено 365 млрд. дол. людського капіталу (для порівняння: природного - 90 млрд. дол.(16%); матеріального (виробничого) - 95 млрд дол.(17%) [1,с.109]. Для України на етапі формування основ інноваційної моделі розвитку, надзвичайно важливо усвідомити вирішальну роль людського чинника, оскільки перешкодою для такої модернізації може бути відсутність кадрів відповідного рівня підготовки. Формування і розвиток людського капіталу здійснюється під впливом низки факторів, дія яких має як конструктивний, так і деструктивний характер, важливе місце серед яких посідає відчуження праці. Ефект відчуження зумовлює зниження ефективності будь – якої діяльності, в тому числі і по формуванню людського капіталу.

Аналіз досліджень і публікацій. Процес відчуження праці є багатограним і складним явищем, вивчення якого знаходиться на перетині таких наук як економіка, психологія, філософія та соціологія. Термін «відчуження» вперше був застосований у середні віки у теології та філософії. Вагомий внесок у системне дослідження проблеми відчуження праці з економічної точки зору вніс К. Маркс. У трактуванні К. Маркса, відчуження - це процес, при якому від людей як членів тих чи інших суспільних груп відокремлюються результати їх діяльності, вона сама, а також ті здібності і сили, котрі цю діяльність зробили можливою та реалізували [2,с.112]. Серед авторів зарубіжних концепцій відчуження заслуговують виокремлення праці таких вчених, як Е. Фромма, Ю. Хабермаса, Г. Маркузе, Т. Веблена, Е. Дюргейма. Особливістю їх концептуального бачення є прагнення розв'язувати проблему відчуження з гуманістичних позицій, виходячи з погляду на працівника як на центральну фігуру виробництва. Серед вітчизняних учених, які досліджують питання у сфері відчуження праці слід виділити Д. Богиню, Г. Дмитренка, А. Колота, К. Кривенка, В. Чернишука, В. Юрчишина та ін. Український вчений Д.П. Богиня визначає відчуження праці як втрату працівником інтересу до трудової діяльності, яка перестала бути ефективним засобом задоволення його потреб [3,с.91]. Сучасні дослідження питань відчуження праці звернені на вивченні змісту категорії, причин і форм відчуження, мотивації праці, дегуманізації праці в процесі інформатизації виробництва. Певна фрагментарність, недостатня комплексність існує в дослідженні питань подолання відчуження, які мають лежати в основі формування людського капіталу.

Постановка завдання. З'ясувати наслідки відчуження праці, їх вплив на формування людського капіталу та обґрунтувати пропозиції щодо його подолання.

Викладення матеріалу та результати. Деструктивний вплив відчуження праці на формування і розвиток людського капіталу пов'язаний з особливостями людського капіталу, під яким більшість дослідників розуміють сукупність сформованих і розвинутих внаслідок інвестицій продуктивних здібностей, особистих рис і мотивацій індивіда, що перебувають у його власності, використовуються в економічній діяльності, сприяють підвищенню продуктивності праці і завдяки цьому впливають на зростання доходів і національного доходу [4,с.83]. Формування людського капіталу - це процес створення продуктивних здібностей людини за допомогою інвестицій (кошти, ресурси, час, сили) у конкретні процеси життєдіяльності. Проте, інвестування - це передумова виробництва людського капіталу, але не саме виробництво, яке здійснюється в процесі активної діяльності людини, в якій майбутній власник цього капіталу виступає і об'єктом, і суб'єктом, і результатом. При цьому слід підкреслити, що в період здобуття загальної та професійної освіти формується потенційний людський капітал. Якщо особа не використовує в економічній діяльності свої здібності, навички, то її потенційний людський капітал не перетвориться в реальний. Отже, поняття людського капіталу в істинному розумінні цього терміна може стосуватися зайнятого населення - саме воно використовує його в економічній діяльності та отримує дохід від його використання. З огляду на це, стан праці і соціально - трудових відносин є підґрунтям формування і розвитку людського капіталу.

Той факт, що праця лежить в основі усіх економічних явищ, робить очевидним, що кризові явища, які виникли в українському суспільстві ще у дореформений період були зумовлені саме кризою праці: зниження її престижу; незацікавленість у кінцевих результатах; поглиблення ві-

дчуження працівників від праці й управління; зниження трудової дисципліни і активності. З огляду на це, провідною складовою трансформаційних процесів мали б стати заходи як на мікро-, так і на макрорівні щодо реформування сфери праці у контексті з іншими складовими механізму господарювання. Натомість, сфера праці і соціально - трудових відносин на вітчизняних підприємствах залишилася на узбіччі ринкових перетворень і знаходиться у тому ж кризовому стані, що є результатом відчуження і не сприяє забезпеченню стабільності функціонування, а, отже і розвитку людського капіталу. В сучасних умовах можна виділити три аспекти кризи сфери праці:

ресурсний - пов'язаний з деградацією трудового потенціалу, погіршенням системи підготовки людини до продуктивної діяльності;

соціально-економічний - пов'язаний з погіршенням економічних, демографічних, технологічних та інших умов самореалізації особистості, умов виховання людини думуючої і активно діючої;

соціоекологічний - погіршення умов відтворення соціальних зв'язків, соціалізації особистості, формування соціального і людського капіталу.

Основні ознаки сучасної кризи трудової сфери: високий рівень безробіття, низький рівень оплати праці, обмеження основних прав працівників - право на працю, своєчасну виплату заробітної плати, на компенсацію за несприятливі умови, на гідний відпочинок. Особливо слід звернути увагу на дефіцит висококваліфікованих кадрів і технологічних спеціалістів. Головна причина – декваліфікація в період хронічної незатребуваності, депопуляризація технологічних спеціальностей, недостатні можливості якісної професійної підготовки, особливо молодих кадрів робітничих спеціальностей (скоротилась кількість закладів професійної освіти, кількість підготовлених спеціалістів). Так, за останні роки частка фахівців у загальній чисельності працюючих знизилась з 15% до 11,1%, проте істотно зросла частка представників, так званих, найпростіших професій з 16,9% до 24,7%. Це в той час, коли в розвинутих країнах знання і їх технологічне застосування забезпечують до 90 % економічного зростання [4,с.129].

У структурі людського капіталу можна виділити наступні основні елементи: знання та продуктивні здібності, здоров'я, мотивацію, мобільність, формування яких прямо або опосередковано пов'язані з трудовою діяльністю людини. Існування феномену відчуження праці може мати несприятливі економічні, соціальні, психофізіологічні наслідки, а отже негативно впливати на якісні характеристики людського капіталу. Економічні наслідки відчуження пов'язані з послабленням (або відсутністю) мотивації до результативної і якісної праці. Особиста мотивація є дуже важливою і необхідною умовою для того, щоб процес кругообігу(інвестування, формування, використання, нагромадження, якісне відтворення та реінвестування) людського капіталу мав цілком завершений характер. У такому процесі відбувається якісне оновлення людського капіталу, при якому підвищення рівня знань і практичних навичок людей супроводжується розвитком можливостей їх практичної реалізації. За рахунок цього збільшуються індивідуальні доходи власників людського капіталу та зростає національний дохід країни, оскільки нові знання, які дістають застосування у повсякденному практичному житті розвивають у людині ділові навички і підприємливість, здатність приймати раціональні рішення, підвищують чутливість до сприйняття нових наукових розробок, розвивають інтелект та індивідуальні здібності до генерування нових технологічних ідей та раціональної організації виробництва відповідно до конкретних умов господарювання.

Відчуження праці може мати значні соціальні наслідки, які лежать в основі виникнення трудової апатії, незацікавленості у підвищенні кваліфікації, а отже і втрата професіоналізму, погіршення стосунків із колегами тощо. Радість праці та задоволення її результатами, як і повага до всіх форм і проявів трудової діяльності практично забуті. Процес праці у масовій свідомості нашого суспільства (особливо у свідомості молоді) більш не є цінністю, найбільш важливим є результат - дохід, а задоволеність тим вища, чим менше витрачено трудових зусиль.

Лише ті, хто попадає у великі компанії, відчувши прямий зв'язок між доходом і якісно відповідальною працею, можуть (за щасливого збігу обставин) з часом навчитися цінувати працю як процес, як можливість самореалізуватися і самоствердитися у житті. Психологічні наслідки відчуження праці пов'язані із збільшенням частоти та інтенсивності негативних емоцій, які призводять до професійної деформації особистості, зокрема феномену «професійного вигорання», погіршення стану здоров'я.

Формування і ефективне використання людського капіталу залежить від подолання відчуження, насамперед шляхом створення потужної мотивації до високопродуктивної праці, яка в свою чергу включає дві групи факторів: внутрішні і зовнішні. Тільки в синергетичній єдності зазначених груп факторів можна подолати відчуження праці та створити сприятливі умови для формування і розвитку людського капіталу. До критично важливих внутрішніх факторів, які є базою виникнення інтересів - мотивів можна віднести:

потреба у причетності, задоволення якої є значним резервом підвищення ефективності і конкурентоспроможності, активізації потенційних можливостей працівника, як цілісної особистості;

потреба у самовираженні і самореалізації, яка дозволяє проявити індивідуалізм, знання і творчі здібності;

потреба у саморозвитку сприяє підвищенню компетентності, необхідності безперервного навчання, що сприяє продукуванню нових знань і позитивного сприйняття інновацій;

потреба у підвищенні якості трудового життя і задоволення працею посилює економічну необхідність удосконалення організації праці, направленої на розширення і збагачення її змісту, розвитку трудових функцій і творчих здібностей. Однак, необхідно мати на увазі, що при розгляді проблем мотивації, люди різняться за потребами, цінностями і орієнтирами. Дослідження показують, що люди із сильним прагненням до кар'єрного росту, досягнень, самоповаги, як правило позитивно реагують на збагачення змісту праці, підвищення рівня кваліфікації. Коли люди не настільки мотивуються потребами більш високого рівня, то їх участь у формуванні власного капіталу, скоріше всього, буде обумовлена зовнішніми стимулами. До останніх слід віднести економічні та організаційні фактори подолання відчуження праці.

Економічною підвалиною розвитку інтересу до ефективної діяльності є матеріальна зацікавленість. Якраз відсутність відповідності заробітної плати рівню освіти і кваліфікації та витраченим зусиллям, недосконала система матеріального стимулювання, затримки із виплатою заробітної плати є передумовами відчуження від праці і підґрунтям декваліфікації працівників, зниження рівня і якості життя. Це положення, по-новому, ставить питання про систему оплати праці і підходить до її формування у нових умовах функціонування вітчизняних підприємств. Передбачається зведення праці до єдиної міри і цією мірою виступає результат, обумовлений необхідністю розподілу відповідальності, гнучкості, стимулюючий бажання підвищувати ефективність своєї праці і праці колективу в цілому. У той час матеріальна відповідальність за результати виробництва передбачає необхідність надання працівникам повноважень, які дозволяють впливати на результати їх діяльності, розширення самостійності у виконанні робіт, що сприяє у свою чергу зростанню їх знань, вмінь, навичок, реалізації і використання творчого потенціалу. При аналізі зв'язку між подоланням відчуження праці і винагородою за результати діяльності варто враховувати те, що останнє виконує дві функції: відтворюючу і стимулюючу. Між ними існує явне співвідношення: поблизу соціально обумовленого прожиткового мінімуму переважає відтворююча функція. З віддаленням від нього посилюється стимулююча, у межах якої проявляється потреба працівника у підвищенні своїх якісних характеристик (складових людського капіталу). Проте, якщо заробіток виявляється вище рівня для покриття звичних потреб або його приріст не відкриває доступу до бажаних шляхів їх задоволення, то працівник росту доходів може віддати перевагу вільному часу або зниженню трудової активності.

Зважаючи на те, що до причин відчуження праці відносять забюрократизованість управлінських структур, конфронтацію у відносинах між персоналом і керівництвом, незадовільні умови праці, відсутність чіткого і прозорого розподілу службових обов'язків і нормування праці, авторитарні методи управління тощо, то шляхом до його подолання є впровадження соціального партнерства у практику господарювання на всіх рівнях. Як особливий інститут ринкової економіки соціальне партнерство виконує функції регулювання різних аспектів трудових відносин, забезпечує розв'язання трудових спорів, конфліктів і суперечностей, сприяє усунення чинників соціальної напруженості. Ефективне функціонування механізму соціального партнерства потребує якісно нової ролі працівників в управлінських процесах. У зв'язку з цим нагальною потребою стають професійний та загальнокультурний розвиток, збагачення мотиваційних установок, розширення можливостей працівників щодо участі в прийнятті рішень, розв'язання доленосних питань розвитку підприємства, а також, як необхідний та логічний наслідок, у формуванні та розподілі доходів. Це, в свою чергу, сприяє підвищенню конкурентоспроможності

вітчизняної економіки й соціалізації її здобутків з метою створення умов для розвитку людського капіталу, поліпшення якості трудового життя.

Для вирішення організаційних факторів відчуження від праці з метою формування і розвитку людського капіталу пріоритетними завданнями стають:

формування правових основ взаємодії суб'єктів соціально – трудових відносин на принципах соціального партнерства;

розробка та впровадження інноваційних стратегій розвитку організації, її людського капіталу та відносин між працею і капіталом;

подолання управлінських патологій та затвердження нових стилів управління, заснованих на діалогово-адаптивних технологіях;

забезпечення справедливої та гідної винагороди за працю;

розробка і реалізація заходів із вдосконалення професійно-кваліфікаційної структури трудового колективу;

створення необхідних умов для розвитку самоорганізації і самоврядування в трудовому колективі;

забезпечення реального соціального захисту кожного працівника.

Висновки та напрямки подальшого дослідження. Відчуження праці можна охарактеризувати як порушення гармонійної цілісності між трудовою діяльністю і розвитком особистості, як носія людського капіталу. Формування останнього відбувається при безпосередній участі і мотивації працівника, перетворення потенційного людського капіталу на реальний, його розвиток і збагачення відбувається упродовж трудової діяльності. Відчуження праці має деструктивний вплив на формування людського капіталу, що проявляється через економічні, соціальні, психологічні наслідки. Глибокі значущі причини відчуження приховуються в трудовій мотивації, що потребує економічних та організаційних заходів, щодо побудови ефективного мотиваційного механізму високопродуктивної праці з урахуванням національних особливостей і світового досвіду. Подолання відчуження від праці повинно стати підґрунтям формування і розвитку людського капіталу, який є головним і визначальним фактором розвитку сучасної економіки. Подальші дослідження даного питання повинні відбуватися на міждисциплінарному рівні та включати вивчення проблем трансформації праці, модифікації відносин між капіталом і працею в умовах переходу до постіндустріального суспільства (економіки знань)

Список літератури

1. **Нестеров А.** Национальное богатство и человеческий капитал / А.Нестеров, Г.Аширова // Вопросы экономики – 2003. - №2 – С. 103 -110
 2. **Нарский И.С.** Отчуждение и труд: по страницам произведения К.Маркса / И.С.Нарский.- М.:Мысль,1983. – 198 с.
 3. **Богиня Д.П.** Ментальний чинник у сфері праці: проблеми теорії та практики / Д.П.Богиня, М.В.Семікіна. – ВО НАН України, Інститут економіки. – К.:Шторм, 2003. – 382 с.
 4. **Грішнова О.А.** Людський капітал: формування в системі освіти і професійної підготовки / О.А.Грішнова .- К.: Знання КОО, 2001.-254с.
 5. **Лібанова Е.** Ціннісні орієнтації та соціальні реалії українського суспільства / Е.Лібанова // Економіка України. – 2008.- №10. –С.120-130.
- Рукопись поступила в редакцию 29.03.12
УДК 658.589

А.М. ТУРИЛО, д-р екон. наук, проф., М.В. АДАМЕНКО, канд. екон. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТЕОРЕТИКО-МЕТОДОЛОГІЧНІ ПІДХОДИ ЩОДО УДОСКОНАЛЕННЯ ВИЗНАЧЕННЯ ПОНЯТТЯ «ІННОВАЦІЙНИЙ ПОТЕНЦІАЛ ПІДПРИЄМСТВА»

У статті розглянуто існуючі теоретико-методологічні підходи до визначення інноваційного потенціалу підприємства. Запропоновано удосконалити поняття «інноваційний потенціал підприємства» з урахуванням авторського погляду на визначення його сутності, комплексного і системного підходів до його формування.

Постановка проблеми та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сучасний стан розвитку промислових підприємств, як і економіки України в цілому, передбачає

спрямованість на інтенсифікацію всіх сфер господарської діяльності. Одним з пріоритетних напрямів у цьому процесі є удосконалення інноваційної діяльності, що забезпечує підвищення ефективності функціонування підприємств. Перебіг інноваційної діяльності на будь-якому підприємстві тісно пов'язаний з його інноваційними можливостями та бажанням працівників реалізовувати свій потенціал через продукування, розробку і впровадження нововведень. Зважаючи на це актуальності набуває дослідження інноваційного потенціалу, визначення його сутності та значення при розробці комплексу заходів з підвищення ефективності діяльності промислових підприємств.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Проблема визначення інноваційного потенціалу підприємства в економічній літературі сьогодні приділяється багато уваги. Цей напрям дослідження вивчають як зарубіжні, так і вітчизняні науковці. В останніх дослідженнях і публікаціях Гайдук Л.А., Краснокутської Н.В., Новікової І.В., Побережець О.В., Репіної І.М., Чухрай Н.І. та інших розглядаються окремі питання визначення сутності, формування та оцінки інноваційного потенціалу підприємства, однак досі немає єдиної думки щодо суті цієї економічної категорії. Це і зрозуміло, складність і неоднозначність визначення інноваційного потенціалу підприємства обумовлена, перш за все, відсутністю єдності серед науковців при розгляді понять «інновація» та «потенціал». Зважаючи на це виникає необхідність формулювання сутності економічної категорії «інноваційний потенціал підприємства» на основі дослідження вищезгаданих понять.

Постановка завдання. Метою даної роботи є дослідження існуючих теоретико-методологічних підходів щодо визначення сутності інноваційного потенціалу підприємства та формування авторського погляду на його трактування як економічної категорії.

Викладення матеріалу та результати. Дослідження суті інноваційного потенціалу підприємства неможливе без розгляду таких економічних категорій як «інновація» та «потенціал». В сучасній економіці немає однозначності у трактуванні цих понять.

Світова практика налічує понад сто різних визначень поняття «інновація». Різні підходи до його трактування у світових і вітчизняних джерелах обумовлені достатньо широким колом його характеристик, сфер та особливостей застосування.

Термін «інновація» похідний від латинського *novatio*, що означає «оновлення» (новація - це кінцевий метод, принцип, новий порядок, винахід, новий продукт, процес, якісно відмінний від попереднього аналога, що є результатом інтелектуальної діяльності, закінчених наукових досліджень і розробок), або англійського - *innovation*, що у перекладі означає нововведення та поширення новинок. Тобто у цьому випадку інновація розглядається як сукупність дій по досягненню певного результату - нововведення.

Світова наукова думка «інновації» інтерпретує як перетворення потенційного науково-технічного прогресу у реальний, який втілюється у нових продуктах і технологіях.

Різні зарубіжні дослідники, серед яких Друкер П., Менсфілд Е., Мончев Н., Ніксон Ф., Перлакі Г., Санто Б., Роджерс Е., Твісс Б., Фостер Р., Хаберланд Ф., Шумпетер Й., застосовують різні підходи до трактування сутності інновацій.

Основоположником визначення терміну «інновація» можна вважати Шумпетера. Основні її ознаки він сформував у 1911 р., а у 30-ті роки ХХ сторіччя ввів поняття «інновація», трактуючи його як нову науково-організаційну комбінацію виробничих факторів, мотивовану підприємницьким духом, яка формується з метою впровадження та використання нових видів споживчих товарів, нових виробничих і транспортних засобів, ринків і форм організації у промисловості.

Твісс Б. визначає інновацію як процес, у якому винахід або ідея набувають економічного змісту. Відомий американський науковець поєднує у цьому процесі науку, техніку, економіку й управління та визначає, що інновація полягає в одержанні новизни і триває від зародження ідеї до її комерційної реалізації, охоплюючи комплекс відносин, виробництво, обмін, споживання.

Ніксон Ф. під інновацією розуміє сукупність технічних, виробничих та комерційних заходів, що призводять до появи на ринку нових та покращених промислових процесів та обладнання. Санто Б. визначає інновацію як суспільно-технічно-економічний процес, який призводить до створення кращих за своїми властивостями виробів, технологій шляхом практичного використання ідей та винаходів. Поява інновації на ринку, якщо вона орієнтується на економічну вигоду, може забезпечити отримання додаткового доходу.

Достатньо містке визначення інновацій дає американський фахівець Друкер П., який визначає їх як процес виникнення, розвитку і поширення нових видів продукції, методів, технологій тощо у різних сферах діяльності. Він акцентує увагу на тому, що технічні нововведення мають таке саме значення як соціальні, організаційні та інші, а також мають істотний вплив на життєдіяльність людей.

Російські науковці Соколов Д.В., Титов А.Б., Шабанова М.М. під інновацією розуміють підсумковий результат створення і освоєння принципово нового або модифікованого нововведення, що задовольняє конкретні суспільні потреби та дозволяє отримати ряд ефектів - економічний, науково-технічний, соціальний тощо.

Відповідно до міжнародних стандартів, а саме Керівництва Фраскати (документ прийнятий Організацією економічного співробітництва і розвитку в останній редакції 1993 р.) та Керівництва Осло (документ прийнятий у 1992 р.), інновація визначається як кінцевий результат інноваційної діяльності, що отримав вид нового або вдосконаленого продукту, впроваджене на ринку, нового або удосконаленого технологічного процесу, що використовується в практичній діяльності або у новому підході до соціальних послуг.

В Україні, як і на теренах колишнього Радянського Союзу, також немає однозначності у трактуванні поняття «інновації».

За чинним Законом України «Про інноваційну діяльність» інновації визначаються як новостворені (застосовані) і(або) вдосконалені конкурентоздатні технології, продукція або послуги, а також організаційно-технічні рішення виробничого, адміністративного, комерційного або іншого характеру, що істотно поліпшують структуру та якість виробництва і(або) соціальної сфери.

Відомий вітчизняний науковець Краснокутська Н.В. відмічає, що «терміном «інновація» позначаються всі нововведення у виробничій, комерційній, фінансовій, маркетинговій, управлінській та інших сферах, будь-які зміни й удосконалення, що забезпечують суспільний прогрес, економію витрат, підвищення рівня ефективності, рентабельності виробництва» [1, с.14].

Чухрай Н.І. розуміє інновацію як використання нових для організації ідей через їх втілення в товарах, процесах, послугах або системах управління, якими оперує підприємство [2].

Соловйов В.П. визначає, що за охопленням сфер діяльності поняття «інновація» має два трактування: як комплекс всіх етапів життєвого циклу нововведення починаючи з відповідних (причетних до досягнення кінцевого результату) фундаментальних досліджень; як процес освоєння та розповсюдження нової технології або нової наукомісткої продукції.

Пашута М.Т. та Шкільнюк О.М. зазначають, що «інновація – це використання результатів наукових досліджень і розробок, спрямованих на вдосконалення процесу виробничої діяльності, економічних, правових і соціальних відносин в галузі науки, культури, освіти і в інших сферах діяльності суспільства» [3, с.38].

Новікова І.В. розглядає інновації як комплексний процес, який складається зі створення, розробки, доведення до комерційного використання і розповсюдження нового технічного, організаційного, маркетингового чи будь-якого іншого рішення (новації), що задовольняє певні потреби та приводить до якісних змін у виробництві і (або) сфері послуг [4].

Проведений літературний огляд дозволив узагальнити погляди зарубіжних і вітчизняних науковців на трактування сутності економічної категорії «інновація» та визначити, що вона розглядається як процес, як результат особливого роду діяльності, як нова науково-організаційна комбінація виробничих факторів, як сукупність заходів. Отже, єдності поглядів науковців у визначенні сутності інновації не існує.

На нашу думку, трактувати інновації як сукупність заходів не доцільно, оскільки це більше характеризує інноваційну діяльність. Розглядати інновацію як нову науково-організаційну комбінацію виробничих факторів теж не вірно з двох причин: по-перше, інновації можуть реалізовуватися не лише у виробництві, а й в будь-якій сфері розвитку суспільства; по-друге, сама сутність поняття «фактор» обумовлює його вплив на щось (об'єкт, процес, явище), відповідно «комбінація факторів» може лише характеризувати зміни, що протікають в ході інноваційної діяльності, і не розкриває змісту поняття «інновація».

Інновація як процес розглядається великою кількістю науковців, однак, при застосуванні такого трактування виникає питання: якщо інновація – це процес, то що таке інноваційний процес? Краснокутська Н. В. зазначає, що «незважаючи на те, що в спеціальній літературі трапля-

ється багато різноманітних підходів до визначення цього явища, суть їх зводиться до одного висновку, а саме: інноваційний процес пов'язаний із створенням, освоєнням і поширенням інновацій» [1, с.67]. Отже, визначення інновації як процесу створення, розвитку та розповсюдження нововведень виключає застосування терміну «інноваційний процес», оскільки у протилежному випадку виникає суттєва неузгодженість між цими поняттями. Зважаючи на це єдино вірним шляхом є визначення інновацій як результату інноваційної діяльності (об'єкту впровадження чогось нового).

Враховуючи критичний аналіз наведених вище визначень нами сформовано власне бачення поняття «інновація». Авторами запропоновано під інновацією розуміти категорію, що характеризує кінцевий результат діяльності зі створення, освоєння і розповсюдження будь-яких новацій, який втілюється у виді новостворених або удосконалених технологій, продукції, послуги, процесу, організаційно-технічного, управлінського або будь-якого іншого рішення у виробничій, комерційній, фінансовій, маркетинговій, соціальній, управлінській та інших сферах діяльності, і в ринковій системі функціонування орієнтується на економічні критерії розвитку та забезпечує суспільний прогрес.

Для дослідження сутності інноваційного потенціалу підприємства необхідно також розглянути визначення поняття «потенціал».

Термін «потенціал» походить від латинського «*potentia*», що означає – сила, приховані можливості.

У словнику Єфремової Т.Ф. «потенціал» визначається як сукупність всіх наявних можливостей, засобів у будь-якій галузі, сфері. У словнику Ушакова Д.М. йому надається таке визначення – це сукупність засобів, умов, необхідних для ведення, підтримання, збереження чогось. У словнику Ожегова С.І. під потенціалом розуміється ступінь потужності у будь-якому відношенні, сукупність будь-яких засобів, можливостей, а також внутрішні можливості (наприклад, якщо це стосується діяльності людини). «Велика радянська енциклопедія» сутність потенціалу трактує як джерела, можливості, засоби, запаси, які можуть бути використані для вирішення будь-якого завдання, досягнення певної мети, а також можливості окремої особи, суспільства, держави у певній галузі (наприклад, інноваційний потенціал).

Автори Федонін О.С., Репіна І.М., Олексюк О.І. розглядаючи еволюцію поглядів на трактування терміну «потенціал», зазначають, що серед науковців, які розглядають проблему визначення сутності потенціалу підприємства, не існує єдиної думки. В економічній літературі вирізняється три основні погляди на трактування суті потенціалу - «або як до сукупності ресурсів, або як до здатності господарської системи випускати продукцію, або як до можливості виробничих сил досягти певного ефекту» [5, с. 9]. Виходячи з цього автори розглядають потенціал як «інтегральну оцінку поточних і майбутніх можливостей економічної системи трансформувати вхідні ресурси за допомогою притаманних їй персоналу підприємницьких здібностей в економічні блага, максимально задовольняючи в такий спосіб корпоративні та суспільні інтереси» [5, с.11].

Однією зі складових потенціалу підприємства є інноваційний потенціал.

Відносно визначення сутності поняття «інноваційний потенціал підприємства», так само як і понять «інновації» і «потенціал», не існує єдиної наукової думки.

Ілляшенко С.М. зазначає, що відносно інноваційної діяльності термін «потенціал» означає здатність і готовність будь-якої організації здійснювати реалізацію інноваційного процесу.

Кокурин Д.І. інноваційний потенціал трактує як сукупність матеріальних, фінансових, трудових, інфраструктурних, інтелектуальних, інформаційно-комунікаційних ресурсів підприємства для здійснення інноваційної діяльності.

Гайдук Л.А. під інноваційним потенціалом підприємства розуміє його стратегічну здатність до реалізації невикористаних можливостей виробничих, інтелектуальних та інформаційних ресурсів, необхідних для здійснення інноваційної діяльності підприємства.

Побережець О.В. визначає, що інноваційний потенціал підприємства характеризує його здатність здійснювати інноваційну діяльність з метою безперервного соціально-економічного розвитку та готовність впроваджувати таку діяльність в умовах динамічних ринкових змін.

Новікова І.В. [4] розглядає інноваційний потенціал підприємства як цілеорієнтовану комбінацію інноваційних ресурсів (кадрових, науково-технічних, виробничо-технологічних, фінансово-економічних) та каталізаторів (мотиваційного механізму, інноваційної культури підпри-

ємства, організаційно-управлінських елементів), які уможливають використання інноваційних ресурсів для досягнення мети інноваційної діяльності, підвищення рівня конкурентоспроможності і стратегічного успіху підприємства.

Кравченко М.О. уточнює, що інноваційний потенціал підприємства доцільно розглядати як сукупність окремих потенціалів, кожен з яких характеризує рівень готовності тієї чи іншої сфери підприємства до інноваційної діяльності.

На противагу іншим трактуванням, Чухрай Н.І. [2, с.13] інноваційний потенціал підприємства розглядає як здатність останнього створювати нову вартість через залучення всіх наявних матеріальних і нематеріальних активів (облікованих і необлікованих) з метою інноваційного розвитку підприємства.

Федулова Л.І. під інноваційним потенціалом розуміє міру готовності організації виконати завдання, що забезпечують досягнення поставленої інноваційної мети, а також міру готовності до реалізації проекту чи програми інноваційних стратегічних змін.

Отже, аналіз теоретико-методологічних підходів до визначення сутності інноваційного потенціалу підприємства дозволив визначити, що, незважаючи на те, що з 80-х років минулого сторіччя ця категорія була предметом обговорення як вітчизняних, так і зарубіжних авторів, однозначності у її трактуванні досі немає. Так, поняття «інноваційний потенціал підприємства» у науковій літературі розглядається у декількох аспектах, як:

сукупність (комбінація) різних видів ресурсів, необхідних для здійснення інноваційної діяльності підприємства;

здатність підприємства здійснювати інноваційну діяльність та створювати нову вартість;

сукупність різного роду можливостей, використання яких забезпечує інноваційний розвиток підприємства;

одна із складових потенціалу підприємства.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Наведені визначення та їх критичний аналіз дозволяють підсумувати, що при тлумаченні поняття «інноваційний потенціал підприємства» не існує єдиного наукового погляду. Сутність інноваційного потенціалу підприємства розглядається різними науковцями із застосуванням декількох підходів: ресурсного; ринкового; науково-технічного; з точки зору спроможності і можливості підприємства до інноваційної діяльності; через структуру його складових тощо. Отже, підтверджується те, що інноваційний потенціал підприємства є складною, багатоаспектною та багатофункціональною категорією, що обов'язково необхідно враховувати при його формуванні та використанні на промислових підприємствах.

Зважаючи на актуальність проблеми та проведений аналіз останніх досліджень і публікацій, авторами удосконалено визначення поняття «інноваційний потенціал підприємства».

Отже, інноваційний потенціал підприємства як економічна категорія представляє собою складову загального потенціалу підприємства і характеризує його здатність використовувати сукупність існуючих (явних і неявних) можливостей щодо застосування інтелектуальних, трудових, матеріальних, фінансових, техніко-технологічних, інформаційних та інших ресурсів в інноваційній діяльності та подальшому інноваційному розвитку з метою досягнення цілей функціонування підприємства та забезпечення зростання його ринкової вартості. Наведене визначення на відміну від існуючих забезпечує комплексний підхід до формування економічної категорії «інноваційний потенціал підприємства» та дозволяє системно підходити до його вивчення, що є напрямом подальших досліджень.

Список літератури

1. **Краснокутська Н.В.** Інноваційний менеджмент: навч. посіб. [для студ. вищ. навч. закл.] / Н.В. Краснокутська. – К.: КНЕУ, 2003. – 504 с.
2. **Чухрай Н.І.** Формування інноваційного потенціалу промислових підприємств на засадах маркетингу і логістики: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня д-ра екон. наук: спец. 08.06.01 «економіка, організ. і управл. підпр.» / Чухрай Наталія Іванівна. – Львів, 2003. – 45 с.
3. **Пашута М.Т.** Інновації: понятійно-термінологічний апарат, економічна сутність та шляхи стимулювання: навч. посіб. [для студ. вищ. навч. закл.] / М.Т. Пашута, О.М. Шкільнюк. – К.: Центр навчальної літератури, 2005. – 118 с.
4. **Новікова І.В.** Інноваційний потенціал підприємства: оцінка та фінансово-інвестиційне забезпечення розвитку (за матеріалами підприємств алмазно-інструментального виробництва України): Дис... канд. екон. наук: 08.06.01 / Новікова Ірина Володимирівна. – Київ, 2003. – 168 с.

5. Федонін О.С. Потенціал підприємства: формування та оцінка: навч. посіб. [для студ. вищ. навч. закл.] / О.С. Федонін, І.М. Рєпіна, О.І. Олексюк. – К.: КНЕУ, 2004. – 316 с.
Рукопись постуила в редакцію 22.03.12

УДК 657.005.935

О.М. БРАДУЛ, д-р екон. наук, проф. О.В. СВІТЛИЧНИЙ, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДОЛОГІЧНІ ОСНОВИ ВАРІАНТНОГО АНАЛІЗУ ЯК ДЖЕЛЕЛА ІНФОРМАЦІЙНО-АНАЛІТИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ МЕНЕДЖМЕНТУ КОРПОРАЦІЙ

У науковій статті досліджено методологічні основи варіантного аналізу, який побудовано на основі концептуального управлінського підходу щодо правил прийняття рішень відносно оптимізації системи виробництва продукції і отримання прибутку промисловими корпораціями.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В період розвитку і удосконалення форм та методів управління промисловими корпораціями в Україні, важливою функцією економічного аналізу стає постачання необхідної інформації, призначеної для прийняття управлінських рішень. Роль аналітичної інформації в системі управління зростає паралельно зі зростанням складності фінансового та внутрішньогосподарського (управлінського) обліку, стратегічного планування, маркетингу та інших засобів забезпечення господарської діяльності підприємств і організацій.

Досягнення визначальної (пріоритетної) мети фінансово-господарської діяльності промислових корпорацій є неможливим без вивчення і всебічного аналізу різноманітних альтернатив, що постійно виникають в управлінському процесі. Корпорація, менеджери якої вміють оперативніше та більш вдало оцінити кон'юнктуру ринку, визначити власні можливості і ресурси, спрогнозувати можливі наслідки розвитку подій, завжди мають пріоритет перед конкурентами і розвивається більш динамічно, ніж інші. Все це можливо досягти за допомогою системи методів та прийомів варіантного аналізу.

Аналіз досліджень та публікацій. Значна кількість даних внутрішньогосподарського (управлінського) обліку використовується в економічному аналізі. Мета внутрішньогосподарського (управлінського) обліку – забезпечити інформацією менеджерів, відповідальних за досягнення конкретних виробничих цілей [1, с.425]. Саме цей аспект необхідно враховувати в діяльності аналітичної служби промислових корпорацій.

Для того, щоб правильно і обґрунтовано приймати рішення в процесі управління, необхідно широко використовувати різноманітні джерела інформації. Економічний аналіз надає менеджерам корпорацій більш “концентровану” інформацію, ніж бухгалтерський облік. Дані про показники фінансово-господарської діяльності, що не згруповані, не оброблені і не систематизовані певним чином (в залежності від конкретних потреб), не можуть повною мірою застосовуватися як основа для прийняття рішень.

Економічний аналіз дозволяє не тільки виявляти, систематизувати і обробляти найбільш цінну облікову інформацію, але й створює власну інформацію, яка формується з допомогою комплексу спеціальних способів і прийомів.

Слід зауважити, що в зарубіжних країнах інтеграція різних наук і областей економічних знань відбувається значно швидшими темпами, ніж в Україні. В багатьох країнах набула розповсюдження концепція контролінгу, який являє собою функціонально відокремлений напрямок економічної роботи в корпорації, пов'язаний з реалізацією фінансово-економічної коментуючої функції в менеджменті для прийняття оперативних і стратегічних управлінських рішень [2, с.6]. Контролінг є синтезованим поєднанням досягнень різних наукових дисциплін: економічної теорії, аналізу господарської діяльності, бухгалтерського обліку, менеджменту, планування, кібернетики тощо. Основна мета контролінгу - орієнтація управлінського процесу на досягнення визначальної мети діяльності підприємства. Таким чином, можна зробити висновок, що визна-

чення мети контролінгу в цілому співпадає з метою внутрішньогосподарського (управлінського) обліку.

Зарубіжні автори значну увагу в практичному менеджменті приділяють варіантному аналізу (оцінці вибору оптимального варіанту з декількох можливих альтернатив). Зокрема відомі британські вчені М. Еддоус і Р. Стенсфілд вказують, що в теорії прийняття рішень існує послідовність етапів, які визначають підхід до прийняття управлінського рішення[3,с.81-82]:

Визначення мети рішення.

Визначення можливих варіантів вирішення проблеми.

Визначення можливих наслідків кожного рішення.

Оцінка кожного наслідку рішення.

Вибір оптимального рішення на основі визначальної мети.

Кожен етап прийняття управлінських рішень супроводжується участю багатьох менеджерів з різних бізнес-одиниць. Роль спеціалістів з економічного аналізу, як засвідчує досвід, в цьому процесі є визначальною.

Основним питанням, яке постає перед корпорацією в умовах жорсткого ринку, є визначення стратегічної мети діяльності. У сфері фінансів такою метою може бути максимізація прибутку. В зарубіжних країнах вже давно (приблизно з 50-х років минулого століття) у фінансовому менеджменті почали концентрувати увагу на прийнятті управлінських рішень відносно активів і пасивів так, щоб максимізувати прибутковість фірми. Як вказує американський фінансист Є.Брігхем, зосередження уваги на вирішенні прибутковості тривало до 90-х років, але масштабність цього аналізу поширилась та включила в себе[4,с.28].:

інфляцію та наслідки її впливу на прийняття ділових рішень
обмеження втручання держави (дерегулювання) в діяльність кредитно-фінансових установ
зростання масштабів використання комп'ютерів для науково-дослідних розробок, застосування інших електронних засобів

зростаючу можливість світових ринків і фінансових організацій.

Для промислових корпорацій максимізація прибутку є визначальною метою фінансово-господарської діяльності, з урахуванням тенденцій та альтернатив ринку, тому необхідним стає розробка гнучкої методологічної основи варіантного аналізу в управлінні їх діяльністю.

Постановка завдання. Метою наукової статті є дослідження методологічних основ варіантного аналізу в системі управління промисловими корпораціями. Для досягнення мети наукового дослідження необхідно вирішити наступні завдання:

визначити сутність варіантного аналізу;

дослідити можливі варіанти виробництва і реалізації продукції;

обґрунтувати можливі наслідки кожного з варіантів;

розробити методологічні основи варіантного аналізу;

визначити критерії оптимальності рішень та зробити відповідні висновки.

Викладення матеріалу та результати. Основними варіантами досягнення поставленої мети є альтернативні проекти отримання прибутку. Розглянемо можливі схеми отримання прибутку, які залежать, в першу чергу, від якості і ціни придбання сировини і матеріалів, від способу розрахунку з постачальником (за гроші або на давальницьких умовах) і від відпускних цін на виготовлену продукцію.

На наш погляд, раціональніше використовувати, під час аналізу, в якості як критерію оптимальності не величину прибутку, а маржинальний дохід (прибуток та постійні затрати). Такий підхід обумовлений незмінністю показника постійних затрат в будь-якому варіанті, що розглядається. З метою спрощення розрахунків всі затрати поділимо на дві частини: змінні затрати, до складу яких включається лише вартість сировини і основних матеріалів, і постійні затрати (всі інші статті затрат). На практиці до вартості сировини і матеріалів додаються транспортні затрати, які також мають змінний характер, а всі інші статті затрат можна віднести до умовно-постійних. Тому, в аналітичній моделі варіантного аналізу будуть враховуватися лише змінні затрати, дохід від реалізації та маржинальний дохід.

Розрахунок має проводитися для оцінки маржинального доходу, що припадає на одиницю виготовленої продукції при різних варіантах. Модель варіантного аналізу пропонується будувати за такою формулою

$$Д_{\text{м}} = Д_{\text{р}} - З_{\text{уз}}, \text{ де:} \quad (1)$$

де $Д_{\text{м}}$ - маржинальний дохід, що припадає на одиницю виробленої продукції, грн.; $Д_{\text{р}}$ - дохід від реалізації одиниці готової продукції, грн.; $З_{\text{уз}}$ - умовно-змінні затрати на виробництво одиниці продукції, грн.

Формула (1) представлена у загальному вигляді і потребує окремих уточнень. Вона може практично використовуватися у такому вигляді

$$Д_{\text{м}} = К * Ц_{\text{сер}} - З_{\text{уз}}, \text{ де:} \quad (2)$$

де $К$ - поправочний коефіцієнт, який враховує частку продукції, що передається у власність підприємства (за умов роботи на давальницькій сировині); $Ц_{\text{сер}}$ - середня відпускна ціна (грн./од).

Згідно формули (2) можна визначити основні варіанти отримання прибутку (маржинального доходу) при різних умовах виробництва і змінних затратах.

На промислових корпораціях можливі наступні варіанти виробництва продукції:

Сировина і матеріали купуються на вітчизняному ринку за власні кошти, їх реалізація здійснюється в Україні. При цьому варіанті корпорація має повністю забезпечувати оборотними коштами змінні затрати. Поправочний коефіцієнт $К$ дорівнює одиниці, оскільки вся виготовлена продукція залишається на підприємстві.

Сировина і матеріали отримуються на давальницьких умовах від вітчизняних замовників для виробництва продукції. Корпорація отримує при цьому у вигляді оплати близько 27 % виробленої на давальницькій сировині продукції, яка потім реалізується на внутрішньому ринку. При цьому варіанті умовно-змінні затрати дорівнюють нулю, а поправочний коефіцієнт $К$ дорівнює 0.27.

Сировина і матеріали отримуються від зарубіжних постачальників за грошові кошти і продукція реалізується за кордон замовнику. При цьому $К=1$.

На основі розглянутих базових варіантів можуть бути побудовані інші (комбіновані) схеми виробництва продукції: придбання ресурсів в Україні і відвантаження готової продукції за кордон (варіант № 4); придбання за кордоном і реалізація в Україні (варіант № 5); отримання від іноземних постачальників на давальницьких умовах з подальшим відвантаженням їм (варіант № 6) та інші.

Для здійснення варіантного аналізу доцільно побудувати аналітичну таблицю (табл. 1), в якій взято умовні дані для порівняння існуючих альтернатив.

Таблиця 1

Порівняння варіантів виробництва і реалізації продукції.

Варіанти виробництва і реалізації продукції	Змінні затрати, грн./од.	Відпускна ціна грн./од.	Поправочний коеф. $К$	Марж. дохід грн./од.
Придбання ресурсів за власні кошти в Україні і реалізація на внутрішньому ринку	4,25	5,08	1	0,83
Отримання ресурсів на давальницьких умовах з оплатою у вигляді частини продукції (27%)	-	5,08	0,27	1,37
Придбання ресурсів за кордоном і реалізація готової продукції за кордон	3,47	4,56	1	1,09
Придбання ресурсів в Україні і відправка продукції за кордон	4,25	4,56	1	0,31
Придбання ресурсів за кордоном і реалізація продукції в Україні	3,47	5,08	1	1,61
Отримання ресурсів від іноземних постачальників на давальницьких умовах	-	4,56	0,27	1,23

Аналізуючи дані табл. 1 можна визначити, що найбільш вигідним є варіант 5 - придбання ресурсів за кордоном і реалізації продукції в Україні (рис.1).

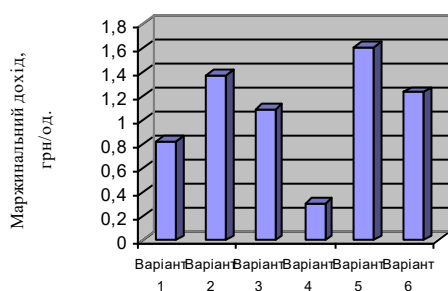


Рис. 1. Порівняння варіантів виробництва і реалізації продукції

В цьому випадку маржинальний дохід становить 1.61 грн./од. Така ситуація виникає внаслідок більш низьких цін на ресурси за кордоном і вищих цін на продукцію, що діють в Україні.

Вигідним для корпорації є також варіант отримання ресурсів на давальницьких умовах від вітчизняного замовника і реалізації на внутрішньому ринку належної підприємству частки продукції (27 %).

У цьому випадку маржинальний дохід становитиме 1,37 грн./од.

Серед варіантів практично всі дозволяють отримати прибуток. Найменш привабливим виглядає придбання ресурсів в Україні і відправка продукції за кордон. Оскільки для покриття постійних затрат необхідно приблизно 0,28 грн./од., то для формування прибутку підприємства залишається лише 0,03 грн./од. Це занадто низький показник, який при умові зростання вартості ресурсів, чи зменшення відпускних цін, може призвести до збитків.

Слід зауважити, що система аналізу варіантів виробництва і реалізації продукції повинна швидко реагувати на всі зміни, що стосуються складових частин формули (2). В практичній діяльності не слід покладатися на інформацію, яка є актуальною на конкретну дату чи момент часу. Тому, для визначення привабливості різних варіантів виробництва і реалізації продукції на майбутнє потрібно визначити інтервал можливих змін кожного показника моделі. Це можна зробити з допомогою експертних методів (опитування і анкетування провідних спеціалістів з проблем технології і організації виробництва).

Для того, щоб визначити максимальний і мінімальний можливий рівень маржинального доходу на одиницю продукції при різних варіантах, необхідно зробити спеціальний розрахунок (табл. 2).

Вибір оптимального варіанту в умовах існування фактора невизначеності, коли невідомо, як саме зміняться тарифи, ціни на паливо чи умови контрактів, значно ускладнюється. У вітчизняній практиці вихід з подібних ситуацій звичайно знаходять інтуїтивними методами, не проводячи відповідних розрахунків.

Прийняття рішення про визначення оптимального варіанту для будь-якої промислової корпорації повинно ґрунтуватися на основі концептуального управлінського підходу щодо правил прийняття рішення. В зарубіжній практиці широкого розповсюдження набули такі правила прийняття рішення:

- максимаксне рішення – максимізація максимуму доходів;
- максимінне рішення – максимізація мінімуму доходів;
- мінімаксне рішення – мінімізація максимуму можливих витрат.

Таблиця 2

Мінімальні і максимальні очікувані значення показників, що характеризують варіанти виробництва і реалізації продукції

Варіанти	Змінні затрати, грн/од.		Відпускна ціна, грн/од.		Поправочний коефіцієнт К.		Маржинальний дохід, грн/од.	
	min	max	min	max	min	max	min	Max
Варіант 1	4,00	4,50	5,05	5,20	1,00	1,00	0,55	1,20
Варіант 2	-	-	5,05	5,20	0,23	0,28	1,16	1,46
Варіант 3	3,40	3,90	4,40	4,70	1,00	1,00	0,50	1,30
Варіант 4	4,00	4,50	4,40	4,70	1,00	1,00	-0,10	0,70
Варіант 5	3,40	3,90	5,05	5,20	1,00	1,00	1,15	1,80
Варіант 6	-	-	4,40	4,70	0,23	0,28	1,01	1,32

Кожне з наведених правил вибирається враховуючи ринкову політику корпорації, відношення до фінансового і виробничого ризику, принципи управління, маркетингову стратегію

тощо. Найбільш ризикованим вважається максимаксне рішення, яке ігнорує можливі затрати, сподіваючись отримати максимальний дохід, а найбільш обережним – правило максиміна.

Розглянемо застосування різних правил прийняття рішення для визначення оптимального варіанту виробництва і реалізації продукції.

За правилом максимаксного рішення найбільш привабливим виглядає варіант 5: придбання ресурсів за кордоном і реалізація продукції в Україні. Цей підхід забезпечує максимально можливий маржинальний дохід - 1,80 грн/од. Але, імовірність того, що одночасно покупні ціни на продукцію в Україні зростуть, а ціни на ресурси за кордоном зменшаться, не може вважатися великою - занадто багато факторів впливають на різні аспекти ринку покупців, та ринку продавців.

За правилом максимінного рішення слід вибирати варіант, який гарантує отримання найбільшого з мінімальних рівнів маржинального доходу. В цьому випадку оптимальним може вважатися варіант 2: отримання ресурсів на давальницьких умовах з оплатою у вигляді частини виробленої продукції, що залишається у власності корпорації. При цьому варіанті маржинальний дохід не буде меншим, ніж 1.16 грн/од. Дуже наближене значення має також варіант придбання ресурсів за кордоном і реалізації продукції в Україні – 1.15 грн/од.

Розглядаючи мінімаксне правило прийняття рішення, слід вказати, що його використовувати в даному випадку недоцільно. Мінімаксний підхід спрямований на визначення доходів, що були втрачені в результаті прийняття неправильного рішення. Це правило не може бути застосовано для аналізу варіантів виробництва і реалізації продукції, оскільки основна увага звертається не на маржинальний дохід, а на втрачені можливості.

Для визначення компромісного рішення між обережним правилом максиміна і ризикованим правилом максимакса може бути використаний критерій Гурвіца (Hurwicz criterion). При його використанні, так само, розглядаються мінімальні і максимальні значення маржинального доходу на одиницю виготовленої продукції для кожного варіанту як у табл. 2, але для кожного результату вказується відносна вага (табл. 3).

Якщо менеджери корпорації більш схильються до обережного підходу, то відносна вага для мінімального маржинального доходу буде більшою, ніж для максимального, і навпаки. Для прикладу розглянемо ситуацію, коли відносна вага мінімального і максимального маржинального доходу встановлена 0.6 і 0.4 відповідно.

За критерієм Гурвіца, оптимальним вважається варіант 5. Отже, проведений аналіз підтверджує, що найбільш прийнятним для підприємства є виробництво на сировині і матеріалах, придбаних за кордоном, і реалізація її в Україні. Але, слід врахувати, що зазначений методологічний підхід варіантного аналізу за інших умов може надати інші результати.

Таблиця 3.

Використання критерію Гурвіца для вибору оптимального варіанту виробництва і реалізації продукції

Варіанти	Маржинальний дохід		Відносна вага		Результат
	min	max	0.6	0.4	
Варіант 1	0,55	1,20	0,33	0,48	0,81
Варіант 2	1,16	1,46	0,70	0,58	1,28
Варіант 3	0,50	1,30	0,30	0,52	0,82
Варіант 4	-0,10	0,70	-0,06	0,28	0,22
Варіант 5	1,15	1,80	0,69	0,72	1,41
Варіант 6	1,01	1,32	0,61	0,53	1,14

Висновки та напрямок подальших досліджень. На основі проведеного дослідження можна зробити наступні висновки:

у вітчизняній практиці управління промисловими корпораціями недостатня увага приділяється варіантному аналізу (вибору оптимального варіанту з декількох можливих альтернатив), який сприяє прийняттю науково обґрунтованих управлінських рішень, зменшенню затрат і зростанню прибутковості діяльності;

для промислових корпорацій України існує декілька альтернативних схем виробництва і реалізації продукції, пов'язаних з різною величиною змінних затрат на виробництво і, відповідно, маржинального доходу. Аналіз показує, що найбільш вигідними для роботи є варіант з

використанням імпортованих ресурсів і реалізацією продукції в межах України, а також виробництво з давальницької сировини і матеріалів (може бути іншим в залежності від умов виробництва і галузі промисловості);

визначення найбільш привабливих варіантів виробництва і реалізації продукції пропонується здійснювати на основі максимаксного і максимінного правил прийняття рішень, а узгодження цих підходів доцільно проводити за допомогою критерію Гурвіца.

Список літератури

1. Нидлз Б., Андерсен Х., Колдуэлл Д. Принципы бухгалтерского учета: Пер. с англ./ Под ред. Я.В. Соколова - 2-е изд., стереотип. – М.: Финансы и статистика, 1997. -496с.
2. **Контролинг** как инструмент управления предприятием / Е.А. Ананькина, С.В. Данилочкин, Н.Г. Данилочкина и др.; Под ред. Н.Г. Данилочкиной. – М.: Аудит, ЮНИТИ, 1998.-279 с.
3. Эддоус М., Стэнсфилд Р. Методы принятия решений / Пер. с англ. Под ред. И.И. Елисеевой. – Аудит, ЮНИТИ, 1997. – 590 с.
4. Брігхем Є. Основи фінансового менеджменту: Пер. з англ. –Київ: Молодь, 1997 –1000с.
5. **Сопко В.В. Сопко О.В.** Управлінський (внутрішньогосподарський) облік (контролінг). – Навчальний посібник: НАУ. –К.; 2001. 78с.

Рукопись поступила в редакцию 28.03.12

УДК 553. 003. 12

Н.Н. КЛИМОВСКИЙ ООО «Майнинг Инжиниринг Центр»

О ПРЕДЕЛЬНЫХ СРОКАХ ДИНАМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Рассмотрены вопросы обоснования оптимальной величины периода отработки запасов, при котором обеспечивается достаточная достоверность расчетов. Даны рекомендации по предельным периодам динамической оценки для разных норм дисконта.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время методы геолого-экономической оценки месторождений, а также выбора вариантов развития производства на действующих и проектируемых горнодобывающих предприятиях основаны на учете стоимости денег во времени. Приведение капитальных инвестиций, эксплуатационных расходов и денежных потоков к одному периоду времени осуществляется с помощью дисконтирования. При этом к ключевым проблемам технико-экономических расчетов относятся принятие решения по определению продолжительности расчетного периода дисконтирования и установление размера ставки (нормы) дисконта.

Анализ исследований и публикаций. По состоянию на сегодняшний день геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых выполняется в соответствии с Положением о порядке разработки и обосновании кондиций на минеральное сырье для подсчета запасов твердых полезных ископаемых [1]. В частности, в пункте 7.1. «Разработка экономического обоснования кондиций», сказано, что разработку экономического обоснования кондиций необходимо осуществлять в соответствии с общепринятыми в мировой практике принципами оценивания инвестиционных проектов, в том числе:

эффективность промышленной разработки определяется для всего цикла производственной деятельности горнодобывающего предприятия - от момента оценки вплоть до его ликвидации. Данное обстоятельство свидетельствует о том, что период оценки месторождения может варьироваться от нескольких лет до нескольких десятилетий.

Однако, нормами технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых [2], в зависимости от горнотехнических, горно-геологических и других эксплуатационных условий выделено несколько более четких расчетных временных периодов для выполнения динамической оценки месторождений.

В параграфе 6.1.6 установлено, что «выделяется расчетный период работы карьера с продолжительностью от момента достижения проектной производительности по основному полезному ископаемому около (5-7) лет для того, чтобы продолжительность периода существования

карьера (с начала строительства и до конца расчетного периода), который охвачен детализированными проектными решениями, не превышала (12-15) лет».

В параграфе 6.1.7 указывается, что в конкретных случаях, по согласованию с заказчиком, продолжительность расчетного периода может уточняться с учетом сроков ожидаемого увеличения годовых объемов вскрышных работ, перехода на другую технологическую схему разработки и других обстоятельств. Существенное увеличение продолжительности расчетного периода считается нецелесообразным из-за относительно невысокой вероятности оценки горнотехнических и технико-экономических показателей работы карьера».

В параграфе 6.1.9 следует рекомендация, согласно которой «продолжительность расчетного периода с учетом опыта проектирования и эксплуатации проектирования принимается (8-10) лет».

При определении проектных границ и предельной глубины карьера (п. 6.4.3) указано, что «во время проектирования в случае обеспеченности карьера запасами полезных ископаемых на длительный период эксплуатации следует определять рациональность выделения промежуточных контуров карьера с запасами, обеспечивающими работы на протяжении первых (15-20) лет при наиболее благоприятных условиях разработки (меньшем коэффициенте вскрыши, меньшем расстоянии откатки)».

Расчетный период при выборе вида транспорта по периодам отработки карьера (п. 6.16.5) в нормах рекомендуется принимать «для новых карьеров годовой производительностью по горной массе более 40 млн т равным (15-20) годам, меньшей - (10-15) годам; для реконструируемых карьеров - соответственно (7-10) и (5-7) годам».

В других отечественных и зарубежных методических разработках [3,4,5] о нормировании конкретных сроков дисконтирования показателей не упоминается. Обычно в расчетах этот период не превышает 15 лет. Зато весьма детально, по месяцам или кварталам определяются показатели первых одного-двух лет жизненного цикла того или иного предприятия.

В то же время возможны варианты, существенно отличающиеся сроками строительства и ввода производственных мощностей, величинами отработки запасов полезного ископаемого на отдельных этапах и за весь период, а также другими конкретными условиями.

Постановка задачи. Для обеспечения надежности результатов расчетов при динамической оценке необходимо обоснование оптимальной величины периода отработки запасов, при котором обеспечивается достаточная достоверность расчетов. Решение этой задачи должно быть одинаково справедливым для вариантов и с близкими, и с контрастными уровнями показателей запасов, затрат и денежных потоков на разных этапах развития предприятий. При этом необходимо также установить возможное влияние ставки дисконта.

Изложение материала и результаты. Для решения поставленной задачи предложено рассмотрение условного примера строительства и эксплуатации горнодобывающего предприятия с годовой проектной мощностью по добыче сырой железной руды 30 млн т и периодом оценки 100 лет.

Динамика добычи руды и производства концентрата иллюстрируется на рис. 1.

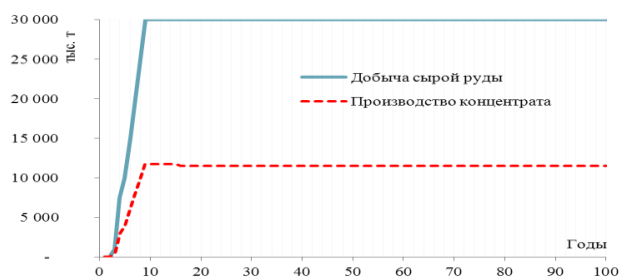


Рис. 1. Динамика добычи руды и производства концентрата

Суммарные капитальные инвестиции на строительство и поддержание мощности горнодобывающего предприятия на протяжении полного периода оценки определены в размере 17,05 млрд грн. Характеристика их освоения в динамике представлена на

рис. 2.

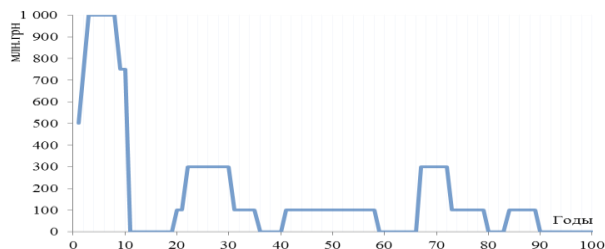


Рис. 2. Динамика капитальных инвестиций на протяжении периода оценки

Исходя из рассчитанных объемов добычи руды, капитальных инвестиций, заданной цены концентрата определены стоимость товарной продукции и эксплуатационные расходы на ее производство и реали-

зацию. Указанных показателей и амортизации достаточно, чтобы рассчитать все необходимые показатели динамической оценки.

Расчеты выполнены для периодов отработки запасов 10, 20...90, 100 лет (через каждое десятилетие). Каждый из них мог бы служить своеобразным вариантом отработки месторождения, но очевидно, что при данных условиях лучшие показатели будут иметь место при максимальном сроке эксплуатации.

Результаты расчетов основных технико-экономических показателей представлены в табл. 1.

Таблица 1

Основные технико-экономические показатели при разной продолжительности освоения месторождения

Наименование показателей	Показатели за период отработки запасов, лет				
	10	20	...	90	100
Производительность по добыче и переработке руды, тыс. т: за весь период	138500	438500	...	2538500	2838500
в среднем за год	13850	21925	...	28206	28385
Производство концентрата, тыс. т	54635	170853	...	975996	1091016
Содержание железа в руде, %: общего	34,39	33,78	...	33,13	33,12
магнетитового	24,69	24,39	...	24,07	24,06
Содержание железа в концентрате, %	67,50	67,50	...	67,50	67,50
Выход концентрата, %	36,14	35,70	...	35,23	35,22
Извлечение железа в концентрат, %	70,95	71,34	...	71,76	71,77
Влажность, %: руды	1,50	1,50	...	1,50	1,50
концентрата	9,75	9,75	...	9,75	9,75
Капитальные инвестиции, млн грн	8 750	8 850	...	17 050	17 050
Полная себестоимость 1 т товарного концентрата, грн	500,00	500,00	...	500,00	500,00
Суммарные эксплуатационные затраты на производство и реализацию товарной продукции, млн грн	27317	85427	...	487998	545508
Цена 1 т концентрата, грн	700,00	700,00	...	700,00	700,00
Стоимость товарной продукции, млн грн	38244	119597	...	683197	763711
Валовая прибыль, млн грн	10927	34171	...	195199	218203
Чистый денежный поток, млн грн	10470	32716	...	180540	200325
чистая прибыль при налоге на прибыль 16%, млн грн	9179	28703	...	163967	183291
амортизационные отчисления, млн грн	1292	4013	...	16573	17034
Ставка (норма) дисконта, %	7,75	7,75	...	7,75	7,75
Дисконтированные капитальные инвестиции, млн грн	6315	6339	...	6900	6900
Дисконтированный чистый денежный поток, млн грн	6363	14102	...	20785	20803
Дисконтированная чистая прибыль, млн грн	5576	12357	...	18362	18379
Потоковый эффект, млн грн	1720	23866	...	163490	183275
Дисконтированный потоковый эффект (NPV), млн грн	48	7763	...	13885	13903
Срок окупаемости первоначальных капитальных инвестиций, лет	8,91	8,91	...	8,91	8,91
Внутренняя норма прибыльности (IRR), %	8,08	24,28	...	25,05	25,05

На рис. 3-5 наглядно показано, что при дисконтировании затрат и денежных потоков, в данном случае - прибыли, длительные сроки расчетов дисконтируемых показателей не требуются.

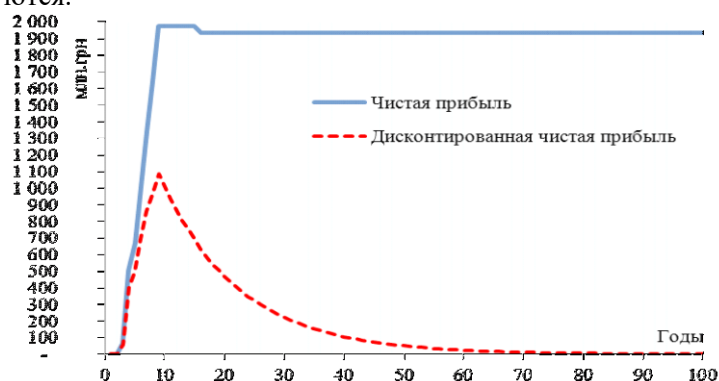


Рис. 3. Влияние дисконтирования на изменение чистой прибыли при дисконте 7,75%

Данные рис. 3 свидетельствуют, что при использовании нормы дисконта на уровне учетной ставки НБУ (7,75 %) линия чистой прибыли графически становится близкой к нулевой горизонтальной линии оси после примерно 50 лет эксплуатации месторождения; при дисконте 10,5% - после 45 лет (рис. 4); при

дисконте 15,0% - до 35 лет (рис. 5). В последующие годы практически прямая линия проходит по нулевой оси.

На основании выполненных расчетов составлены графики изменения чистой прибыли при разных значениях нормы дисконта (рис. 3-5).

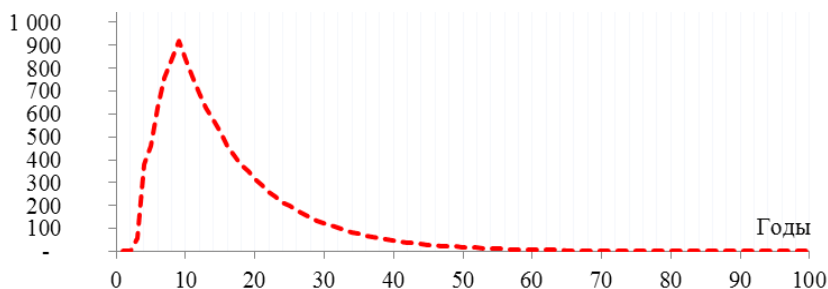


Рис. 4. Влияние дисконтирования на изменение чистой прибыли при дисконте 10,0%

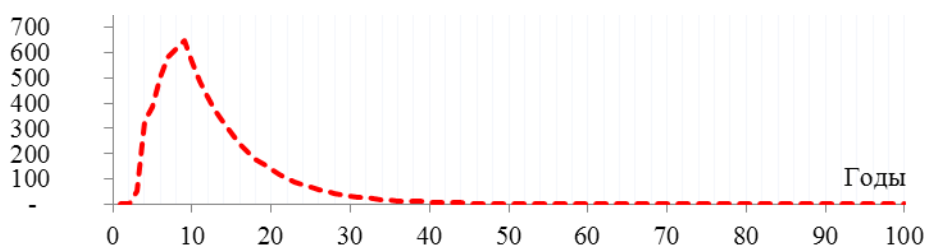


Рис. 5. Влияние дисконтирования на изменение чистой прибыли при дисконте 15,0%

Сравнение показателей чистой прибыли за разные периоды отработки месторождения без дисконтирования и при нормах дисконта 7,75 и 15,0% проведено на рис. 6.

Из рис. 6 очевидно, что, несмотря на существенные различия в сроках отработки запасов показатели чистой прибыли, а, следовательно, и чистых денежных потоков являются равными и неизменными: при норме дисконта 15% - в период после 25...30 лет; при норме дисконта 7,75% - в период после 30...35 лет.

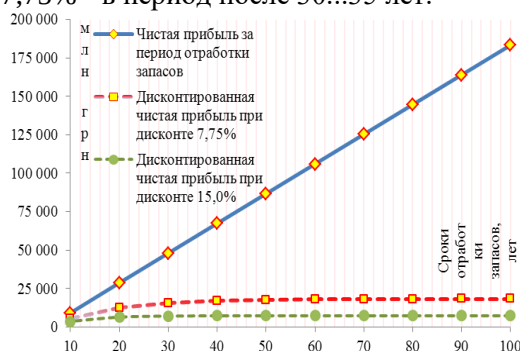


Рис. 6. Влияние ставки дисконта на величину чистой прибыли

ставка (норма) дисконта, %
предельный срок дисконтирования, лет

ставка (норма) дисконта, %	5,0	7,5	10,0	12,5	15,0
предельный срок дисконтирования, лет	40.45	30...35	30...35	25...30	25...30

На основании дополнительных расчетов ниже представлена шкала значений норм дисконта и рекомендуемых предельных сроков дисконтирования

оцениваемых показателей инвестиционных проектов:

Важным моментом при выполнении инвестиционных проектов является также установление размера ставки (нормы) дисконта. Норма дисконта может повлиять, прежде всего, на выбор лучшего варианта развития предприятия.

Для ее выбора на практике применяются следующие основные методы:

- метод, основанный на применении учетной ставки Национального банка Украины;
- метод средневзвешенной стоимости капитала [6];
- метод, основанный на модели оценки капитальных активов.

Первый из указанных методов подлежит обязательному применению при геолого-экономической оценке месторождений Украины [1, 7].

Метод средневзвешенной стоимости капитала предприятия может использоваться в инвестиционных проектах, бизнес-планах. При этом норму дисконта определяют рыночные стоимости заемного, акционерного и собственного капитала предприятия. Этот метод приемлем для непродолжительных проектов и для проектов, которые реализуются на действующих предприятиях и соответствуют структуре капитала предприятия.

Метод, основанный на модели оценки капитальных активов, учитывает в норме дисконта инвестиции без рисков, а также риски проектов (за исключением инновационных). При определении нормы дисконта возможны субъективные оценки отдельных параметров, например, при помощи экспертных оценок. Общим для методов определения и применения ставок дисконта является стремление учесть в норме дисконта риск инвестиционных проектов.

В реальной практике технико-экономических расчетов норма дисконта задается разработчику заказчиком инвестиционного проекта. При геолого-экономической оценке обязательно применение нормы дисконта, на уровне действующей на момент расчетов учетной ставки НБУ. Независимо от нормы дисконта эффективность оцениваемых проектов и степень допустимых рисков отразятся в одном из важнейших показателей - внутренней норме прибыльности (IRR).

Выводы и направление дальнейших исследований. Рассмотрены вопросы обоснования оптимальной величины периода отработки запасов, при которой обеспечивается достаточная достоверность расчетов по дисконтированию показателей геолого-экономической оценки месторождений и разработки инвестиционных проектов.

Установлено, что, несмотря на существенные различия в сроках отработки запасов, показатели дисконтированной чистой прибыли и чистых денежных потоков не подлежат значительным изменениям после достижения определенного периода оценки. Предельными периодами дисконтирования показателей при динамической оценке рекомендуются:

при норме дисконта	12,0...15,0 %	- период до 25...30 лет;
при норме дисконта	7,5...10,0 %	- период до 30...35 лет;
при норме дисконта	5,0 %	- период до 40...45 лет.

Список литературы

1. Положение о порядке разработки и обосновании кондиций на минеральное сырье для подсчета запасов твердых полезных ископаемых в недрах. Утверждено приказом Государственной комиссии Украины по запасам полезных ископаемых при Министерстве охраны окружающей природной среды Украины от 07.12.05 г. № 300. Зарегистрировано в Министерстве юстиции Украины 25.01.06 г. за № 65/11939.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. Раздел 8. Техничко-економічна оцінка і показники, 2007.
3. М.Х. Пешкова. Экономическая оценка горных проектов. Изд-во МГУ. М. 2003
4. И.И. Мазур, В.Д. Шапиро, Н.Г. Ольдерогге. Управление проектами. Учебное пособие. Изд-во «Омега-Л». М. 2006.
5. В.В. Шеремет и др. Управление инвестициями. М. Высшая школа. 1998.
6. О.В. Чилий. Обґрунтування норми дисконту в оцінці інвестиційних проектів. «Фінанси України», № 8. 2001
7. Методика определения стоимости запасов и ресурсов полезных ископаемых месторождения или участка недр, предоставляемых в пользование. Утверждена Постановлением Кабинета Министров Украины от 25.08.04 г. № 1117.

Рукопись поступила в редакцию 02.03.12

УДК 553.042:551.031: 658

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф., О.В. РОМАНЕНКО, д-р техн. наук,
Б.Т. ДРАГУН, Є.М. НІКОЛЕНКО, Л.І. ЛАНЦЕТОВА,
А.А. КІТОВ (ДП «ДПІ «Кривбаспроект»)

ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПОСТІЙНИХ КОНДИЦІЙ ШИМАНІВСЬКОГО РОДОВИЩА

Наведено основні питання техніко-економічного обґрунтування параметрів постійних кондицій для підрахунку запасів магнетитових кварцитів нового підприємства на базі Шиманівського родовища.

Проблема та зв'язок з науковими та практичними задачами. Україна на даний момент входить до десятки світових лідерів з видобутку залізної руди, рівень освоєння виробничих потужностей на підприємствах залізничної галузі складає близько 90...100%, а на деяких - пере-

вищує проектні показники. Усього розвідано запасів понад 80 родовищ, і більшість із них (щонайменше 30 родовищ, із 70% запасів) сконцентровано у Криворізькому залізорудному басейні. Переважна кількість з них інтенсивно експлуатуються тривалий час. Видобуток руди підземним способом ведеться на глибині понад 1200 м, а глибина кар'єрів перевищує 400 м. Тому, як ніколи раніше, виникає необхідність в розробці та реалізації нових напрямків підтримання сировинної бази. Так, розробка та впровадження комбінованих відкрито-підземних систем для відпрацювання запасів за контурами кар'єрів, введення в експлуатацію менш відпрацьованих, і розвіданих родовищ є одними з найбільш перспективних напрямів подальшого розвитку.

Актуальність проблеми раціонального використання мінерально-сировинного потенціалу надр Шиманівського родовища визначається тими обставинами, що видобуток і переробка залізної руди являє собою один із найважливіших факторів формування бюджету міста та країни. Тобто, раціональне використання ресурсів Шиманівського родовища згодом внесе свій вклад у формування благополуччя населення Кривбасу, а використання сучасних механізмів регулювання та освоєння мінерально-сировинної бази підвищить конкурентоздатність підприємства і галузі в цілому.

Аналіз досліджень та публікацій. Питання регулювання процесу надрокористування у Кривому Розі були розглянуті неодноразово, і з різних точок зору. Загальний висновок можна сформулювати таким чином - постійно зростаючий попит на залізорудну сировину на ринку спонукає виробників до більш інтенсивного використання діючих та розробки нових родовищ.

Відпрацювання кращих родовищ, з одного боку, дозволяє підприємствам отримувати додатковий прибуток, але, з іншого боку, примушує до розробки менш продуктивних ділянок (з меншим вмістом заліза) у зв'язку зі зменшенням запасів на кращих родовищах.

Інститутом «Кривбаспроект» розроблено широкий спектр проектів для гірничорудних підприємств і промислових об'єктів в Україні, Росії, Казахстані, Білорусії. Серед них:

шахти Гвардійська, ім. Леніна, Ювілейна, ім. Фрунзе, ім. Орджонікідзе, ім. Артема;

гірничозбагачувальні комбінати: Інгuleцький, Центральний, Криворізький комбінат окислених руд.

В останні роки виконано роботи з геолого-економічної оцінки та техніко-економічного обґрунтування параметрів кондицій Носачівського ГЗК, Вільногорського ГМК, шахти ім. Орджонікідзе та Артемівського родовища ПАТ «Центральний ГЗК», рудника ім. Кірова тощо.

Однією з таких ділянок розглядається Шиманівське родовище магнетитових кварцитів у Кривому Розі. Доцільність його експлуатації, залежить від вибору раціонального варіанту відпрацювання його запасів.

Родовище розташоване в південній частині Криворізького басейну. Основними корисними копалинами є магнетитові залізисті кварцити I, II і IV залізистих горизонтів Саксаганської свити.

Основним різновидом магнетитових залізистих кварцитів є силікат-магнетитовий з масовою часткою заліза магнетитового 16% і більше. Ці кварцити складають центральні частини рудних покладів і становлять 70-77 % від усіх розвіданих запасів.

Згідно технологічним випробуванням у роботі з дослідження речового складу і збагачувальності залізистих кварцитів Шиманівської ділянки, яка виконана інститутом «Механобрчормет» у 1984 р., магнетитові залізисті кварцити родовища відносяться до важко-подрібнюваних, середньо- і легко збагачуваних.

За схемою збагачення, прийнятою на НКГЗК, з цих кварцитів можливе виробництво концентрату з масовою часткою заліза 66,0 % при виході концентрату 29%, вилученні загального заліза у концентрат близько 60 %.

Постановка задачі. Задачею дослідження є визначення найбільш раціонального способу використання усіх мінеральних різновидів залізорудної сировини Шиманівського родовища. Розрахунки повинні базуватися на сучасних методах техніко-економічної оцінки варіантів відпрацювання запасів родовища та вибору кращого з них.

Викладення матеріалу та результатів. В результаті передпроектних розробок параметрів кондицій Шиманівського родовища, виконаних ДП ДПІ «Кривбаспроект», було виявлено, що природні властивості магнетитових кварцитів в даному випадку зумовлюють прийнятну металургійну цінність концентрату, що має вироблятися з них. Вміст заліза в концентраті Шиманів-

ського ГЗК складатиме 66%, що на 1,7 пункти перевищує середній показник в товарній залізній руді України (64,3%).

Враховуючи характер залягання рудного тіла, розробка запасів Шиманівського родовища розглядається відкритим і підземним способами. Економічна оцінка доцільності видобутку магнетитових кварцитів здійснена на розвіданих запасах, за чотирма варіантами бортового вмісту заліза магнетитового $Fe_{\text{магн}}$ у межах 8%-14%:

Основні технологічні показники відпрацювання запасів магнетитових кварцитів Шиманівського родовища наведені у табл. 1.

Таблиця 1

Технологічні показники відпрацювання запасів магнетитових кварцитів Шиманівського родовища				
Найменування показника	Бортовий вміст заліза магнетитового, %			
	8	10	12	14
Відкритий спосіб (кар'єр)				
Балансові запаси, млн. т	436	413	395	367
Річний видобуток магнетитових кварцитів, млн т	10	10	10	10
Вміст заліза у видобутих магнетитових кварцитах, %				
загального	31,37	31,65	31,94	32,24
магнетитового	18,18	19,02	19,82	20,48
Підземний спосіб (шахта)				
Балансові запаси, млн т	83	80	74	69
Річний видобуток магнетитових кварцитів, млн т	4	4	4	4
Вміст заліза у видобутих магнетитових кварцитах, %:				
загального	30,85	31,18	31,5	32,01
магнетитового	17,67	18,19	19,54	20,36

Родовище розробляється комбінованим способом (відкритим і підземним), поверхневі та підземні об'єкти вводяться в експлуатацію в різний час.

Термін виходу кар'єру на проектну виробничу потужність 10 млн т сирової руди на рік становитиме чотири роки. На перший рік діяльності виконуватимуться лише гірничо-капітальні роботи. На другий, разом із гірничо-капітальними роботами видобуватиметься 1 млн т руди, що підлягає складуванню. На третій рік експлуатації кар'єру почнуть працювати ділянка дроблення і доставки руди з кар'єру, конвеєрний тракт і об'єкти дробильно-збагачувального комплексу. Разом із видобутою рудою на конвеєр потрапляє і раніше заскладована руда.

Ділянка доставки шахтної руди вводиться в експлуатацію за вісім років, до завершення видобутку у кар'єрі.

Конвеєрним трактом здійснюється транспортування магнетитових кварцитів від ділянок дроблення і доставки руди з кар'єру та доставки шахтної руди до дробильно-збагачувального комплексу.

Дробильно-збагачувальний комплекс приймає на переробку видобуту руду, починаючи з третього року експлуатації кар'єру. При цьому введення устаткування в експлуатацію здійснюється поетапно відповідно до кількості руди, що доставляється на переробку.

При відпрацюванні запасів частини Шиманівського родовища підземним способом, в зону зрушення потрапляє відвал пустих порід. Частина відвалу, яка також потрапляє і в проектний контур кар'єру, буде перевантажена на спроектований відвал пустих порід Шиманівського кар'єру.

Відпрацювання горизонтів здійснюватиметься переважно поперечними заходками по всій ширині рудного поля. При відпрацюванні Шиманівського родовища відкритим способом транспортування розкривних порід виконується у зовнішній відвал, що розташований в 2 км від кар'єру на захід, а також у внутрішній відвал у відпрацьованому просторі кар'єру. Термін виконання гірничо-капітальних робіт становитиме чотири роки.

Відпрацювання запасів магнетитових кварцитів підземним способом передбачається при згасанні відкритих гірничих робіт і, як наслідок, зменшення видобутку рудної маси.

Річна продуктивність кар'єру за гірничими можливостями визначалася з середньої рудної площі і можливого річного пониження гірничих робіт, т/рік

$$Q_p = h_r S_p \frac{1-\eta}{1-p}, \quad (1)$$

де h_r - річне пониження гірничих робіт, м; S_p - середня площа корисної копалини в межах кар'єру, м²; γ - насипна вага руди, т/м³; η - розмір втрат руди, долі од.; ρ - розмір засмічення, долі од.

Швидкість пониження гірничих робіт прийнята по аналогії з кар'єрами Криворізького басейну і складає 5-8 м. Середня рудна площа в межах кар'єру складає 460 тис. м². Розрахована максимальна продуктивність кар'єру з сирової руди становить 12,5 млн т/рік.

Для подальших розрахунків прийнята продуктивність кар'єру з корисної копалини на рівні 10 млн т/рік.

Максимально можлива річна продуктивність шахти по видобутку магнетитових кварцитів визначена за гірничими можливостями згідно з нормами технологічного проектування. Прийнята до проектування річна продуктивність складає 4,0 млн т.

Для визначення виходу концентрату виведено і використано формулу залежності коефіцієнту захвату K_z від співвідношення вмісту заліза загального до заліза магнетитового в руді (величина достовірності апроксимації - 92%), частка одиниці

$$K_z = 0,0858 \frac{\alpha_{\text{заг}}}{\alpha_{\text{магн}}} + 0,9074, \quad (2)$$

де $\alpha_{\text{заг}}$ та $\alpha_{\text{магн}}$ - масова частка заліза загального і магнетитового в руді, %

Враховано, що при відпрацюванні запасів магнетитових кварцитів Шиманівського родовища в межі санітарно-захисної зони від кар'єра потрапляє селище Рудничне. Тому за проектом відселенню підлягають декілька багатоповерхових та значна кількість приватних будинків. Передбачені кошти на компенсацію мешканцям за знесення житлових будинків і компенсація за знесення об'єктів соціально-культурного побуту.

Для визначення техніко-економічних показників було виконано розрахунок і розподіл капітальних інвестицій за видами витрат: гірничі, будівельні, монтажні роботи, устаткування, меблі, інвентар та інші витрати*.

*розрахунки техніко-економічних показників виконані за участю Коломоєць В.В., Отверченко В.В., Убіської Л.Ю., Латашової С.О., Нестерук Н.І., Червончук О.Ю., Ланцетової Т.В., Сташенко Т.І.

Із загальної суми первинні капітальні інвестиції забезпечують повне введення потужностей з видобування та переробки 10 млн т руди відкритим способом та 4 млн т руди підземним. Потужність збагачувальної фабрики з переробки рудної шихти становитиме 10 млн т/рік.

Річні експлуатаційні витрати визначені на період освоєння проектно потужності за статтями: паливо, допоміжні матеріали, енергетичні витрати, заробітна плата відрядців на соціальні заходи, витрати на утримання і експлуатацію устаткування (включаючи амортизаційні відрахування і витрати на ремонти), послуги на буровибухові роботи, плата за надра, технологічні перевезення, погашення ГПР, та інші виробничі витрати.

Згідно діючим методичним рекомендаціям з формування собівартості продукції у промисловості, затверджених наказом Міністерства промислової політики України від 09.07.07 р. №373, у повній собівартості враховані витрати загальнопромислового характеру, адміністративні і витрати на збут. Вихідною базою для їх розрахунку служать звітні аналізи собівартості концентратів гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу за 2010-2011 рр.

Таблиця 2

Технологічні показники збагачення магнетитових кварцитів Шиманівського родовища

Найменування показників	Підземний спосіб				Відкритий спосіб			
	8	10	12	14	8	10	12	14
Бортовий вміст заліза магнетитового, %								
Річна потужність, тис. т:								
переробка руди	4 000	4 000	4 000	4 000	10 000	10 000	10 000	10 000
виробництво концентрату	1 147	1 187	1 276	1 325	2 966	3 115	3 234	3 320
суха маса хвостів	2 888	2 853	2 773	2 728	7 130	6 995	6 888	6 811
Масова частка вологи, %:								
в руді	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
в концентраті	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Масова частка заліза, %:								
в руді:								
загального	30,85	31,18	31,50	32,01	31,37	31,65	31,94	32,24
магнетитового	17,67	18,19	19,54	20,36	18,18	19,02	19,82	20,40

в концентраті	66,00	66,00	66,00	66,00	66,00	66,00	66,00	66,00
в хвостах	18,28	18,14	17,21	17,15	18,40	17,88	17,55	17,43
Вихід концентрату, %	26,34	27,25	29,29	30,42	27,24	28,61	29,71	30,50
Вилучення заліза в концентраті, %:	56,34	57,67	61,36	62,72	57,31	59,67	61,38	62,43

Облікова чисельність працівників з видобутку та переробки руди визначена в кількості 2,6-2,7 тисяч осіб.

Згідно виконаним розрахункам, найбільш висока повна собівартість 1 т концентрату в середньому за весь термін експлуатації Шиманівського родовища очікується при бортовому вмісті магнетитового заліза 12 %, найменша - при $Fe_{\text{борт}}=10$ %. Різниця між варіантами бортового вмісту магнетитового заліза є відносно незначною. Це є свідченням дії основних факторів – величини запасів, тобто, тривалості їх відпрацювання, та масової частки магнетитового заліза, яка обумовлює вихід концентрату з руди. Крім того, на собівартість видобутої сировини та товарного концентрату впливає різниця у платі за користування надрами. Згідно діючому законодавству, за варіантами із $Fe_{\text{борт}} 10-12$ % при масовій частці $Fe_{\text{магн}}$ менше 20 % плата за користування надрами становить 0,80 грн/т погашених запасів, за варіантом $Fe_{\text{борт}} 14$ % при масовій частці $Fe_{\text{магн}}$ більше 20 % - 3,27 грн/т.

Дисконтування витрат виконано при ставці 7,75%, що дорівнює обліковій ставці НБУ (Постанова Правління НБУ від 09.08.10 р. № 377) і відповідає нормативним положенням геолого-економічної оцінки родовищ.

Вплив ставки дисконту (E) на величину чистого грошового потоку (CF) характеризується на рис 1.

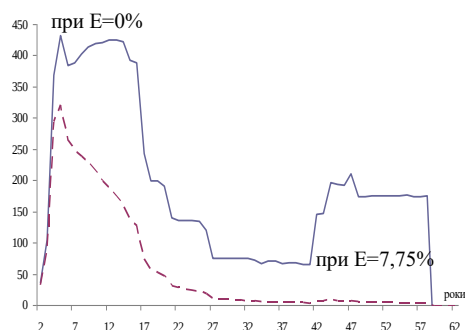


Рис. 1 Вплив ставки дисконту (E) на величину чистого грошового потоку (CF)

Внутрішня норма (ставка) прибутковості (ВНП або IRR) за варіантом бортового вмісту магнетитового заліза 10 % оцінюється на рівні 7,84 %, дисконтований потоковий ефект при цьому є позитивним, що свідчить про економічну доцільність відпрацювання запасів за цим варіантом розвитку підприємства.

За іншими варіантами завдана норма прибутковості (7,75%) не досягається: при бортовому вмісті магнетитового заліза 8% - через низький вихід концентрату з руди (27,11%); за варіантами $Fe_{\text{борт}} 12\%$ та особливо 14% - через мінімальні терміни відпрацювання запасів, оскільки потужності шахти використовуються лише на протязі 17 років на горизонті мінус 240 м. Значному покращенню усіх техніко-економічних показників за усіма варіантами бортового вмісту заліза магнетитового має сприяти подальша розробка запасів Шиманівського родовища запроєктованою шахтою на нижче лежачих горизонтах. Подальша експлуатація шахти можлива після дорозвідки родовища, яка має привести до суттєвого приросту запасів руди.

Висновки та напрямки подальших досліджень. У результаті дослідження визначено перспективність Шиманівського родовища.

Прийнятним варіантом для відпрацювання родовища є відкритий, а при падінні обсягів видобутку руди в кінці відпрацювання запасів кар'єру - підземний варіант. Це забезпечить збільшення терміну функціонування підприємства, раціональне використання надр та оптимальне завантаження потужностей збагачувального виробництва.

На підставі результатів проведених розрахунків показників ефективності видобутку і переробки магнетитових залізистих кварцитів Шиманівського родовища рекомендується відпрацювання запасів за варіантом бортового вмісту заліза магнетитового 10%, при якому забезпечується відносно повне відпрацювання запасів руди при кращих техніко-економічних показниках.

Список літератури

1. В.А. Колосов Перспективы развития горнорудной отрасли. Качество минерального сырья/Сборник научных трудов. - Кривой Рог. 2011.
2. Ю.Г. Вилкул, С.А. Сторчак, В.И. Яременко, Н.К. Кравцов Стратегические направления по рациональной разработке и обогащению минерально-сырьевого потенциала недр Кривбасса. Металлургическая и горнорудная промышленность. Журнал. № 6. 2011.

3. В.В. Перегудов, А.Е. Грицина, Б.Т. Драгун и др. Методологические аспекты определения экономической эффективности комплексного использования минерального сырья. Вестник Криворожского технического университета. Выпуск № 27. 2011.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 553.042

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф., А.Е. ГРИЦИНА, канд. экон. наук,
Б.Т. ДРАГУН, Е.М. НИКОЛЕНКО, Л.И. ЛАНЦЕТОВА, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»
ГУБИНА В.Г., канд. геол.-минерал. наук, Институт геохимии окружающей среды НАНУ

УТОЧНЕННЫЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ КОНДИЦИЙ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Предложены простые и точные методы определения минимального промышленного содержания полезного компонента в руде, в том числе в комплексном сырье. Методы базируются на использовании баланса продуктов переработки полезных компонентов, затрат на производство и ценности готовых продуктов.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При проведении геолого-экономической оценки месторождений одним из ответственных этапов является установление параметров кондиций для подсчета запасов минерального сырья. С результатами определения параметров кондиций связаны объемы утверждаемых запасов, сроки отработки месторождений, стоимость запасов и лицензий на право пользования недрами и др. Весьма важным при этом является определение минимального промышленного содержания полезного компонента. Этот показатель рассчитывается для подсчетного блока, а также для месторождений, имеющих однородное геологическое строение и равномерное распределение полезного компонента в пределах рудного поля. Как правило, на таких месторождениях подсчетные блоки не выделяются (например, месторождения железных руд). Проблемы имеют место как на стадии выполнения оценки месторождений, так и в процессе защиты параметров кондиций ввиду сложности или недостаточной определенности расчетов отдельных технологических и экономических показателей. Недостаточно изучены и разработаны методы оценки комплексных руд.

Анализ исследований и публикаций. Минимальным промышленным содержанием полезного компонента в руде в теории и практике геолого-экономической оценки принято считать такое содержание, при котором извлекаемая ценность минерального сырья обеспечивает возмещение всех затрат на получение товарной продукции при нулевой рентабельности производства [1].

Минимальное промышленное содержание определяется по формуле

$$C_{\min} = \frac{3}{C_{\text{нк}} \times I \times (1 - P)} \times 100\%, \quad (1)$$

где 3 - полные эксплуатационные расходы на добычу и обогащение 1 т руды, грн; $C_{\text{нк}}$ - цена 1 т полезного компонента в концентрате, грн; I - коэффициент сквозного извлечения; P - разубоживание при добыче, доли ед. Примерно такие же методы используются за рубежом [2], но коэффициент, учитывающий разубоживание руды, помещается в числителе дроби. По нашему мнению, сквозное извлечение полезного компонента учитывает и потери, и разубоживание [3,4]. Методические разработки должны также объективно комплексный характер минерального сырья [5].

Постановка задачи. Специалистам в области геолого-экономической оценки месторождений и работникам проектных организаций известно, что формула (1) выведена из условия равенства цены $C_{\text{к}}$ и полной себестоимости $3_{\text{к}}$ 1 т концентрата, то есть при $3_{\text{к}} = C_{\text{к}}$, с использованием балансового уравнения

$$\gamma = \frac{\alpha \times \varepsilon}{\beta} \%, \quad (2)$$

где γ - выход концентрата от исходной руды, %; α - массовая доля железа в руде, %; ε - извлечение железа в концентрат, %; β - массовая доля железа в концентрате, %.

Учитывая, что $3 = 3_{\kappa} \gamma$, то в расчете на 1 т руды было принято, что

$$3_{\kappa} \gamma = \frac{C_{\kappa} \alpha \varepsilon}{\beta}. \quad (3)$$

Отсюда

$$\alpha = \frac{3_{\kappa} \gamma}{C_{\kappa} : \beta \varepsilon} \cdot 100\%, \quad (4)$$

где отношение $C_{\kappa} : \beta$ представляет собой $C_{\text{нк}}$, то есть цену 1 т полезного компонента в концентрате.

С учетом коэффициента разубоживания и замены буквенных обозначений формулу (4) преобразовали в приведенную выше формулу (1) определения минимального промышленного содержания полезного компонента в руде. Авторами предлагается более простое решение рассматриваемого вопроса, позволяющее достаточно точно определять параметры кондиций..

Изложение материала и результаты. В вопросе определения параметров кондиций важную роль играет выбор критерия оценки и простота расчета показателей, не вызывающая споров при утверждении работ по геолого-экономической оценке месторождений.

При расчете минимального промышленного содержания полезного компонента в руде, как указывалось выше, принималось условие равенства себестоимости продукции и ее цены. В условиях рынка может быть недостаточным достижение безубыточности затрат на производство. На горнодобывающих предприятиях все мероприятия по увеличению объемов добычи и переработки руды, а также улучшению качества исходного сырья и готовой продукции обеспечиваются преимущественно за счет капитальных инвестиций при дополнительных эксплуатационных издержках.

Естественно, что инвестиции должны обеспечивать получение прибыли на предприятии. Поэтому исходным условием определения минимального промышленного содержания полезного компонента может быть полное возмещение капитальных и эксплуатационных затрат на получение товарной продукции извлекаемой ценностью минерального сырья.

Как известно, в Украине в настоящее время на стадиях геолого-экономической оценки месторождений и разработки проектов предприятий с открытым способом добычи предусмотрено проводить оценку динамическим методом с дисконтированием при учетной ставке Национального банка Украины [6, 7]. Кроме того, этот метод в обязательном порядке должен применяться при определении стоимости запасов и ресурсов полезных ископаемых месторождения или участка недр, предоставляемых в пользование [8]. Также на основе указанных расчетов должна определяться начальная цена продажи на аукционе специальных разрешений (лицензий) на право пользования недрами в пределах Украины [9].

При этом в официальных документах не оговаривается возможность технико-экономических расчетов на основе статического метода оценки. В первую очередь, результаты таких расчетов могут служить первичным инструментом для исключения слабых вариантов и ориентиром для контроля правильности последующего определения показателей динамическим методом. В то же время, статический метод обладает рядом существенных недостатков. При статическом методе оценка месторождений и вариантов развития горнодобывающих предприятий производится исходя из результатов расчета технико-экономических показателей в определенной точке - расчетном году (после ввода и полного освоения проектной мощности). Для условий капиталоемкой горнодобывающей промышленности это примерно седьмой – десятый год после начала строительства. Поэтому из расчетов выпадает начальный период эксплуатации предприятия, не представляется возможным точно и полно отразить показатели очередей и пусковых комплексов строительства и преимущества поэтапного ввода мощностей в эксплуатацию. При этом начальный период может быть убыточным. Убытки необходимо будет перекрывать в последующем прибылью. Статические методы не могут это учитывать.

Необходимо также четко регламентировать методы определения параметров кондиций для наиболее характерных видов минерального сырья, в том числе комплексного. В последнем случае практически невозможно применить формулу (1). Нельзя также без больших погрешностей определить оцениваемый параметр кондиций при выпуске и реализации готовой продукции из

руды на разных стадиях переработки: например, частично в виде товарного концентрата и в виде окатышей. Методические указания по этим вопросам отсутствуют.

Предложен вывод простой формулы определения минимального промышленного содержания магнетитового железа. Он учитывает сквозное извлечение полезного компонента с учетом всех уровней добычи и переработки рудного сырья по формуле, %

$$\varepsilon_{скв} = \varepsilon_{г/д} \cdot \varepsilon_{пер} : 100, \quad (5)$$

где $\varepsilon_{г/д}$ - извлечение полезного компонента из геологических (балансовых запасов в промышленные и/или в эксплуатационные), %; $\varepsilon_{пер}$ - извлечение полезного компонента при переработке руды, %.

На этапах пересчета геологических запасов в промышленные или эксплуатационные извлечение полезного компонента рассчитывается по формуле, %

$$\varepsilon_{г/д} = \frac{\alpha_d \cdot \gamma_d}{\alpha_z}, \quad (6)$$

где α_d - содержание полезного компонента в эксплуатационных запасах (добытой руды для обогащения), %; γ_d - выход добытой руды из геологических (балансовых) и/или промышленных запасов, %; α_z - содержание полезного компонента в геологических (балансовых) запасах, %.

На стадиях переработки руды

$$\varepsilon_{пер} = \frac{\beta_K \cdot \gamma_K}{\alpha_d}, \quad (7)$$

где β_K - содержание полезного компонента в концентрате, %; γ_K - выход концентрата из перерабатываемой руды, %.

Отсюда

$$\varepsilon_{скв} = \varepsilon_{г/д} \cdot \varepsilon_{пер} : 100 = \frac{\alpha_d \cdot \gamma_d}{\alpha_z} \cdot \frac{\beta_K \cdot \gamma_K}{\alpha_d} : 100 \quad (8)$$

Поскольку α_d сокращается, а $\gamma_d \cdot \gamma_K : 100 = \gamma_{скв}$, то

$$\varepsilon_{скв} = \frac{\beta_K \cdot \gamma_{скв}}{\alpha_z} \quad (9)$$

Минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде после подстановки в формулу (4) значения $\varepsilon_{скв}$ из формулы (9) составляет

$$\alpha = \frac{Z_K \gamma_{скв}}{C_K \cdot \beta_K \gamma_{скв}} \cdot 100\% = \alpha_z \frac{Z_K}{C_K} \cdot 100\%$$

Таким образом, в результате углубления анализа определения отдельных параметров кондиций минерального сырья нами выведены более простые и удобные в расчетах, особенно для комплексного сырья, формулы определения минимального промышленного содержания полезного компонента в руде, содержащейся в геологических (балансовых) запасах

$$C_{min} = \alpha_{геол} \frac{Z_K}{C_K} \cdot 100\%, \quad (10)$$

где $\alpha_{геол}$ - массовая доля полезного компонента в геологических (балансовых) запасах, %; Z_K - полная себестоимость единицы или всего объема товарной продукции; C_K - цена единицы или стоимость всего объема товарной продукции.

Эту формулу предлагается зарегистрировать в качестве официальной вместо сложной и спорной формулы (1).

Большим преимуществом применения рекомендуемой формулы является возможность быстрого и точного определения минимального промышленного содержания полезного компонента в руде в случаях:

добычи и переработки комплексного сырья с получением нескольких видов товарной продукции, например, ильменитового и апатитового концентратов;

доведения геолого-экономической оценки до расчетов показателей нескольких переделов (обогащения; доводочных операций, включая химическое обогащение, флотации, тонкого гро-

хочения; агломерации концентратов; выплавки чугуна и стали), в том числе с получением нескольких видов готовой товарной продукции на разных стадиях/переделах переработки;

при наличии заданных параметров по уровню рентабельности добычи и переработки оцениваемого полезного компонента.

В случае, если геолого-экономическая оценка производится для комплексного сырья, то при наличии индивидуальной себестоимости каждого продукта и его цены

$$C_{\min} i = \alpha_i \frac{Z_i}{C_i} \cdot 100\%, \quad (11)$$

где Z_i, C_i - соответственно эксплуатационные расходы на производство и цена i -го продукта из комплексного сырья.

Если индивидуальную себестоимость отдельных продуктов определить не представляется возможным, то применяются суммарные (годовые или за весь период оценки) эксплуатационные расходы на производство товарной продукции из оцениваемой руды $Z_{\text{сум}}$ и суммарная стоимость товарных продуктов $\sum C_i \cdot A_i$

$$C_{\min} = \alpha_i \frac{Z_{\text{сум}}}{\sum C_i \cdot A_i} \cdot 100\%, \quad (12)$$

где A_i - производство товарных продуктов за год или за весь период эксплуатации месторождения.

В случае, если геолого-экономическая оценка доводится до расчетов показателей нескольких переделов с получением нескольких видов товарной продукции, то

$$C_{\min} = \alpha \frac{Z_{\text{доб}} + Z_{\text{об}} + Z_{\text{дов}} + Z_{\text{агл/окат}} + Z_{\text{мет}} + Z_{\text{др}}}{C_{\text{к}} \cdot A_{\text{к}} + C_{\text{агл/окат}} \cdot A_{\text{агл/окат}} + \dots + C_{\text{мет}} \cdot A_{\text{мет}} + C_{\text{др}} \cdot A_{\text{др}}} \cdot 100\%, \quad (13)$$

где $Z_{\text{доб}}, Z_{\text{об}}, Z_{\text{дов}}, Z_{\text{агл/окат}}, Z_{\text{мет}}, Z_{\text{др}}$ - суммарные эксплуатационные расходы на производство товарной продукции из оцениваемой руды, включая расходы соответственно на добычу, обогащение; доводочные операции; агломерацию концентратов; выплавку металла и другие операции за расчетный год или за весь период эксплуатации; $C_{\text{к}}, C_{\text{агл/окат}}, C_{\text{мет}}, C_{\text{др}}$ - цены соответственно товарного концентрата, окучкованных продуктов, металла и других продуктов; $A_{\text{к}}, A_{\text{агл/окат}}, A_{\text{мет}}, A_{\text{др}}$ - выпуск соответствующих товарных продуктов из оцениваемой руды за расчетный год или за весь период эксплуатации.

В табл. 1 представлен пример расчета оцениваемого параметра кондиций рассмотренными методами.

Таблица 1

Пример расчета минимального промышленного содержания магнетитового железа в руде

Номер строки	Наименование показателей	Величина показателя
1	Балансовые запасы руды, млн. т	242
2	Эксплуатационные запасы руды, млн. т	240
3	Годовая производительность предприятия, млн. т:	
4	по руде	6,0
5	по концентрату	2,67
6	Срок отработки запасов руды, лет (стр.2 : стр.3)	40
7	Массовая доля влаги, %:	
8	в руде	3,0
9	в концентрате	10,0
10	Массовая доля железа, % (общего/магнетитового):	
11		34,0
12	в руде геологических запасов	28,8
13		33,7
14	в руде добытой	28,3
15		67,5
16	в концентрате	62,5
17		6,6
18	в хвостах обогащения	0,9
19	Выход руды из балансовых (геологических) запасов, %	99,17
20	Выход концентрата из добытой руды, %	44,50
21	Сквозной выход концентрата из балансовых (геологических) запасов, %	44,13
22	Извлечение железа в добытую руду из геологических запасов, %:	

23	общего	98,29
24	магнетитового	97,45
25	Извлечение железа в концентрат из добытой руды, %:	
26	общего	89,13
27	магнетитового	98,28
28	Сквозное извлечение железа в концентрат из геологических запасов, %:	
29	общего	87,61
30	магнетитового	95,77
31	Годовые эксплуатационные расходы, млн. грн	1 068,0
32	Полная себестоимость 1 т концентрата, грн	400,00
33	Цена 1 т концентрата, грн	600,00
34	Минимальное промышленное содержание магнетитового железа в руде, %:	
35	по формуле (1) без разубоживания: стр.32 · стр.21 : (стр.33 : стр.16 · стр.30)	19,20
36	по формуле (10): стр.12 · (стр.32 : стр.33)	19,20

Формулы (10, 12) можно преобразовать в формулу следующего вида с применением показателя рентабельности затрат (как отношения прибыли к себестоимости)

$$C_{\min} = \frac{\alpha_{\text{геол}}}{100 + p} \cdot 100\%, \quad (14)$$

где p - рентабельность затрат $p = (\Pi - 3) / 3 \cdot 100\%$
или

$$C_{\min} = \frac{\alpha_{\text{геол}}(100 - p_n)}{100}, \% \quad (15)$$

где p_n – рентабельность продукции (GPM - Gross Profit Margin) – отношение прибыли к стоимости товарной продукции, % ($p_n = (\Pi - 3) / \Pi \cdot 100$).

С помощью формул (14) и (15) можно определять допустимые значения минимального промышленного содержания полезного компонента в руде при заданных или требуемых показателях рентабельности.

Например, требуется определить допустимые величины $C_{\min}$ при массовой доле магнетитового железа в руде $\alpha_{\text{геол}} = 28,8\%$, обеспечивая рентабельность затрат p не ниже 35 %.

$$C_{\min} \leq \frac{\alpha_{\text{геол}}}{100 + p} \cdot 100\% \leq \frac{28,8}{100 + 35} 100 \leq 21,33\%$$

Нетрудно вычислить, что в предыдущем примере (табл. 1) рентабельность затрат составляла 50%, при которой $C_{\min}$ равнялось 19,20%, то есть находилось в пределах допустимой по заданному условию.

Выводы и направление дальнейших исследований. Минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде рекомендуется рассчитывать на основе предложенных простых формул, которые могут учитывать комплексный характер перерабатываемого минерального сырья. Рекомендуется использовать суммарные затраты и ценность продуктов за весь период эксплуатации месторождения.

Список литературы

1. Временные методические рекомендации по геолого-экономической оценке промышленного значения месторождений твердых полезных ископаемых (кроме угля и горючих сланцев). – М.: ВИЭМС, 1999.
2. Ф.-В. Вельмер, М. Дальхаймер, М. Вагнер Экономические оценки месторождений. – К. - Изд. «Книга». – 2008. – С. 132
3. А.Е. Грицина, Б.Т. Драгун и др. Совершенствование методов геолого-экономической оценки месторождения. Металлургическая и горнорудная промышленность. Журнал. № 7. 2008.
4. В.В. Перегудов, А.Е. Грицина, О.В. Савченко, Б.Т. Драгун. Основные методы и приемы определения минимального промышленного содержания полезного компонента. Форум горняков – 2010. Вестник Национального горного университета. 2010.
5. В.В. Перегудов, А.Е. Грицина, Б.Т. Драгун и др. Методологические аспекты определения экономической эффективности комплексного использования минерального сырья. Вестник Криворожского технического университета. Выпуск № 27. 2011.
6. Положение о порядке разработки и обосновании кондиций на минеральное сырье для подсчета запасов твердых полезных ископаемых в недрах. Утверждено приказом Государственной комиссии Украины по запасам полезных ископаемых при Министерстве охраны окружающей природной среды Украины от 07.12.05 г. № 300. Зарегистрировано в Министерстве юстиции Украины 25.01.06 г. за № 65/1939.

7. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. Раздел 8. Техничко-экономическая оценка и показатели, 2007.

8. Методика определения стоимости запасов и ресурсов полезных ископаемых месторождения или участка недр, предоставляемых в пользование. Утверждена Постановлением Кабинета Министров Украины от 25.08.04 г. № 1117.

9. Методика определения начальной цены продажи на аукционе специального разрешения (лицензии) на право пользования недрами. Утвержденной постановлением Кабинета Министров Украины от 15.10.04 г. № 1374.

Рукопись поступила в редакцию 30.01.12

УДК 658.5: 620.9

Г.В. КРУТОВ, канд. техн. наук, доц., О.І. КУЧМА, канд. техн. наук, доц.,

Ю.В. НЕДАШКОВСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДИФЕРЕНЦІАЦІЯ ЕНЕРГОТАРИФІВ – ВПЛИВОВИЙ ФАКТОР ПІДВИЩЕННЯ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ УПРАВЛІННЯ ЕНЕРГОВИКОРИСТАННЯМ СПОЖИВАЧІВ

Визначено економічну доцільність застосування тарифних меню у вигляді набору тарифних планів для споживачів електроенергії з метою підвищення мотиваційного ефекту регулювання енергоспоживання промислових підприємств в напрямку вирівнювання графіку навантаження енергосистеми.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Ринкові механізми ціноутворення передбачають достатньо широкий арсенал інструментів ціноутворення, який сприяє збалансуванню інтересів самих різноманітних груп споживачів з інтересами виробників або постачальників продукції і послуг. Це дозволяє продавцеві залучати максимальну кількість споживачів з різних сегментів ринку і, таким чином, збільшувати обсяги виробництва і продажу. Яскравим прикладом високого ступеню диференціації тарифів є послуги мобільного зв'язку, де оператори послуг, використовуючи найрізноманітніші тарифні плани і бонуси, намагаються надати клієнту можливість вибору того тарифного плану, який є для нього найбільш оптимальним з точки зору потрібного клієнту режиму користування послугою.

Електроенергетика є однією з провідних галузей української економіки. Важливість цієї галузі для розвитку економіки України обумовлена як високою енергоємністю провідних промислових виробництв, що потребують ефективних енергозберігаючих заходів, так і об'єктивним процесом збільшення енергоозброєності виробництв внаслідок впровадження досягнень науково-технічного прогресу, широкої механізації і автоматизації технологічних процесів. Одним із значних резервів підвищення ефективності енергосистеми є зменшення нерівномірності навантаження в добовому циклі графіку електроспоживання. Іншими словами, для електроенергетичної галузі важливим з економічної точки зору є проблема вирівнювання графіку електричного навантаження, який формується режимами споживання електроенергії всіх споживачів, приєднаних до енергосистеми. Нерівномірний графік потребує частих пусків-зупинок потужних електродвигунів агрегатів, що негативно впливає на надійність і термін експлуатації обладнання, також збільшуються питомі витрати енергоресурсу на виробництво однієї кіловат-години електроенергії. Вирішенню цієї задачі присвячені програми розвитку всередині самої галузі, наприклад такі, як будівництво гідроакумулюючих електростанцій та ін.

Але набагато більший резерв регулювання енергоспоживання в добовому циклі полягає в стимулюванні самих споживачів до вирівнювання графіку навантаження енергосистеми. Ці заходи практично не потребують капіталовкладень і тому необхідно перш за все використати саме потенціал споживачів.

Основним дестабілізуючим фактором нерівномірності добового графіку енергосистеми є комунальний сектор, споживачі якого, в-основному, формують ранковий і вечірній піки електроспоживання. Також характерною ознакою графіків енергосистеми є чітка наявність нічного спаду споживання. Введені з 1995 року диференційовані за часом доби тарифи на електричну енергію мали на меті стимулювати споживачів до зменшення нерівномірності навантажень в енергосистемі. Цими тарифами передбачено значне зменшення вартості кіловат-години, спожитої в нічні часи мінімального навантаження, і підвищений відносно середнього рівня тариф в

часи ранкового і вечірнього максимумів енергосистеми. Але методика встановлення диференційованих тарифів з 1995 року не переглядалась.

При аналізі графіків навантаження об'єднаної енергосистеми України 1994 року та нинішніх часів можна помітити певні зміни. Так за ці роки зросло навантаження в нічні години доби (приблизно на 2-3%) та відбувся частковий перерозподіл ранкового пікового навантаження впродовж доби. Ці зміни можна віднести до результатів використання диференційованих тарифів на електричну енергію. Але їх вплив на сумарний графік навантаження був згладжений рядом інших більш впливових факторів, таких як темпи економічного зростання, зміна середньорічної температури, перерозподіл в структурі споживання електричної енергії та багато інших. В [1] відмічається, що, незважаючи на постійне зростання кількості споживачів, що використовують диференційований тариф та збільшення їх обсягів споживання протягом останніх років, застосування даних тарифів майже не впливало на зміну конфігурації характерних графіків навантаження України. Однією з основних причин незадовільної ситуації із нерівномірністю графіків навантаження є те, що поряд із зростанням кількості споживачів, що платять за диференційованими ставками, в останні роки спостерігається значне зростання електроспоживання комунальним сектором. Широке використання в побуті сучасних достатньо потужних електроприладів (кондиціонери, пральні машини, бойлери, обігрівачі, вентилятори і т.і.) спричиняє зворотній ефект процесу вирівнювання.

Тарифом для населення сьогодні також передбачена можливість використання диференційованих за часом ставок за умови наявності у споживача лічильників з двозонним вимірюванням спожитої електроенергії. Але, незважаючи на стимулюючий ефект таких тарифів, в комунальному секторі зрушень щодо перерозподілу електроспоживання в межах доби практично не відбулося. Цей факт пояснюється природними для людини режимами роботи, відпочинку, сну, прив'язаними до астрономічного часу, а відтак, достатньо чіткими циклами піків і спадів електричного навантаження використовуваних приладів.

Таким чином, вважаючи невідворотною об'єктивністю підвищення енергоозброєності населення (це стосується також більшості адміністративних приміщень у виробничій сфері, офісних приміщень, більшості підприємств з надання послуг населенню, підприємств з однозмінним графіком роботи і т. і.), виникає необхідність більш ефективного використання потенціалу промислових підприємств, особливо з круглодобовим режимом роботи, для вирівнювання графіку навантаження об'єднаної енергосистеми.

Аналіз досліджень та публікацій. Питанням управління енергоефективністю і енергозбереженням присвячено достатньо велика кількість публікацій в українській і закордонній пресі. Проблеми підвищення ефективності енергоспоживання широко розглянуті в працях сучасних вчених і фахівців: Самойлова В.А., Праховника А.В., Ермілова С.Ф., Жовтянського В.А., Суходолі О., Півняка Г.Г., Находова В.Ф. і інших. Енергозберігаючі технології в працях учених розглядаються в різних аспектах: макроекономічному, нормативному, організаційно-технологічному, екологічному, правовому [2,3]. Основний напрям досліджень з питань цінової політики в енергетичному секторі присвячений проблемам тарифоутворення і енергоспоживання різних видів енергії та енергоресурсів в різних галузях виробництва. Питання тарифоутворення розглядаються переважно з позицій витратного механізму генеруючих і розподільчих компаній, структури електроенергетичного тарифу, повноважень і аналізу діяльності Національної комісії з регулювання енергетики (НКРЕ). Значна кількість публікацій присвячена аналізу енергобалансу країни і структурі енергоспоживання галузей економіки.

Постановка завдання. В сьогоdnішніх ринкових умовах господарювання надзвичайно актуальним постає питання обґрунтованості і мотиваційної спрямованості енерготарифів не тільки відносно рівня, але також і відносно ступеню диференціації складових (нічний, піковий, напівпіковий тарифи). Оптимізація рівня і ступеню диференціації електроенергетичних тарифів для промислових підприємств різних галузей повинна здійснюватись, виходячи із пріоритетів загальної конкурентоспроможності національного виробництва і пріоритетів розвитку галузей. Такий підхід повинен враховувати як економічну ефективність рівномірного електронавантаження для енергосистеми, так і можливості самих підприємств, більшість яких працюють в ринкових умовах, по регулюванню власних графіків електроспоживання.

В більшості сучасних досліджень питання тарифоутворення не поєднують в собі проблему збалансування інтересів постачальника і споживача енергоресурсів. Ця проблема могла б бути

вирішена за умов формування ринку досконалої конкуренції в електроенергетичному секторі. Але на сьогодні маємо високий рівень монополізації на цьому ринку для конкретного споживача і адміністративний (з боку НКРЕ) спосіб ціноутворення. Таким чином, в сьогоднішніх умовах виникає необхідність більш глибокої диференціації енерготарифів як для населення, так і (що найбільш важливо) для промислових підприємств з наданням можливості вибору того чи іншого тарифного плану залежно від специфіки самого підприємства.

Викладення матеріалу та результати. В табл.1 - табл.3 наведено структуру електроенергетичних тарифів для підприємств і населення, які визначають мотиваційний механізм регулювання енергоспоживання в добовому циклі, враховуючи диференціацію тарифу по зонах доби.

Таблиця 1

Роздрібні тарифи для споживачів електричної енергії (промислові і інші підприємства)

Споживачі	I-й клас напруги 27,5 кВ і вище	Крім того ПДВ	Разом із ПДВ	II-й клас напруги до 27,5 кВ	Крім того ПДВ	Разом із ПДВ
Всі споживачі, крім населення, населених пунктів, міського електричного транспорту та комунально-побутових потреб релігійних організацій коп./кВтгод	69,81	13,96	83,77	89,62	17,92	107,54
Міський електричний транспорт, комунально-побутові потреби релігійних організацій, коп./кВтгод (Постанова НКРЕ №344 від 17.03.2011)	30,40	6,08	36,48	30,40	6,08	36,48
Плата за перевищення договірної величини потужності - в двократному розмірі за 1 кВт згідно з Законом України «Про внесення змін до Закону України «Про електроенергетику» від 23.06.2005 №2706 та Постановою НКРЕ № 558 від 26.07.2005, грн./кВт	25,78			25,78		

Таблиця 2

Тарифні коефіцієнти за зонами доби для підприємств згідно з постановою НКРЕ

Найменування показника	Період доби	Зима	Осінь-весна	Літо	Коефіцієнт до тарифу
Двобонні тарифи, диференційовані за періодами часу	Нічний	23.00-7.00	23.00-7.00	23.00-7.00	0,4
	Денний	7.00-23.00	7.00-23.00	7.00-23.00	1,4
Тризонні тарифи, диференційовані за періодами часу	Нічний	23.00-6.00	23.00 -6.00	24.00-7.00	0,35
	Напівпіковий	6.00-8.00,	6.00-8.00,	7.00 -8.00	1,02
		10.00- 17.00,	10.00-18.00,	11.00-20.00,	
		21.00 -23.00	22.00-23.00	23.00-24.00	
	Піковий	8.00-10.00,	8.00 -10.00	8-00 -11.00,	1,68
		17.00- 21.00	18.00 -22.00	20.00 – 23.00	

Таблиця 3

Тарифні коефіцієнти за тарифами, диференційованими за періодами часу для розрахунків населення

	Період часу			
	нічний	денний	напівпіковий	піковий
Двобонні тарифи, диференційовані за періодами часу				
Тарифні коефіцієнти	0,7	1	-	-
Тривалість періоду, год.	з 23:00 до 7:00	в інші години доби	-	-
Тризонні тарифи, диференційовані за періодами часу				
Тарифні коефіцієнти	0,4	-	1	1,5
Тривалість періоду, год.	з 23:00 до 7:00	-	з 7:00 до 8:00; з 11:00 до 20:00; з 22:00 до 23:00	з 8:00 до 11:00; з 20:00 до 22:00

У наведеній структурі передбачена диференціація тарифу як відносно періодів часу (нічний, піковий, напівпіковий тарифи), так і відносно певних категорій споживачів (населення, підприємств, міського електричного транспорту, комунально-побутових потреб релігійних організацій, за рівнем напруги). Але ступінь диференціації тарифів для всіх підприємств є однаковим і незмінним. Так для двобонних тарифів ступінь диференціації складає

$$\gamma_2 = 1,4/0,4 = 3,5,$$

де $\gamma_2 = \tau_d / \tau_n$ – показник ступеню диференціації двобонного енерготарифу; $\tau_d = 1,4$; $\tau_n = 0,4$ – відповідно тарифні коефіцієнти для денного і нічного періодів часу двобонного тарифу.

Для споживачів, які використовують тризонний тариф, ступінь диференціації складає

$$\gamma_3 = 1,68/0,35 = 4,8,$$

де $\gamma_3 = \tau_{\text{п}} / \tau_{\text{н}}$ – показник ступеню диференціації тризонного енерготарифу; $\tau_{\text{п}} = 1,68$; $\tau_{\text{н}} = 0,4$ – відповідно тарифні коефіцієнти для пікових і нічного періодів часу тризонного тарифу.

Більш дієвого стимулюючого ефекту можна досягти шляхом пропозиції певного набору (меню) тарифів, які доречно побудувати на такій основі: тарифні плани з більш високим ступенем диференціації ставок повинні мати підвищений середній рівень (тобто базу) тарифу. Такий захід буде сприяти більш глибокій диференціації споживачів: ті підприємства, які мають резерви регулювання оберуть тарифи з більш глибокою диференціацією ставок і будуть намагатися максимально використовувати цей резерв – інакше вони ввійдуть в підвищений базовий тариф. Важливо, щоб при формуванні тарифного меню при зростанні ступеню диференціації γ забезпечувалися випереджаючі темпи зменшення мінімальної (нічної) ставки тарифу відносно темпів зростання бази тарифу.

Один із прикладів такого тарифного меню для тризонного тарифу наведено в табл. 4.

Таблиця 4

Приклад тарифного меню із шести тарифних планів

Показник	Тарифні плани меню					
	№1	№2	№3	№4	№5	№6
№№ тарифних планів меню						
Дисконт тарифного плану, γ	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Ступінь диференціації тарифу, γ	2,33	2,96	3,86	5,24	7,67	13,0
Коефіцієнт тарифу нічного періоду, $\tau_{\text{н}}$	0,6	0,51	0,42	0,33	0,24	0,15
Коефіцієнт тарифу напівпікового періоду, $\tau_{\text{н/п}}$	1	1,01	1,02	1,03	1,04	1,05
Коефіцієнт тарифу пікового періоду, $\tau_{\text{п}}$	1,4	1,51	1,62	1,73	1,84	1,95

Структуру тарифного меню побудовано за ознакою лінійної зміни дисконту тарифних планів γ при зростанні номеру тарифного плану. Дисконт тарифного плану визначає різницю між коефіцієнтами тарифного плану: $\gamma = \tau_{\text{п}} - \tau_{\text{н/п}} = \tau_{\text{н/п}} - \tau_{\text{н}}$, і є симетричним відносно коефіцієнту напівпікового періоду, визначеного таким чином показником бази тарифного плану. Крім того, в структурі тарифного меню передбачено лінійне зростання коефіцієнту напівпікового періоду, тобто бази тарифу, але з метою стимулювання споживачів темп зростання бази набагато менший ніж темп зростання дисконту, який характеризує ступінь диференціації тарифу.

Для визначення стимулюючого ефекту у споживачів необхідно розглянути економічний критерій застосування тарифних планів підприємствами, які мають різні резерви регулювання енергоспоживання впродовж доби. Таким критерієм доцільно обрати середньодобову вартість однієї кіловат-години для підприємства, яке має резерв регулювання, визначений коефіцієнтом $k_{\text{рез}}$ за умови використання певного тарифного плану.

При розрахунках будемо вважати, що підприємству для виконання виробничої програми в повному обсязі необхідно мати незмінні (залежно від регулювання) добові витрати електроенергії. Тобто умови регулювання повинні передбачати постійність середньодобового навантаження $P_{\text{сер}}$. В якості коефіцієнта резерву доцільно обирати відношення максимально можливого електричного навантаження P_{max} до його середньодобового значення $P_{\text{сер}}$. Якщо за базу потужності навантаження прийняти значення P_{max} , то коефіцієнт резерву буде визначатись як величина, обернена до $P_{\text{сер}}$.

$$k_{\text{рез}} = P_{\text{max}} / P_{\text{сер}} = 1 / P_{\text{сер}}.$$

Будемо вважати, що підприємство мінімізує витрати енергоспоживання шляхом оптимального перерозподілу $P_{\text{сер}}$ в добовому циклі відносно періодів диференційованого тарифу. Визначення оптимальних рівнів навантаження в пікові $P_{\text{п}}$, напівпікові $P_{\text{нп}}$ та нічні $P_{\text{н}}$ періоди здійснюється за алгоритмом лінійного програмування [4], в якому цільова функція визначає сумарні добові витрати енергоспоживання

$$B_{\text{доб.}} = P_{\text{п}} \cdot \tau_{\text{п}} T_{\text{п}} + P_{\text{нп}} \tau_{\text{н/п}} T_{\text{нп}} + P_{\text{н}} \tau_{\text{н}} T_{\text{н}} \quad (\min)$$

де $T_{\text{п}}$, $T_{\text{нп}}$, $T_{\text{н}}$ – тривалість відповідно пікового, напівпікового і нічного періодів графіку навантаження. А функція обмеження визначає незмінність середньодобового навантаження

$$P_{\text{ср.}} = (P_{\text{п}} T_{\text{п}} + P_{\text{нп}} T_{\text{нп}} + P_{\text{н}} T_{\text{н}}) / 24.$$

У табл. 5 наведено результати моделювання оптимізаційного алгоритму для ряду значень $P_{\text{ср.}}$. Розрахунок здійснено для умов зимнього періоду: $T_{\text{п}} = 6$ год, $T_{\text{нп}} = 11$ год, $T_{\text{н}} = 7$ год.

Таблиця 5

Результати розрахунків оптимальних рівнів навантаження

Середньодобове навантаження, $P_{\text{ср.}}$	Навантаження в нічний період, $P_{\text{н.}}$	Навантаження в напівпіковий період, $P_{\text{н/п}}$	Навантаження в піковий період, $P_{\text{п}}$	Витрати енергоспоживання, $V_{\text{доб. min}}$, умовн. од. до бази тарифу
0,1	0,342857	0	0	0,84
0,2	0,685714	0	0	1,68
0,3	1	0,018182	0	2,654
0,4	1	0,236364	0	5,102
0,5	1	0,454545	0	7,55
0,6	1	0,672727	0	9,998
0,7	1	0,890909	0	12,446
0,8	1	1	0,2	15,686
0,9	1	1	0,6	19,718
1	1	1	1	23,75

Для оцінки ефективності заходів регулювання енергоспоживання визначимо вартість однієї кіловат-години в умовних одиницях для ряду значень коефіцієнту резерву і ступеню диференціації тарифу

$$C_{\text{кВт-год}} = (V_{\text{доб.}} / 24) / P_{\text{ср.}}$$

На рис. 1,2 наведено графіки залежності середньодобової вартості електроенергії від показників, які характеризують резерви підприємства по регулюванню енергоспоживання в добовому циклі, а також визначають параметри тарифного плану в складі тарифного меню.

Ці залежності дозволяють оцінити економічну доцільність використання того чи іншого тарифного плану залежно від наявних резервів по регулюванню енергоспоживання.

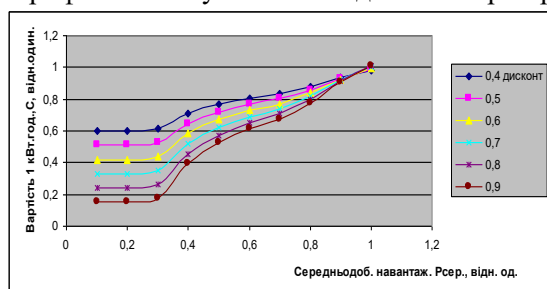


Рис.1. Графіки залежності середньодобової вартості електроенергії від середньодобового навантаження для різних рівнів дисконту тарифу

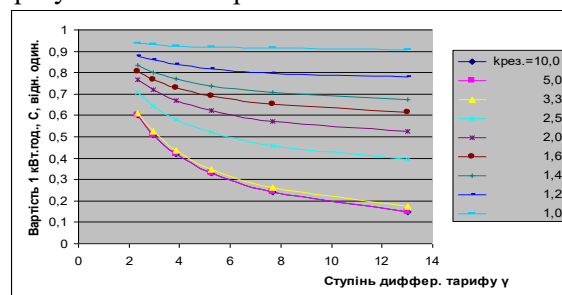


Рис.2. Графіки залежності середньодобової вартості електроенергії від ступеню диференціації тарифу для різних рівнів коефіцієнту резерву

Висновки та напрямки подальших досліджень. Аналізуючи наведені графіки, можна зробити наступні висновки: 1) для підприємств, що мають середньодобове навантаження 0,94-1,0 (коефіцієнт резерву - 1,0-1,064), тобто практично не мають можливостей регулювання енергоспоживання, збільшення ступеню диференціації тарифу не є доцільним, - вони будуть обирати тарифний план з мінімальною базою тарифу; 2) для підприємств, які мають коефіцієнт резерву в діапазоні 1,064-3,0 ($P_{\text{ср.}} = 0,33-0,94$) збільшення ступеню диференціації тарифу дозволяє зменшувати вартість електроспоживання, причому цей ефект помітно зростає при збільшенні коефіцієнту резерву; 3) зростання коефіцієнту резерву понад рівень 3,0 ($P_{\text{ср.}} < 0,33$) не призводить до підвищення економічного ефекту регулювання за будь-яких тарифних планів.

Список літератури

1. Т.В. Степаненко, В.Ф. Находов, А.В. Яроцький. Аналіз існуючого стану використання диференційованих тарифів на електроенергію та їх вплив на режими виробництва і споживання електроенергії // Матеріали науково-

технічної конференції Інституту енергозбереження та енергоменеджменту «Енергетика. Екологія. Людина» - К.: НТУУ «КПІ». - 2009, 347с.

2. Франчук І.А.. Світові тенденції розвитку ринків енергозабезпечення і систем їх державного регулювання // Економіка та держава. – 2008. - №12. – С.66-68.

3. Стогній Б.С., Кириленко О.В., Праховник А.В., Денисюк С.П., Буцьо З.Ю. Національні пріоритети енергоефективності – 2010. – К.: "Текст", 2010. – 580 с.

4. Крутов Г.В., Добровольський В.В., Кучма О.І., Недашковський Ю.В. Економічна ефективність регулювання енергоспоживання в умовах диференційованих тарифів на електричну енергію. // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. Випуск 28. Кривий Ріг.- 2011.-С. 282-287.

Рукопис поступила в редакцію 08.02.12

УДК 338.512:622

В.А. КОВАЛЬЧУК, д-р техн. наук, проф. Г.В. ПУРІЙ, здобувач
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦІНКА ОПЕРАЦІЙНОЇ АКТИВНОСТІ ТА СТРУКТУРИ ВИТРАТ ПІДПРИЄМСТВ ГІРНИЧОРУДНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ

Досліджено рівні загрози ефективності операційної діяльності підприємства при використанні механізму операційного левериджу. Окреслені межі ризикованості застосування механізму операційного левериджу, які дозволяють визначити можливий рівень ефективності операційної діяльності підприємства, ідентифікувати рівень ризику та окреслити потенційні можливості використання механізму операційного левериджу із зазначеним рівнем ризику для підприємств гірничорудної промисловості.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Прибуток підприємства залежить від його операційної активності, яка на підприємствах гірничорудної промисловості виражається її динамікою. Темп зміни операційної активності формується за рахунок наявної структури витрат, а саме: їх поділі на постійні та змінні витрати.

Структура постійних та змінних витрат характеризується значенням коефіцієнту операційного левериджу. Постійні витрати, які не змінюються при збільшенні обсягів виробництва продукції у релевантному діапазоні, породжують сильнішу динаміку прибутку, і цим визначається ризик господарської діяльності підприємства. Таким чином постає питання визначення прийнятних меж ризику використання механізму операційного левериджу.

Аналіз досліджень та публікацій. Аналіз наукових джерел з питань оцінки ризикованості застосування механізму операційного левериджу показав, що більшість науковців визнають наявність підприємницького ризику при застосуванні механізму операційного левериджу, але не наводять комплексної методики визначення меж застосування та критеріїв оцінки ризику. О.С. Стоянова у своїй роботі так характеризує цей ризик: «Нестійкість попиту і цін на готову продукцію, а також цін на сировину і енергію, не завжди наявна можливість укластися собівартістю в ціну реалізації і забезпечити нормальну масу, норму і динаміку прибутку, сама дія операційного важеля, сила якого залежить від питомої ваги постійних витрат в загальній їх сумі і зумовлює ступінь гнучкості підприємства - все це разом взяте генерує підприємницький ризик, який пов'язаний з конкретним бізнесом в його ринковій сфері» [1]. Такої ж думки дотримується й один з провідних американських економістів Ф. Брігхем: «Якщо рівень постійних витрат компанії високий і не знижується в період падіння попиту на продукцію, підприємницький ризик компанії збільшується. Для невеликих фірм, що спеціалізуються на одному виді продукції, характерний високий ступінь підприємницького ризику» [2].

Отже, чим вище постійні витрати, тим вище поріг рентабельності, тим значніше підприємницький ризик і тим менше запас фінансової міцності. Таким чином постає питання визначення прийнятних меж ризику застосування механізму операційного левериджу.

Постановка завдання. Коефіцієнт операційного левериджу характеризує структуру операційних витрат, які є основними з показників ефективності роботи підприємства, тому він може слугувати індикатором ризикованості операційної діяльності. У зв'язку з цим постає завдання систематизації коефіцієнтів операційного левериджу на підприємствах, визначення коефіцієнту операційного левериджу як критеріального, оціночного показника та окреслення меж ризикованості операційної діяльності за наявної структури операційних витрат.

Викладення матеріалу та результати. Для числового окреслення меж ризикованості та систематизації коефіцієнтів операційного левериджу (*Кол*) за варіантами розвитку подій співставлено фактичні значення коефіцієнтів операційного левериджу на підприємствах гірничорудної промисловості із результатами оцінки ризику за моделлю Е.Альтмана [3]. Розраховані коефіцієнти операційного левериджу на підприємствах із відкритим та підземним способом видобутку руди представлено в табл. 1.

Максимальні значення показника «Z» оцінки за моделлю Е.Альтмана характеризують малу вірогідність ризику, а максимальні значення коефіцієнту операційного левериджу характеризують сталу роботу підприємства.

Таблиця 1

Динаміка значень коефіцієнтів операційного левериджу на підприємствах гірничорудної промисловості

Підприємства	Роки						
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
ПАТ «Кривбасзалізрудком»	1,03	1,38	1,45	1,20	1,03	1,12	1,03
ПАТ «Євраз Суха Балка»	0,00	1,18	1,21	1,12	1,05	0,00	1,08
ПАТ «Південний ГЗК»	0,00	1,24	1,30	1,05	1,01	0,00	1,04
ПАТ «Центральний ГЗК»	1,12	1,04	1,09	1,05	1,02	1,08	1,03
ПАТ «Північний ГЗК»	1,05	1,03	1,03	1,02	1,01	1,03	1,02
ПАТ «Інгулецький ГЗК»	1,35	1,08	1,10	1,04	1,01	1,03	1,02

Результати оцінки ризику за моделлю Е.Альтмана на підприємствах із відкритим та підземним способом видобутку руди наведено в табл. 2.

Аналіз результатів показав, що більшість значень ризику за моделлю Е.Альтмана зосереджена в зоні дуже низької вірогідності ризику, що відповідає мінімальним значенням (від 1,01 до 1,10) отриманих результатів за коефіцієнтом операційного левериджу. Також, слід відзначити, що межі рівнів градації за коефіцієнтом операційного левериджу нижчі, ніж межі за моделлю Е.Альтмана.

Статистичну оцінку отриманих результатів у відповідності із шкалою рівня загрози за моделлю Е.Альтмана на підприємствах гірничорудної промисловості наведено в табл.3.

Таблиця 2

Значення показника «Z» оцінки за моделлю Е.Альтмана на підприємствах гірничорудної промисловості

Підприємства	Роки						
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
ПАТ «Кривбасзалізрудком»	8,41	11,69	5,29	7,49	6,06	4,61	7,33
ПАТ «Євраз Суха Балка»	н/д	5,16	5,50	5,45	14,16	4,57	4,77
ПАТ «Південний ГЗК»	3,14	3,90	4,77	5,53	5,33	4,02	4,45
ПАТ «Центральний ГЗК»	1,44	2,63	2,12	0,44	6,10	3,47	6,94
ПАТ «Північний ГЗК»	4,29	7,38	3,83	6,06	5,21	2,76	2,63
ПАТ «Інгулецький ГЗК»	2,71	4,74	3,20	5,21	5,34	4,05	3,61

Таблиця 3

Статистична оцінка значень коефіцієнту операційного левериджу у відповідності із шкалою за моделлю Е.Альтмана

Рік	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
ПАТ «Кривбасзалізрудком»							
Характеристика «Z» оцінки	дуже низька	висока	висока	можлива	дуже низька	можлива	дуже низька
Значення Кол	1,03	1,38	1,45	1,20	1,03	1,12	1,03
ПАТ «Євраз Суха Балка»							
Характеристика «Z» оцінки	дуже висока	можлива	можлива	можлива	дуже низька	дуже низька	дуже низька
Значення Кол	-	1,18	1,21	1,12	1,05	-	1,08
ПАТ «Південний ГЗК»							
Характеристика «Z» оцінки	дуже висока	можлива	висока	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька
Значення Кол	-	1,24	1,30	1,05	1,01	-	1,04
ПАТ «Центральний ГЗК»							
Характеристика «Z» оцінки	можлива	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька
Значення Кол	1,12	1,04	1,09	1,05	1,02	1,08	1,03

ПАТ «Північний ГЗК»							
Характеристика «Z» оцінки	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	можлива
Значення Кол	1,05	1,03	1,03	1,02	1,01	1,03	1,02
ПАТ «Інгулецький ГЗК»							
Характеристика «Z» оцінки	висока	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька	дуже низька
Значення Кол	1,35	1,08	1,10	1,04	1,01	1,03	1,02

Значення коефіцієнтів операційного левериджу у відповідності до характеристик показника «Z» оцінки за моделлю Е.Альтмана. на підприємствах гірничорудної промисловості представлено в табл.4.

Таблиця 4

Мінімальні та максимальні значення *Кол* за характеристиками Е.Альтмана на підприємствах гірничорудної промисловості

Характеристика «Z» оцінки	Мінімальні значення <i>Кол</i>	Максимальні значення <i>Кол</i>
Дуже висока	-	-
Висока	1,30	1,52
Можлива	1,12	1,24
Дуже низька	1,01	1,10

Вихідна модель Альтмана передбачає чотири зони ризикованості: дуже високу, високу, можливу та дуже низьку. Співставлення результатів аналізованих показників дозволило отримати відповідні зони ризикованості за умов використання коефіцієнту операційного левериджу. Аналогічні результати були отримані при співставленні отриманих значень коефіцієнтів операційного левериджу на підприємствах гірничорудної промисловості із результатами розрахунку опосередкованої оцінки ризику виробництва за методикою Богатіна Ю.В. та Швандара В.А. [4].

Вихідною базою для оцінки ризикованості використовується опосередкована оцінка ризику за методикою, де рівень безбитковості порівнюється із виробничою потужністю підприємства. Розрахунок опосередкованої оцінки ризику визначається співвідношенням виробничої потужності підприємства до рівня безбитковості в натуральному виразі.

Отримані значення опосередкованої оцінки ризику ідентифікуються за допомогою шкали ризику (табл. 5).

Таблиця 5

Шкала рівня ризику бізнесу за опосередкованою оцінкою ризику

Значення опосередкованої оцінки ризику (<i>Op</i>)	Характеристика рівня ризику
>8,0	Практично відсутній
<8,0 >6,0	Незначний
<6,0 >4,2	Низький
<4,2 >3,0	Нижче середнього
<3,0 >2,5	Істотний
<2,5 >2,0	Значний
<2,0 >1,7	Високий
<1,7	Надвисокий

Рекомендації цієї таблиці дозволяють оцінити ризик виробництва. Результати опосередкованої оцінки ризику (*Op*) на підприємствах гірничорудної промисловості наведено в табл. 6.

Таблиця 6

Динаміка розрахованих значень (*Op*) на підприємствах гірничорудної промисловості

Підприємства	Роки						
	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
ПАТ «Кривбасалізрудком»	9,56	2,55	2,45	4,86	8,61	4,41	9,02
ПАТ «ЄВРАЗ СУХА БАЛКА»	1,84	4,45	3,77	4,68	7,28	3,31	5,04
ПАТ «Південний ГЗК»	1,51	3,04	2,60	7,75	8,98	7,93	9,37
ПАТ «Центральний ГЗК»	5,56	8,03	6,32	6,69	8,12	7,00	9,48
ПАТ «Північний ГЗК»	6,17	8,04	8,07	8,62	8,70	7,78	16,21
ПАТ «Інгулецький ГЗК»	2,02	6,26	7,07	8,77	8,23	6,43	15,00

Отримані результати показали, що більшість значень оцінки ризику виробництва за шкалою Богатіна Ю.В. та Швандара В.А. характеризують ризик як «практично відсутній». В зону «надвисокого» рівня ризику не потрапило жодного із отриманих результатів.

Базова шкала Богатіна Ю.В. та Швандара В.А. передбачає вісім зон ризику виробництва підприємства, за якими були отримані відповідні межі застосування механізму операційного левериджу. Значення коефіцієнтів операційного левериджу у відповідності до характеристик опосередкованої оцінки ризику (*Op*) за шкалою Богатіна Ю.В. та Швандара В.А. на підприємствах гірничорудної промисловості наведено в табл. 7.

Таблиця 7

Значення Кол у відповідності до характеристики «Op»
на підприємствах гірничорудної промисловості

Характеристика рівня ризику за критерієм «Op»	Мінімальні значення Кол	Максимальні значення Кол
Надвисокий	-	-
Високий	-	-
Значний	1,35	1,52
Істотний	1,30	1,30
Нижче середнього	1,21	1,24
Низький	1,12	1,20
Незначний	1,05	1,10
Практично відсутній	1,01	1,04

Така ситуація цілком підтверджує раніше отримані дані. Але співставлення результатів аналізованих результативних показників ризику виробництва за шкалою Богатіна Ю.В. та Швандара В.А. передбачає отримання більш точних результатів за рахунок більшої кількості рівнів ризику. Отримані результати оцінки ризику за моделлю Богатіна Ю.В. та Швандара В.А. підтверджують окреслені межі ризикованості застосування механізму операційного левериджу за моделлю Алтмана. Об'єднання «практично відсутнього» та «незначного» рівнів ризику формує зону помірному ризику для коефіцієнту операційного левериджу. В свою чергу, сукупність «низького» рівня ризику із рівнем «нижче середнього» окреслює зону стриманого ризику. Відповідно «істотний», «значний», «високий» та «надвисокий» рівні характеризують зону критичного ризику для коефіцієнта операційного левериджу. Тому, коефіцієнт операційного левериджу пропонується оцінювати за наступною шкалою (табл. 8).

Таблиця 8

Шкала ризикованості за критерієм коефіцієнту операційного левериджу

Значення показника «Кол»	Зона ризикованості	Характеристика зони ризику
від 1,24 та вище	зона критичного ризику	високий ризик та можливість отримання максимального додаткового прибутку
від 1,11 до 1,24	зона стриманого ризику	прийнятний ризик та можливість отримання значного додаткового прибутку
від 1,01 до 1,11	зона помірному ризику	незначний ризик та можливість отримання мінімального додаткового прибутку

Мінімальне значення коефіцієнта операційного левериджу за отриманими результатами становить (0). Це свідчить про неефективну роботу підприємства. Для умов прибутковості роботи аналізованих підприємств, отримуємо, що мінімальне значення коефіцієнту операційного левериджу підприємств становитиме (1). Усі значення нижче зазначеного рівня характерні для збиткових підприємств або кризових ситуацій на ринку та не можуть бути використані з метою отримання додаткового ефекту.

Отже, були отримані рівні загрози ефективності операційної діяльності підприємства при використанні механізму операційного левериджу. Окреслені межі ризикованості застосування механізму операційного левериджу дозволяють визначити фактично досягнутий рівень використання операційних можливостей підприємства, ідентифікувати існуючий рівень ризику та окреслити потенційні можливості використання механізму операційного левериджу із зазначеним рівнем ризику для підприємства в цілому.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, виходячи із наведених результатів, можна стверджувати, що коефіцієнт операційного левериджу є індикатором ризикованості роботи підприємства.

Отримані зони ризикованості застосування механізму операційного левериджу на підприємствах гірничорудної промисловості обумовлюють зону стриманого ризику для цих підприємств, як найбільш доцільну для забезпечення ефективної діяльності із прийнятним рівнем ризику. Тобто, якщо аналізоване підприємство, на час проведення попереднього аналізу, працює в зоні критичного ризику, то, за певних умов, слід приймати заходи щодо переходу до зони стриманого ризику. В свою чергу, враховуючи особливості діяльності підприємств гірничорудної промисловості, із зони помірного ризику слід переходити до зони стриманого ризику, що забезпечить найбільш повне використання потенційних можливостей цих підприємств.

Зазначені рекомендації з можуть бути досягнуті за рахунок ефективного управління механізмом операційного левериджу. З огляду на те, що коефіцієнт операційного левериджу є індикатором операційної активності підприємства, яка обумовлена кон'юктурою ринку, то управління механізмом операційного левериджу підприємства в умовах визначених загроз ефективності операційної діяльності можливе при залученні значних інвестицій на підприємствах гірничорудної промисловості.

Список літератури

1. **Стоянова Е.С.** Фінансовий менеджмент: теорія і практика. Учебник / Под ред. **Е.С.Стояновой.** - М.: "Перспектива", 1998. - 656 с.
2. **Бригхем Ю., Гапенски Л.** Финансовый менеджмент: Полный курс. Санкт - Петербург: Экономическая школа, 1998.Т1 - 463 с.
3. **Савицкая Г.В.** Анализ хозяйственной деятельности предприятия. - Минск: ООО «Новое знание», 2000.-688 с.
4. **Богатин Ю.В., Швандар В.А.** Оценка бизнеса и инвестиций: Учеб. Пособие для вузов. - М.: Финансы, ЮНИТИ – ДАНА, 1999. – 254с.
5. **Бланк И.А.** Управление прибылью – К.: Ника – Центр, 1998. – 543 с.
6. **Грешак М.Г.** та ін. Внутрішній економічний механізм підприємства: Навч. посібник. - К. КНЕУ, 2001. - 228 с.

Рукопись поступила в редакцию 27.03.12

УДК 65.012.265:65.011.56

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

ФОРМУВАННЯ ТА РЕАЛІЗАЦІЯ ОРГАНІЗАЦІЙНО-ЕКОНОМІЧНОГО МЕХАНІЗМУ ІНФОРМАЦІЙНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТРАТЕГІЧНОГО УПРАВЛІННЯ НА ПІДПРИЄМСТВАХ КОРПОРАТИВНОГО ТИПУ

У статті обґрунтовано методичні підходи до формування ефективного інформаційного забезпечення стратегічного управління на підприємствах. З цієї метою запропоновано створення інформаційної підсистеми стратегічного управління в межах відповідного організаційно-економічного механізму.

Ключові слова: інформаційно-управлінська система, інформація, інформаційна підсистема стратегічного управління, організаційно-економічний механізм інформаційного забезпечення стратегічного управління.

Постановка проблеми. Функції інформаційного забезпечення промислових підприємств, особливо великих за масштабами діяльності, сформувались у самостійну, хоча слабо інтегровану в систему управління галузь. Підрозділи і персонал, що відповідають за надання інформації різного функціонального призначення, як правило, не представляють єдиного цілого як у вигляді формальної структури, так і в плані бізнес-процесів.

Практичний досвід показує, що з причин неможливості використання необхідних знань поза оперативного доступу залишається 80-90 % інформації, яка могла б бути застосована для вирішення як поточних, так і довгострокових (стратегічних) завдань. На більшості вітчизняних підприємств існуючі інформаційні системи (ERP, SAP, «Галактика» тощо) зорієнтовані на контроль та управління поточною діяльністю (формування матеріальних потоків, ресурсне забезпечення, відслідковування показників виробництва в реальному масштабі часу). Прийняття ж

самих відповідальних для перспективної діяльності стратегічних управлінських рішень не має якісного інформаційного забезпечення. Перш за все це пов'язано з відсутністю в інформаційно-управлінській системі (ІУС) підприємств функціонування її першого рівня, зорієнтованого на стратегічні інформаційні потреби..

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Питання необхідності створення системи якісного інформаційного забезпечення управлінської діяльності досліджено у працях відомих зарубіжних та вітчизняних науковців. Серед них роботи У. Кінга та Д. Кліланда [1], Г. М. Устиної [2], З. Є. Шершньової [3], В. О. Новака, Л. Г. Макаренко, М. Г. Луцького [4], М. Г. Твердохліба [5], С. П. Кулицького [6], І. С. Литвина [7], П. В. Іванюти [8]. В них обґрунтована важливість отримання менеджерами якісної, достовірної та своєчасної інформації для прийняття ефективних управлінських рішень. Надано базові та сучасні підходи до формування інформаційних систем на різних ланках управління.

М. Портер відзначає, що причиною негативних наслідків, пов'язаних за стратегічними помилками, є недостатнє обґрунтування стратегії організації, зумовлене використанням недостовірних прогнозів та інформації [9]. Тому в сучасних умовах визначальною особливістю стратегічного управління як нового етапу розвитку корпоративних систем, є забезпечення якості інформаційного забезпечення, але цей процес потребує подальшого удосконалення.

Мета дослідження. Обґрунтувати концептуальні засади алгоритму функціонування організаційно-економічного механізму інформаційного забезпечення стратегічного управління на підприємстві корпоративного типу.

Основні результати дослідження. Основою стратегічного управління є стратегічні рішення, які зорієнтовані на майбутнє, пов'язані зі значною невизначеністю, бо ураховують неконтролюємі фактори зовнішнього середовища підприємства та потребують залучення значних ресурсів на довгострокову перспективу.

Стратегічні рішення часто приймаються в умовах обмеженої інформації загального характеру, в той час як оперативні рішення спираються на більш точну, достовірну інформацію. Це пов'язано з орієнтацією стратегічної діяльності на достатньо віддалену перспективу (декілька років уперед) та на зовнішнє середовище, міра невизначеності якого збільшується. У зв'язку з цим доцільно удосконалювати системи інформаційного спостереження за зовнішнім середовищем. Але стратегічне управління - це процес, який пов'язаний з отриманням інформації не тільки з різноманітних зовнішніх джерел. Він торкається багатьох аспектів внутрішнього потенціалу підприємства, тому у процесі розробки стратегії збираються і оброблюються певні обсяги інформації за різними напрямками стратегічної діяльності, які формуються у базах стратегічних даних (БСД).

БСД, що застосовуються для визначення прояву процесів у майбутньому, дозволяють приймати ефективні стратегічні рішення завдяки цільових добірок інформації, які надходять із зовнішніх та внутрішніх джерел. Ці джерела формують відповідні напрями інформаційного забезпечення прийняття стратегічних управлінських рішень (рис.1).

При розробці стратегій використовуються результати аналізу як зовнішнього, так і внутрішнього середовища підприємства, що відображають цільові добірки БСД. З рис. 1 видно, що недоцільно при формуванні БСД обмежуватись тільки зовнішньою інформацією. Внутрішня інформація може надходити з другого рівня інформаційно-управлінської системи (ІУС) підприємства, а систематизуватися для потреб стратегічної діяльності на першому рівні ІУС, у створеній інформаційній підсистемі стратегічного управління (ІПСУ).

ІПСУ як складова ІУС підприємства призначена для удосконалення інформаційного наповнення стратегічної діяльності. ІПСУ – це комплексна система збору, обробки, зберігання, та розподілу певних масивів інформації, які необхідні для використання на всіх етапах стратегічної управлінської діяльності.

З метою ефективної організації функціонування ІПСУ, а також мотивації і контролю інформаційного забезпечення стратегічного управління було розроблено відповідний організаційно-економічний механізм (ОЕМ) на основі системного підходу (рис. 2). ОЕМ інформаційного забезпечення стратегічного управління - це цілісна сукупність складових отримання, формування та розподілу інформації із зовнішнього та внутрішнього середовища, що використовується при прийнятті стратегічних рішень, спрямованих на підвищення конкурентоспроможності підприємства, збільшення його ринкової вартості та максимальне задоволення потреб суспільства.

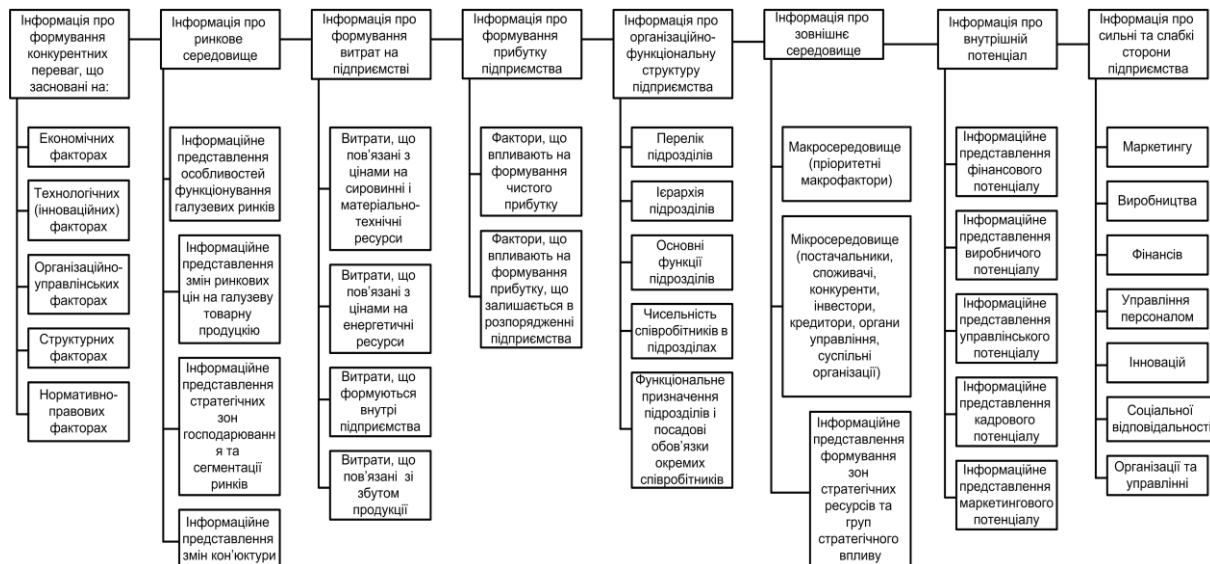


Рис. 1. Напрями інформаційного забезпечення прийняття стратегічних управлінських рішень на підприємстві

Безперервність процесу стратегічного управління пояснюється також постійною інформаційною взаємодією «зверху вниз» і «знизу вгору» між рівнями ієрархії, а також в горизонтальних функціональних напрямках діяльності підприємства.

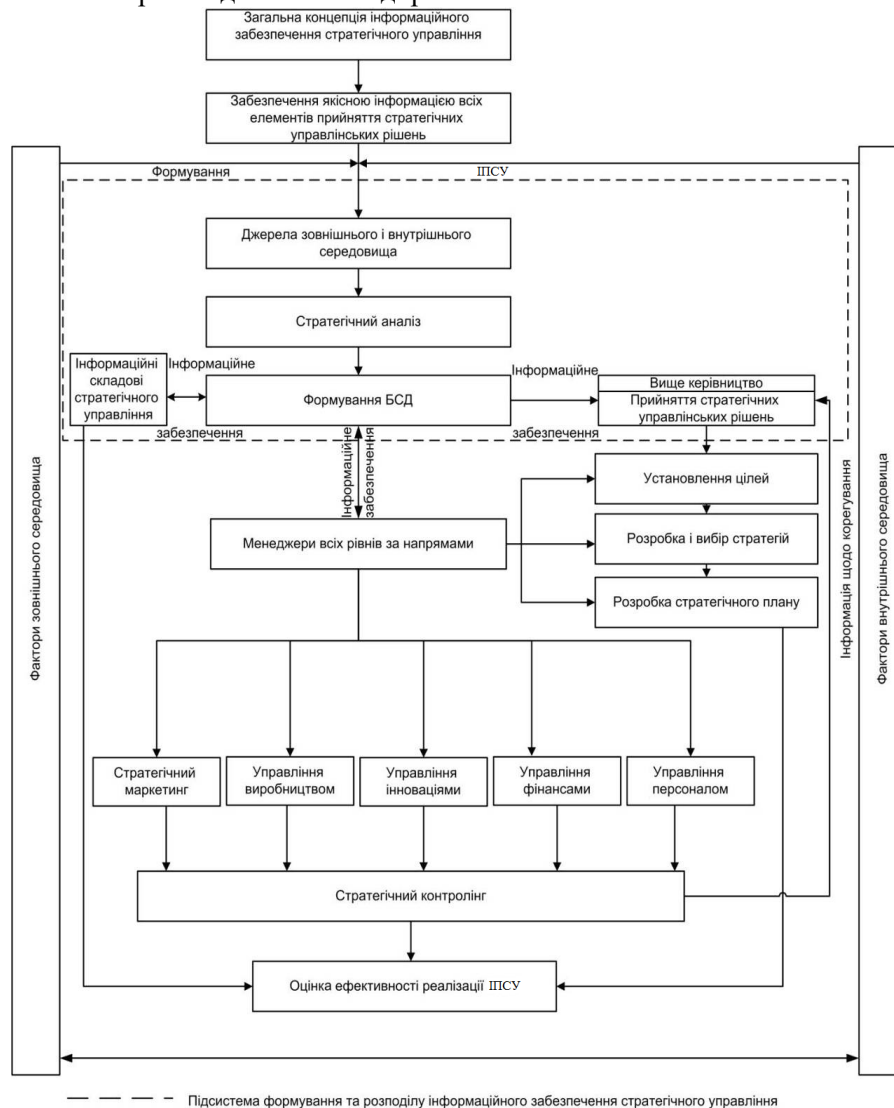


Рис. 2. Схема організаційно – економічного механізму інформаційного забезпечення стратегічного управління

Загальною концепцією OEM інформаційного забезпечення стратегічного управління є підвищення ефективності прийняття стратегічних рішень на основі якісної інформації. Інформаційними складовими стратегічного управління, що формують БСД є інформація: 1) для аналітичного інструментарію й прогнозування; 2) для розробки стратегій і стратегічного плану; 3) для стратегічного контролю; 4) для розрахунків ефективності реалізації системи стратегічного управління.

Під ефективним інформаційним забезпеченням стратегічної діяльності, створенню якого повинен сприяти даний OEM, слід розуміти сукупність напрямів, джерел, баз даних, що містять інформацію, яка дозволяє приймати управлінські рішення в максимальних можливостях досягнення стратегічних цілей в зазначені терміни.

Загальна технологія організації впровадження ефективного інформаційного забезпечення стратегічного управління, на думку автора, повинна передбачати послідовність дій, наведених на рис. 2. Серед них:

Загальна концепція та забезпечення інформацією всіх етапів прийняття стратегічних управлінських рішень – вихідні посилання розробки OEM.

Інформаційна підсистема стратегічного управління формується і функціонує під безперервним впливом факторів зовнішнього і внутрішнього середовища підприємства.

У процесі формування ПСУ створюється відділ стратегічної управлінської інформації (СУІ), який здійснює такі етапи інформаційного забезпечення, як: вибір джерел інформації зовнішнього і внутрішнього середовища підприємства; виконання стратегічного аналізу, результати якого використовуються при формуванні БСД і формування БСД за допомогою інформаційних складових стратегічного управління. Сформовані БСД використовуються, в першу чергу, вищим керівництвом при прийнятті стратегічних управлінських рішень.

При змінах, що відбуваються у системі управління великих підприємств, таких як гірничо-збагачувальні комбінати (ГЗК) Кривбасу, реорганізуються інформаційні підрозділи. Доцільно, щоб відділ (бюро) СУІ в межах ПСУ, являвся б складовою відділу інформаційних технологій та був підпорядкований його керівництву. Витрати на утримання відділу СУІ з чисельністю працівників 3-4 особи незначні проти постійного позитивного ефекту (в якісній та кількісній формах), який можна отримати в управлінні від функціонування цього підрозділу.

Функції за окремими аспектами розробки та реалізації стратегії здійснюють усі структурні підрозділи підприємства. Інформаційне забезпечення БСД використовується менеджерами всіх рівнів за напрямками діяльності підприємства, до яких належать: стратегічний маркетинг, управління виробництвом, управління інноваціями, управління фінансами, управління персоналом.

З боку вищого керівництва доцільна мотивація структурних підрозділів підприємства щодо формування за напрямками діяльності на основі БСД якісної інформації для прийняття стратегічних управлінських рішень.

Проміжні та кінцеві результати стратегічної діяльності проходять стратегічний контроль. Діяльність по реалізації й оцінці стратегії повинна здійснюватися поетапно, у заздалегідь призначені періоди контролю проміжних результатів. При такій оцінці інформація повинна надходити з усіх напрямів і підрозділів підприємства. При виборі показників для стратегічного контролю необхідно виділити пріоритети, для того щоб зробити однозначний висновок про ефективність проведення конкретного етапу.

За результатами стратегічного контролю формується інформація, яка надходить до вищого керівництва підприємства, для прийняття управлінських рішень щодо внесення коригувань у різні аспекти стратегічної діяльності (систему цілей, стратегії, стратегічний план, окремі програми або проекти, організаційні заходи). Якщо критеріальні показники стратегічного контролю значно відрізняються від запланованих, то вносяться відповідні зміни.

Інформація щодо змін (коригувань) розповсюджується за окремими етапами стратегічного управління.

Оцінка ефективності реалізації ПСУ повинна встановити відповідність рівня якості інформаційного забезпечення окремих ланок стратегічної діяльності ефективності прийняття стратегічних управлінських рішень. У випадку позитивних результатів оцінки, реалізація даного варіанту ПСУ відбувається у подальшому, а якщо оцінка незадовільна, то відбуваються зміни у типах БСД, інформаційних складових, джерелах інформації тощо. При змінах, що відбуваються

ся у системі управління великих підприємств, таких як гірничо-збагачувальні комбінати (ГЗК) Кривбасу, реорганізуються інформаційні підрозділи. Доцільно, щоб відділ (бюро) СУІ в межах ІПСУ, являвся б складовою відділу інформаційних технологій та був підпорядкований його керівництву. Витрати на утримання відділу СУІ з чисельністю працівників 3-4 особи незначні проти постійного позитивного ефекту (в якісній та кількісній формах), який можна отримати в управлінні від функціонування цього підрозділу.

Функції за окремими аспектами розробки та реалізації стратегії здійснюють всі структурні підрозділи підприємства. Інформаційне забезпечення БСД використовується менеджерами всіх рівнів за напрямками діяльності підприємства, до яких належать: стратегічний маркетинг, управління виробництвом, управління інноваціями, управління фінансами, управління персоналом.

З боку вищого керівництва доцільна мотивація структурних підрозділів підприємства щодо формування за напрямками діяльності на основі БСД якісної інформації для прийняття стратегічних управлінських рішень.

Проміжні та кінцеві результати стратегічної діяльності проходять стратегічний контроль. Діяльність по реалізації й оцінці стратегії повинна здійснюватися поетапно, у заздалегідь призначені періоди контролю проміжних результатів. При такій оцінці інформація повинна надходити з усіх напрямів і підрозділів підприємства. При виборі показників для стратегічного контролю необхідно виділити пріоритети, для того щоб зробити однозначний висновок про ефективність проведення конкретного етапу.

За результатами стратегічного контролю формується інформація, яка надходить до вищого керівництва підприємства, для прийняття управлінських рішень щодо внесення коригувань у різні аспекти стратегічної діяльності (систему цілей, стратегії, стратегічний план, окремі програми або проекти, організаційні заходи). Якщо критеріальні показники стратегічного контролю значно відрізняються від запланованих, то вносяться відповідні зміни.

Інформація щодо змін (коригувань) розповсюджується за окремими етапами стратегічного управління.

Оцінка ефективності реалізації ІПСУ повинна встановити відповідність рівня якості інформаційного забезпечення окремих ланок стратегічної діяльності ефективності прийняття стратегічних управлінських рішень. У випадку позитивних результатів оцінки, реалізація даного варіанту ІПСУ відбувається у подальшому, а якщо оцінка незадовільна, то відбуваються зміни у типах БСД, інформаційних складових, джерелах інформації тощо.

Мета стратегічного контролінгу – забезпечення конкурентоспроможності підприємства у довгостроковій перспективі відповідно до досягнення установлених цілей. Стратегічний контролінг відповідає за обґрунтованість стратегічних планів і є постачальником інформації, необхідної для функціонування системи управління на підприємстві. За інформаційними даними, що надходять до вищого керівництва підприємства в результаті контролінгу, приймаються рішення відносно внесення коригуючих змін на етапах стратегічного процесу.

Висновки. Розроблений OEM і його основна складова ІПСУ дозволяють систематизувати різні інформаційні чинники, що відображають пріоритети стратегічного розвитку у виробництві, фінансовій, кадровій та інноваційній сферах діяльності підприємства, його ринкових позиціях. В результаті формується ефективне інформаційне забезпечення стратегічної діяльності.

Зазначену модель OEM можна використовувати в системі управління великими корпораціями та на багатоструктурних підприємствах корпоративного типу.

Перспективи подальших досліджень. В сучасних умовах важливо довести керівництву підприємств доцільність формування ефективного інформаційного забезпечення стратегічного управління. Для цього необхідно обґрунтувати методику оцінки ефективності впровадження ІПСУ та даного OEM в цілому.

Список літератури

1. Кинг У. Стратегическое планирование и хозяйственная политика/ У. Кинг, Д. Клиланд. – М.: Прогресс, 1982. – 400 с.
2. Устинова Г. М. Информационные системы менеджмента: учеб. пособие/ Устинова Г. М. – СПб: «Диа Софт ОП», 2000.
3. Шершньова З. Є. Стратегічне управління: підруч. (2-ге вид., перероб. і доп. / Шершньова З. Є. – К.: КНЕУ, 2004. – 699 с.
4. Новак В. О. Інформаційне забезпечення менеджменту: навч. посіб./ Новак В. О., Макаренко Л. Г., Луцький М. Г. – К.: Кондор, 2006. – 462 с.

5. **Твердохліб М. Г.** Інформаційне забезпечення менеджменту: навч. посіб./ **Твердохліб М. Г.** – К.: КНЕУ, 2000. – 208 с.
6. **Кулицький С. Д.** Основи організації інформаційної діяльності у сфері управління: навч. посіб./ **Кулицький С. Д.** – К.: МАУП, 2002. – 544 с.
7. **Литвин І. С.** Оптимізація інформаційної ефективності систем управління: монографія/ **Литвин І. С.** – Тернопіль: ТНЕУ, 2008. – 336 с.
8. **Іванюка П. В.** Управлінські інформаційні системи в аналізі та аудиті: навч. посіб./ **Іванюка П. В.** – К.: Центр учбової літератури, 2007. – 180 с.
9. **Портер М.** Международная конкуренция/ **Портер М.**; под. ред. и с предисл. **В. Д. Щетинина.** – М.: Междунар. Отношения, 1993. – 896 с.

Рукопис подано до редакції 27.03.12

УДК 336.71

В.С. КОТКОВСЬКИЙ, канд. екон. наук, доц.,

І.В. ДЯЧУН, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ЦІНОУТВОРЕННЯ НА КРЕДИТНІ ПРОДУКТИ НА ПРИКЛАДІ ПАТ «АЛЬФА-БАНК»

Виконано аналіз політики ціноутворення на кредитні продукти банківських установ, особлива увага приділена розробці власної концепції ціноутворення на кредитні продукти на прикладі ПАТ «Альфа-Банк».

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. На сьогоднішню систему маркетингу українських банків одну з центральних позицій займає їх цінова політика та ціноутворення на власні банківські продукти, особливо ціноутворення на банківські кредити, оскільки прибутковість даних операцій створює для комерційного банку основу для його ефективної діяльності. В умовах високої конкуренції в банківському секторі України зміна того чи іншого фактору, або їхньої сукупності безпосередньо відображається на ціні банківських кредитів та може мати неочікуваний вплив на неї, в кінці і на результати діяльності банку.

Аналіз досліджень і публікацій. Вивчаючи проблему ціноутворення на банківські продукти в Україні можна констатувати, що з кожним роком простежується підвищення інтересу до її дослідження як вченими науковцями, так і фахівцями банківської справи. Достатньо помітний вклад в розвиток розробки політики ціноутворення у банківській сфері внесли такі вчені-економісти як І. Аванесова, А. Гальчинський, О. Заруцька, О. Захарова, О. Кіреєв, В. Ю. Плеханов, М. Шаповалова тощо. Проте, практика доводить про відсутність комплексного дослідження ціноутворення на кредитні продукти до умов вітчизняних банків.

Постановка завдання. Метою системи ціноутворення в ПАТ «Альфа-Банк» є встановлення такої ціни на банківські продукти, яка б давала змогу банку отримати бажаний прибуток. Важливим елементом системи ціноутворення банківських кредитних продуктів є механізм ціноутворення, що являє сукупність взаємопов'язаних інструментів, за допомогою яких суб'єкти управління здійснюють управлінський вплив на об'єкти системи ціноутворення для досягнення цілей функціонування системи ціноутворення.

Викладення матеріалу та результати. Ціноутворення на банківські кредити, у процесі якого встановлюються оптимальна ціна кредитних ресурсів, здійснюється під впливом багатьох факторів [1]. Основними, тобто такими які справляють визначальний вплив на ставку за кредитними коштами, можна вважати такі [2]:

- стан грошового ринку у країні;
- рівень попиту і пропозиції які склались на кредитному ринку;
- розмір кредитної ставки банків-конкурентів;
- розмір грошової маси та рівень інфляції;
- рівень облікової ставки (ставки рефінансування) центрального банку тощо.

Ціна на кредит в ПАТ «Альфа-Банк» формується у вигляді позичкового проценту, який позичальник повинен сплати за користування кредитними коштами. Розмір процентної ставки за користування кредитом встановлюється установою ПАТ «Альфа-Банк» самостійно, залежно від вартості кредитних ресурсів, характеру наданого забезпечення і розміру витрат для здійснення заходу, що кредитується, попит та пропозиції на кредитному ринку в конкретному регіоні та інших факторів з таким розрахунком, щоб сума одержаних від позичальника відсотків покри-

вала витрати банку із залучення коштів, необхідних для надання кредиту, витрати на ведення кредитних справ і забезпечувала одержання доходу банком.

Формування ціни за кредитними продуктами в ПАТ «Альфа-Банк» встановлюється відповідно до рекомендованих ставок (ставка фондування), що надсилається головним банком усім відділенням щодня або один раз у два дні. Відповідно до рекомендованих ставок головного банку, кожне відділення встановлює процентні ставки за кредитами з урахування строків користування позичкою та маржею банку яку він отримає в результаті проведення кредитної операції [3].

Розглянемо детальніше динаміку ставок фондування, що пропонує головний банк ПАТ «Альфа-Банк» своїм відділенням за останні 3 роки за видами валют (табл. 1).

Відповідно до табл. 1, відсоткові ставки на кредитні продукти банку формуються як сума ставки фондування та маржі банку від кредитних операцій, відповідно до терміну кредитування

$$PC = CF + MB \quad (1)$$

де PC - процентна ставка за кредитом; CF - ставка фондирування (рекомендована); MB - маржа банку.

Так, якщо клієнт хоче отримати кредит на 1 місяць в національній валюті, то ставка кредитування у 2012 р. складе 25,5% (25,0%+0,50%).

На рис. 1.1 можна побачити, що найбільші процентні ставки в національній валюті на кредитні продукти в ПАТ «Альфа-Банк» склали у 2010 році. Таке зростання процентних ставок зумовлено наслідком світової кризи, що зумовило зменшення обсягів кредитування клієнтів в банку. Найбільші процентні ставки у 2010 році встановились на кредитні продукти, що надавалися на 12 (36,0%), 24 (35,77%) та 36 (35,79%) місяців. Збільшення ставок на дані періоди зумовлено тривалістю кредитування в період економічної нестабільності країни.

Таблиця 1
Аналіз процентних ставок на кредитні продукти ПАТ «Альфа-Банк» за 2010-2012 роки, у розрізі валют, % [4]

Показник	Станом на 01.01.2010						Станом на 01.01.2011 р.						Станом на 01.01.2012 р.					
	1 міс.	3 міс	6 міс	12 міс	24 міс	36 міс	1 міс	3 міс	6 міс	12 міс	24 міс	36 міс	1 міс	3 міс	6 міс	12 міс	24 міс	36 міс
	UAH																	
Ставка фондирування	24,24	27,00	29,00	32,00	32,27	32,29	6,03	15,00	16,50	17,50	17,50	17,50	25,00	25,50	25,75	26,60	26,93	27,05
Мінімальна маржа	4,00	4,00	4,00	4,00	3,50	3,50	3,72	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	0,50	0,50	0,75	0,90	0,77	0,75
Мінімальна ставка кредитування (без ПДП)	28,24	31,00	33,00	36,00	35,77	35,79	9,75	17,50	19,00	20,00	20,00	20,00	25,50	26,00	26,50	27,50	27,70	27,80
	USD																	
	1 міс.	3 міс	6 міс	12 міс	24 міс	36 міс	1 міс	3 міс	6 міс	12 міс	24 міс	36 міс	1 міс	3 міс	6 міс	12 міс	24 міс	36 міс
	USD																	
Ставка фондирування	11,27	16,01	17,39	19,72	20,06	20,20	4,03	9,85	12,75	14,25	14,25	14,25	7,39	9,85	10,83	12,33	12,36	12,37
Мінімальна маржа	4,00	4,00	4,00	4,00	3,50	3,50	2,97	1,65	0,50	0,50	0,50	0,50	1,61	0,15	0,17	0,17	0,46	0,57
Мінімальна ставка кредитування (без ПДП)	15,27	20,01	21,39	23,72	23,56	23,70	7,00	11,50	13,25	14,75	14,75	14,75	9,00	10,00	11,00	12,50	12,82	12,94

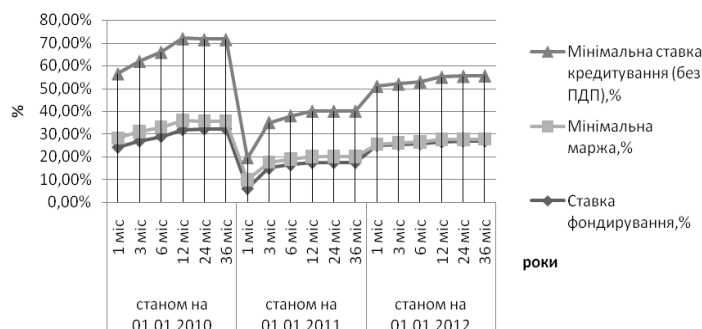


Рис. 1. Динаміка процентних ставок на кредитні продукти в ПАТ «Альфа-Банк» за 2010-2012 роки, у національній валюті

У 2011 р. спостерігається значне зменшення процентних ставок на кредитні продукти, що зумовлено відновленням кредитної діяльності в ПАТ «Альфа-Банк». Так процентні ставки на кредитні продукти в банку коливались в межах 9,75% (на 1 міс.) до 20,0% (на

36 міс.). Також можна побачити зниження ставок на довгострокові кредитні продукти порівняно з попереднім роком. У 2011 р. процентна ставка на кредити, що надаються на 24 місяців, знизилась на 15,77% порівняно з 2010 р. Кредити, що надавалися на 36 міс. у 2011 р., знизились на 15,79 п.п. порівняно з попереднім 2010 р.

Розглядаючи 2012 рік (рис. 1), спостерігаємо збільшення процентних ставок на кредитні продукти в ПАТ «Альфа Банк» порівняно з 2011 роком. Станом на 01.01.2012 процентні ставки в ПАТ «Альфа банк» знаходились в межах 25,5% (на 1 міс.) до 27,8% (на 36 міс.). Процентні ставки, що надаються на 1 місяць у 2012 р. зросли на 15,75 п.п., порівняно з кредитами що надавалися у 2011 р. на 1 місяць. Якщо розглядати кредити, що надаються на 36 місяців, то у 2012 р. процентна ставка зросла на 7,8 п.п. порівняно з 2011 р. Дане зростання, що спостерігається у 2012 р., зумовлено зростанням цін на депозити, нестабільність економічної ситуації в країні (зростання інфляції, підвищення рівня цін і вартості життя тощо), що впливає на економічний стан позичальників.

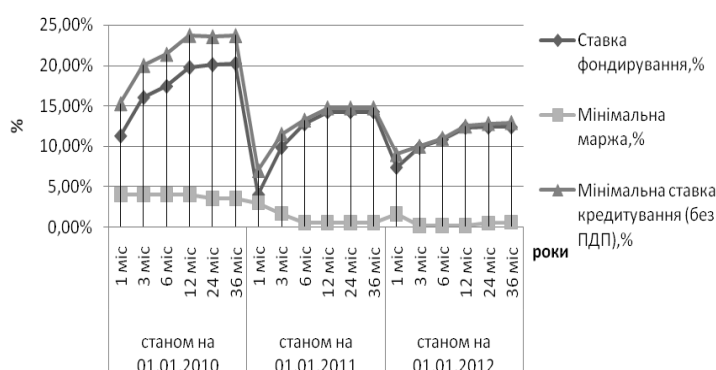


Рис. 2. Динаміка процентних ставок на кредитні продукти в ПАТ «Альфа Банк» за 2010-2012 роки, у доларах США

Якщо клієнт хоче отримати кредит на 1 місяць у доларах США, то ставка кредитування у 2012 р. складе 9,0 % ($7,39\% + 1,61\%$). Процентна ставка на кредитні продукти, що надаються на 36 місяців складе 12,94% ($12,37\% + 0,57\%$).

Відповідно до рис. 1 можна побачити, що відсоткові ставки на

кредитні продукти у доларах США з 2010 по 2012 рр. мали тенденцію до зниження. Порівнюючи дані періоди спостерігається, що найбільші ставки на кредитні продукти склались у 2010 р. Дане зростання зумовлено безпосереднім ростом рекомендованих ставок, що пропонує головний банк та зростанням маржі банку відповідно до періоду кредитування. Так, у 2010 р. процентні ставки коливались в межах від 15,27% (на 1 міс.) до 23,7% (на 36 міс.). Розглядаючи процентні ставки, що склалися у 2011 р. відбулося значне зниження відсотків на кредитні продукти порівняно з 2010 р. Так, процентна ставка на кредит, що надається на 1 місяць знизилась на 8,27 п.п. порівняно з аналогічними продуктами у попередньому році, а відсоткова ставка, що встановлюється на кредити на 36 місяців, знизилась на 8,95 п.п. і склалась на рівні 14,75%.

У 2012 р. спостерігається незначне зниження процентних ставок на кредити у доларах США, але відбулось збільшення процентної ставки на кредити, що надаються на 1 місяць на 2 п.п. дане збільшення зумовлено зростанням ставки фондирування, що пропонує головний банк ПАТ «Альфа-Банк». Процентні ставки на кредити, що надаються на 24 міс. та 36 міс. знизились на 1,93 п.п. та 1,81 п.п. відповідно. На зміну ставок на кредитні продукти у доларах США, окрім впливу рекомендованих ставок, вплинули коливання курсу долара США.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Прибутковість активних операцій комерційного банку є необхідною умовою його стабільної нормальної діяльності. Центральне

місце у даному питанні посідає ціноутворення на банківські кредити, які мають бути основою формування загального прибутку комерційного банку. Дуже важливо при формуванні цінової політики банку врахувати всі фактори ціноутворення на кредити. Прибутки від кредитних операцій у ПАТ «Альфа-Банк» виступає процентна ставка на кредитні продукти, що є ціною за кредит, яку сплачує позичальник. Встановлення процентних ставок на кредитні продукти у ПАТ «Альфа-Банк» формується на основі рекомендованих ставок, що пропонує головний банк, та маржі банку.

Список літератури

1. Плеханов Ю. О некоторых факторах ценообразования на рынке банковских услуг / Ю. Плеханов // Банковское дело. – 2007. – № 6. – С. 83-86.
2. Котляревський О.В., Оніщенко В.В. Аналіз макроекономічних чинників ціноутворення на банківські кредити в Україні / О.В. Котляревський, В.В. Оніщенко // Науковий вісник ДГМА. – 2010. – №1(68). – С. 319-322.
3. Заруцька О. Тенденції ціноутворення банківського процентного продукту / О. Заруцька, В. Коваленко // Вісник НБУ. – 2002. – № 8. – С. 36-38.
4. ПАТ «Альфа-Банк» / Офіційний сайт [Електронний ресурс]. - Режим доступу: <http://www.alfabank.com.ua>. Рукопись постуила в редакцію 16.03.12

УДК 338.124.4:658.141:622.7.002

В.Я.НУСІНОВ, д-р екон. наук, проф. Я.В.НУСІНОВА, канд. екон. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВАРТІСНІ ПОКАЗНИКИ КРИЗОВОГО СТАНУ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ КОМБІНАТІВ

Обґрунтовано необхідність при діагностиці кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів використовувати вартісні показники, зокрема показник запасу власного капіталу. Останній запропоновано визначати одним з двох методів: методом критичної дебіторської заборгованості або методом зміни власного капіталу. Для якісного аналізу кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів та встановлення ступеня кризи, запропоновано використовувати коефіцієнт стабільності.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Показники кризового стану також широко застосовуються для аналізу в офіційних методиках Фонду державного майна України [2], Агентства з питань запобігання банкрутству підприємств та організацій [3], Державної податкової адміністрації України [4], Аудиторської палати України [5], Національного банку України [6]. У 2006 році опубліковано Методику Міністерства фінансів України № 170 [7], у якій уперше враховані галузеві особливості при визначенні нормативів коефіцієнтів оборотності активів, рентабельності діяльності та рентабельності власного капіталу. Так, для підприємств видобувної промисловості встановлено високе значення нормативу коефіцієнту рентабельності діяльності, середнє значення – коефіцієнту рентабельності власного капіталу та низьке значення - коефіцієнту оборотності активів. У 2006 р. також викладено в новій редакції Методичні рекомендації щодо виявлення ознак неплатоспроможності підприємства Міністерства економіки України № 14 [8]. Перевагою зазначеної методики є те, що в ній наведені чіткі ознаки фіктивного банкрутства, доведення до банкрутства та приховуваного банкрутства.

На нашу думку, потрібно забезпечити єдність у методах розрахунку показників, також вважаємо за доцільне розглянути відповідність нормативам усіх показників кризового стану.

Застосування диференційованих методів, зокрема коефіцієнтного аналізу, ускладнене безрозмірністю використовуваних показників, відсутністю єдиної економічної сутності та чітко регламентованого їх набору для точного діагностування ступеня кризи. Інтегральні методи, хоча й дають кінцевий показник оцінки, теж не позбавлені суттєвих недоліків, основні з яких – безрозмірність кінцевих показників та їх низька рекомендаційна сторона.

Отже, існуючі показники оцінки кризового стану є різномірними, не забезпечуючи таким чином достатньої інформації для однозначного розуміння ситуації, що склалася на підприємстві, та не окреслюють можливі управлінські рішення, які необхідно прийняти для того, щоб звести всі використовувані фінансові коефіцієнти до нормативних значень.

У зв'язку з цим необхідно розробити інтегральний вартісний показник, який би характеризував відхилення фактичної суми активів підприємства від їх мінімальної величини, достатньої

для забезпечення стійкого економічного стану.

Аналіз досліджень та публікацій. Для оцінки кризового стану підприємств у роботі [1] пропонується використовувати коефіцієнтний, інтегральний, бально-рейтинговий методи та методи математичної статистики, зокрема факторний аналіз. Найбільш розповсюдженим є коефіцієнтний метод, який полягає в обчисленні системи показників кризового стану, що відповідають меті аналізу й найбільш повно характеризують економічний стан підприємства. Цей метод відзначається простотою обчислень, широкими можливостями різностороннього аналізу економічного стану шляхом зміни набору показників кризового стану. Недоліком коефіцієнтного методу є те, що він не передбачає формування узагальнюючої оцінки кризового стану.

Згідно з інтегральним методом оцінка кризового стану підприємства відбувається шляхом зважування базових показників кризового стану на відповідні вагові коефіцієнти, що характеризують значимість кожного базового коефіцієнта, і подальшого визначення узагальнюючої оцінки через додавання чи множення отриманих компонентів. Позитивними рисами інтегрального методу є незначна складність обчислень та отримання однієї кількісної характеристики економічного стану підприємства.

Бально-рейтинговий метод передбачає аналіз окремих напрямів діяльності підприємства, зокрема капіталу, якості активів, якості управління, доходності та менеджменту. За кожною з перерахованих характеристик діяльності підприємства визначаються бали, що формують сукупну бальну оцінку.

У той же час зазначені методи, на нашу думку, мають недоліки, основними з яких є суб'єктивність отриманих результатів, відсутність єдиних агрегованих показників оцінки та слабка рекомендаційна сторона аналізу, що знижує його корисність з точки зору користувачів інформації.

В основу застосування факторного аналізу на підприємстві покладена ідея, згідно з якою фінансова стабільність є прихованою величиною, що не піддається безпосередньому виміру, але проявляється через інші, пов'язані з нею, параметри діяльності підприємства: ліквідність, адекватність капіталу, прибутковість, – що можуть бути обчислені.

В усіх зазначених вище методах застосовується значна кількість різних показників кризового стану. У зарубіжних і вітчизняних авторів показники кризового стану групуються в спеціальні групи, кількість яких варіюється від чотирьох до шести. Так, П. Етрілл пропонує наступні групи показників: коефіцієнти рентабельності, коефіцієнти ефективності, коефіцієнти ліквідності, коефіцієнти структури капіталу та коефіцієнти інвестиційної привабливості. Аналогічні показники зустрічаються в роботах Ю. Бріггема та Е. Хелферта. В. В. Ковальов уводить ще одну групу коефіцієнтів – показники майнового стану. В. П. Савчук називає коефіцієнти інвестиційної привабливості ринковими показниками, а також пропонує ще одну групу коефіцієнтів – показники обслуговування боргу. Аналогічні групи показників розглядаються також у роботах І. А. Бланка, Дж. Ван Хорна, М. Н. Крейніної, Е. Нікбахта, О. С. Стоянової, В. М. Суторміної, А. Д. Шеремета.

Постановка завдання. Розглянемо методичні підходи до оцінки кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів на підставі вартісних показників.

Викладення матеріалу та результати. Основні принципи визначення вартісних показників оцінки кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів розкриваються в наступних етапах аналізу. На першому з них встановлюється система показників, які дозволяють діагностувати наявність або відсутність кризи на комбінаті. Об'єктивність отриманих результатів повинна забезпечуватися при мінімальному наборі показників. При розрахунку більшості показників оцінки кризового стану враховуються різні види зобов'язань, тому в роботі сформовано дві укрупнені групи фінансових показників у залежності від характеру зобов'язань, що використовуються при їх визначенні:

показники довгострокової перспективи, при розрахунку яких ураховується загальна сума зобов'язань або окремо сума довгострокових зобов'язань;

показники короткострокової перспективи, при розрахунку яких використовується окремо сума короткострокових зобов'язань.

На другому етапі проводиться вибір та економічне обґрунтування бази порівняння для оцінки фактичного значення показників оцінки кризового стану й встановлення обмежень їх зміни.

За базу порівняння в роботі обрано нормативні значення показників виокремлених груп, у якості яких використовуються величини, указані в загальноприйнятих методиках [2-8] або встановлені індивідуально для кожного підприємства з урахуванням особливостей його діяльності.

На третьому етапі розраховуються фактичні значення показників оцінки кризового стану та їх відхилення від обраних нормативів. Далі проводиться розрахунок вартісних показників запасу власного капіталу ZBK .

Для розрахунку пропонуємо використовувати два методи:

метод критичної дебіторської заборгованості;

метод зміни власного капіталу.

Економічна сутність критичної дебіторської заборгованості полягає в тому, що вона характеризує величину дебіторської заборгованості, при якій гранична кредиторська заборгованість $Z_{гран}$ дорівнює її фактичній величині.

Величина критичної дебіторської заборгованості знаходиться методом ітерації. Обирається довільне значення критичної дебіторської заборгованості та для нього, як це показано в роботі [9], розраховується величина граничної кредиторської заборгованості $Z_{гран}$. Перевіряється виконання одного з виразів

$$Z_{гран} = Z_{факт} \quad (1)$$

$$Z_{гран} > Z_{факт} \quad (2)$$

$$Z_{гран} < Z_{факт} \quad (3)$$

При виконанні рівності (1) ітерація закінчується та отримане значення дебіторської заборгованості приймається в якості критичного, при виконанні нерівності (3) значення критичної дебіторської заборгованості зменшується, а при виконанні нерівності (2), відповідно, збільшується, та ітерація продовжується.

Запас власного капіталу визначається за формулою:

$$ZBK = D_{\Sigma} - D_{крит}, \quad (4)$$

де ZBK - запас власного капіталу, визначений методом критичної дебіторської заборгованості, грн; D_{Σ} - величина сумарної дебіторської заборгованості, що визначена з урахуванням можливого продажу надлишків оборотних коштів та частини дебіторської заборгованості, що враховується при визначенні прибутку, грн; $D_{крит}$ - величина критичної дебіторської заборгованості, грн.

У методі зміни власного капіталу пропонуємо визначати за кожним окремим коефіцієнтом величину зміни активів підприємства, необхідну для досягнення його нормативу. Величина відповідної зміни характеризує запас власного капіталу за даним коефіцієнтом.

Визначимо через m індекс, що характеризує порядковий номер коефіцієнту, використовуваного при діагностиці. Позначимо величину запасу власного капіталу для m -го коефіцієнту через (ZBK_m) .

У випадку, коли отримане значення m -го оцінюваного фінансового коефіцієнту гірше ніж відповідний норматив, величина $ZBK_m < 0$. У цьому разі величина ZBK_m являє собою розрахункову величину приросту вартості власних активів, необхідну для досягнення нормативу за даним коефіцієнтом.

У випадку, коли отримане значення m -го фінансового коефіцієнту дорівнює відповідному нормативу або краще від нього, величина $ZBK_m > 0$. У цьому разі величина ZBK_m характеризує собою розрахункову суму власних активів, вилучення яких з господарського обороту не спричинить кризи.

При проведенні оцінки кризового стану підприємств спочатку розглядаються коефіцієнти, де використовується загальна сума зобов'язань. Це передусім група показників фінансової стійкості (структури капіталу).

Величина запасу власного капіталу, необхідна для приведення коефіцієнту співвідношення власних та позикових коштів до нормативу, знаходиться з рівняння

$$\frac{BK - ZBK_1}{3} = H_1, \quad (5)$$

де H_1 - прийняте нормативне значення коефіцієнту співвідношення власних та позикових коштів, частка од; ZBK_1 - запас власного капіталу, необхідний для приведення коефіцієнта співвідношення власних та позикових коштів до нормативу, грн.

Шукана величина $ЗВК_1$ з рівняння (5) складає

$$ЗВК_1 = ВК - H_1 \cdot 3. \quad (6)$$

Наступним показником групи фінансової стійкості є коефіцієнт фінансового ризику, якому у роботі присвоєно індекс 2 K_2 , що є оберненою величиною коефіцієнту співвідношення власного та позикового капіталу.

Формула розрахунку величини $ЗВК_2$ має вигляд

$$ЗВК_2 = \frac{ВК \times H_2 - 3}{H_2}, \quad (7)$$

де H_2 – прийнятий норматив коефіцієнту фінансового ризику, частка од.

Одним з узагальнюючих показників оцінки фінансової стійкості є коефіцієнт фінансової автономії, якому у роботі присвоєно індекс 3, характеризує долю власних коштів у загальній сумі фінансових ресурсів підприємства. Шукана величина запасу власного капіталу для приведення коефіцієнту автономії до визначеного нормативу дорівнює

$$ЗВК_3 = ВК + \frac{H_3 \times (Вп + Дмп + 3)}{H_3 - 1}. \quad (8)$$

Завершальною стадією аналітичної діагностики кризового стану є проведення підсумкової оцінки з використанням єдиного вартісного показника – інтегрального запасу власного капіталу ($ЗВК$), який визначається на підставі отриманого набору показників ($ЗВК_m$) за методом, обраним особою, яка проводить діагностику кризового стану: з використанням коефіцієнтів вагомості, за найгіршим варіантом тощо.

Згідно з першим методом, експертним шляхом визначаються коефіцієнти вагомості для кожного виду фінансового коефіцієнту. Величина ($ЗВК$) являє собою суму зважених за цими коефіцієнтами величин ($ЗВК_m$)

$$ЗВК = \sum_{m=1}^M k_m \times ЗВК_m, \quad (9)$$

де k_m – коефіцієнт вагомості m -го фінансового коефіцієнту, частка од; M – загальна кількість фінансових коефіцієнтів, що використовуються в процесі аналізу.

У другому випадку величина ($ЗВК$) розраховується за найгіршим варіантом

$$ЗВК = \min \{ЗВК_1, ЗВК_2, \dots, ЗВК_m, ЗВК_M\}, \quad (10)$$

де $\min$ – мінімум з усіх показників запасу власного капіталу, розрахованих для використовуваних при діагностиці кризи на комбінаті коефіцієнтів.

Чим більшим є від'ємне значення ($ЗВК$), тим менш стабільним є підприємство, оскільки для нормалізації свого економічного стану та виходу з кризи йому необхідно залучити до господарського обороту більше власних активів. Чим більшим є позитивне значення ($ЗВК$), тим більш стабільним є підприємство, оскільки існує запас інвестицій у економічний розвиток.

Якісний аналіз економічного стану гірничо-збагачувальних комбінатів та встановлення ступеня кризи, пропонується проводити з використанням коефіцієнту стабільності, який знаходиться з виразу

$$K_c = 1 + \frac{ЗВК}{3A}, \quad (11)$$

де K_c – коефіцієнт стабільності, частка од; $3A$ – загальна сума активів, грн.

Цей коефіцієнт характеризує рівень стабільності діяльності підприємства з урахуванням досягнення прийнятих нормативів показників, за допомогою яких проводиться діагностика кризового стану. На його основі якісно оцінюється ступінь кризи.

За результатами проведеного експертного дослідження прийнята наступна диференціація ступеню кризи на основі розрахованого коефіцієнту стабільності за такою шкалою

- $0,8 \leq K_c < 1$ – легкий ступінь кризи;
- $0,6 \leq K_c < 0,8$ – середній ступінь кризи;
- $K_c < 0,6$ – важкий ступінь кризи.

За умови наявності на підприємстві від'ємної величини власного капіталу рівень кризового стану може бути діагностований як фінансова катастрофа.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Існуючі показники оцінки кризового стану є різномірними, не забезпечуючи таким чином достатньої інформації для однозначного розуміння ситуації, що склалася на підприємстві, та не окреслюють можливі управлінські рі-

шення, які необхідно прийняти для того, щоб звести всі використовувані фінансові коефіцієнти до нормативних значень. Для вирішення цих задач доцільно застосовувати вартісні показники, зокрема показник запасу власного капіталу.

Список літератури

1. **Петриченко Л.Ю.** Системна модель аналізу фінансової стійкості комерційного банку / Л.Ю.Петриченко, В.І.Грушко // Фінанси України. – 2001. – Вип.46. – С.34-35
2. **Положення** про порядок здійснення аналізу фінансового стану підприємств, що підлягають приватизації. Наказ Фонду державного майна України від 26 січня 2001р. № 49/121. // Офіційний вісник України – 2001. – № 7
3. **Методика** проведення поглибленого аналізу фінансово-господарського стану неплатоспроможних підприємств та організацій, затв. наказом Агентства з питань запобігання банкрутству підприємств та організацій від 27.06.1997 № 81 // Офіційний вісник України. - 1997. - № 32
4. **Методичні рекомендації** з організації кабінетного аудиту (для юридичних осіб), затв. наказом Державної податкової адміністрації України від 25.11.2002. № 567 // Бухгалтерія. – 2003. - № 18
5. **Методичні рекомендації** щодо підготовки аудиторського висновку при перевірці відкритих акціонерних товариств та підприємств – емітентів облігацій (крім комерційних банків). Протокол засідання Аудиторської палати України від 23 лютого 2001р. № 99. // Бухгалтерський облік і аудит. – 2001
6. **Рекомендації** щодо оцінки комерційними банками кредитоспроможності та фінансової стабільності позичальника. Лист Національного банку України від 02 червня 1994р. № 23011/79.
7. **Методика** аналізу фінансово-господарської діяльності підприємств державного сектору економіки, затв. наказом Міністерства фінансів України від 14.02.2006 р. №170 // Офіційний вісник України. – 2006. - №13
8. **Методичні рекомендації** щодо виявлення ознак неплатоспроможності підприємства та ознак дій з приховування банкрутства, фіктивного банкрутства чи доведення до банкрутства, затв. наказом Міністерства економіки України 19.01.2006 № 14 // Українська інвестиційна газета. – 2006. – №43. – С.15-22
9. **Нусинов В.Я.** Прогнозирование и оценка экономических результатов производства в условиях инвестирования и принятия стабилизационных мер в промышленности / В.Я.Нусинов. – Днепропетровск: Наука и образование, 1998. – 223 с.

Рукопись поступила в редакцию 28.03.12

УДК 331.101.262

В.В. ОРЛОВ¹³, канд. наук з держ. упр., Криворізький економічний інститут
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОРЕНДА ПЕРСОНАЛУ ЯК ІННОВАЦІЯ В ГАЛУЗІ УПРАВЛІННЯ ТРУДОВИМИ РЕСУРСАМИ

Проведено аналіз економічних та правових чинників впровадження оренди персоналу у практику діяльності вітчизняних підприємств

Постановка проблеми у загальному вигляді. Головним завданням менеджменту підприємств є ефективність виробництва, яке має приносити максимальний прибуток при оптимальному рівні витрат. Існує багато способів досягнення цього завдання. Деякі прагнуть економити на ресурсах, прагнучи знайти якнайкращу якість за найменшою ціною, інші підписують договори, скорочуючи тим самим ризики невиконання обумовлених умов і появи незапланованих витрат [1].

Але, як відомо, економії лише на ресурсах недостатньо, оскільки основна частка витрат приходить на оплату праці працівників організації, незалежно від того, яким видом діяльності вона займається. Це примушує менеджерів знаходити різні методи скорочення кількості працівників в штаті, а отже і витрат на заробітну плату. Найбільш ефективними з них є аутстафінг і аутсорсінг. В Україні цей інструмент управління персоналом досить новий і маловідомий.

Постійне подорожчання робочої сили у великих містах веде до появи нових ефективних способів скорочення витрат. Останнім часом все більшого поширення набуває досить нове для України явище - надання персоналу у користування, або, як його ще називають, оренда персоналу.

Аналіз досліджень і публікацій останніх років. Враховуючи те, що оренда персоналу - явище досить нове у практиці діяльності вітчизняних підприємств, воно недостатньо досліджено у економічній та юридичній науці. Проте, певною мірою теоретичні аспекти аутстафінгу, аутсорсінгу, лізингу персоналу викладені у працях І. Гуштіна, О. Сафонової, Ю. мірнові, Н. Мартинова, Б.А. Анікіна, А. Соколова та інших.

Виділення не вирішених раніше частин загальної проблеми. Оренда персоналу як юридична конструкція законодавством України не передбачена. Впровадження такої схеми потребуватиме певних змін в нормативно-правовій базі України. При цьому, саме поняття „оренда персоналу” навряд чи буде закріплено законодавчо, оскільки це не юридичне, а економічне поняття, яке відображує саме економічну сутність явища.

У зв'язку з поширенням в Україні такого явища як оренда персоналу, виникає проблема розуміння його економічної сутності та належного оформлення в рамках чинного законодавства. Для цього, у першу чергу, необхідно чітко визначити природу відносин, які виникають при оренді персоналу.

Постановка завдання. Метою даної статті є виявлення можливостей впровадження оренди персоналу у практику діяльності підприємств в умовах сьогодення.

Викладення основного матеріалу дослідження. Оренда персоналу передбачає виведення частини співробітників підприємства зі штату і оформлення їх працевлаштування через рекрутингову компанію. Остання оформлює співробітників компанії-замовника в свій штат і відповідає за виплату зарплати, податків, ведення кадрового діловодства відповідно до законодавства тощо. Як впливає з суті таких відносин, їх безпосередніми учасниками є як провайдер послуги і замовник, так і працівник. Таким чином, оренда персоналу зачіпає, з однієї сторони, цивільно-правові відносини між провайдером та замовником, а з іншої сторони, трудові відносини за участю працівника. Відповідно, оренда персоналу передбачає наявність двох договорів: цивільно-правового та трудового.

Оренда персоналу як передача організацією певних функцій на обслуговування іншій компанії, що спеціалізується у відповідній області, виходить з принципу: «залишаю собі тільки те, що можу робити краще інших, передаю зовнішньому виконавцеві те, що він робить краще за мене». За таких умов тимчасові і частково зайняті працівники, які використовуються в рамках того або іншого проекту і з часом можуть переходити в штат організації [2].

Послугою оренди персоналу користуються компанії, які обмежені в кількості співробітників штатним розкладом. Також оренда персоналу - дуже зручна схема, якщо мова йде про якесь тимчасове або одноразове проекту, що вимагає збільшення кількості виконавців, але тільки на певний час. Крім того послугами оренди персоналу можна скористатися в разі необхідності скорочення витрат на утримання штатних одиниць, завантаженість яких є незначною, періодичної або ж епізодичній. Наприклад, для фірм, які не вимагають ведення великого і постійного бухгалтерського обліку дуже зручним буде взяти в оренду персонал від кадрового агентства співробітника, що здійснює бухгалтерські функції. У договорі оренди персоналу обмовляється об'єм і тимчасові рамки виконання робіт.

Доречність оренди персоналу з'являється тоді, коли фірмі необхідно виконання адміністративних, проектних, ремонтних, менеджерських та інших робіт, які характеризуються періодичністю (а не постійністю) і тоді, коли прийняття на постійну роботу співробітників для виконання таких завдань є юридично неможливим або економічно недоцільним.

Оренда персоналу відрізняється від аутстафінгу тим, що кадрове агентство здійснює для компанії замовника підбір необхідного співробітника, оформляє з ним трудові відносини, і надає замовнику даного співробітника в оренду для виконання певних робіт на підставі укладеного договору - лізингу персоналу (оренди персоналу), між провайдером і фірмою-замовником. Відповідно, фірма замовник може істотно виграти в юридичному та фінансовому відношенні, використовуючи схему лізингу персоналу.

Послуги з оренди персоналу стають досить динамічним сектором сучасної економіки. Менеджмент у сфері послуг має певну специфіку, яка полягає у тому, що послуги характеризуються невідчутністю пропозиції, невіддільністю виробництва і споживання, складністю їх стандартизації і небереженістю, що зумовлює основні завдання управління в даній сфері: контроль якості, підвищення продуктивності праці та управління людськими ресурсами.

До оренди персоналу в сфері управління персоналом вдаються не тільки при необхідності залучення некваліфікованих співробітників, а й висококваліфікованих фахівців.

Проблеми правового регулювання даного економічного за своєю сутністю явища мають бути досліджені більш детально. Розглядаючи питання правомірності укладення провайдером та замовником цивільно-правового договору відносно оренди персоналу, у першу чергу необхідно відмітити, що відповідно до Цивільного кодексу України предметом договору оренди

може бути тільки майно, тобто річ або майнові права. Закон не включає персонал до предмету оренди. Таким чином, як бачимо, можливість укладення договору оренди персоналу чинним законодавством прямо не передбачена. У той же час сторони мають право укласти договір, який хоча й не передбачений законодавством, але відповідає його загальним принципам. Враховуючи основні принципи регулювання оренди, очевидно сторонам досить владно скласти договір, який би враховував норми закону, що регулюють оренду в цілому, і, у той же час, відображав суть відносин з оренди персоналу.

На практиці оренду персоналу переважно розглядають як послугу, а відносини між провайдером та замовником відповідно оформлюють договором про надання послуг. При цьому, досить часто сторони укладають договір про надання фахових послуг у певній сфері (наприклад, бухгалтерських послуг), а не послуг з надання фахівців у такій сфері (відповідно, бухгалтерів). Такий підхід обґрунтовується відсутністю законодавчого регулювання оренди персоналу, а також ризиком підвищеної уваги контролюючих органів при перевірках діяльності замовника та провайдера. Однак зазначений підхід має ще й істотний недолік: відносини сторін у рамках оренди персоналу залишаються недостатньо врегульованими. У зв'язку з цим вважаємо, що для належного забезпечення прав та інтересів обох сторін з оренди персоналу, договір між провайдером та замовником повинен максимально точно відображати фактичні відносини сторін.

Що ж до назви, яка використовується при укладанні подібних договорів, то тут існують досить різні варіанти – і договори оренди персоналу, і договори аутсорсингу або аутстафінгу, або навіть договори лізингу персоналу. На нашу думку, найбільш прийнятна назва буде звучати як договір підряду на виконання послуг з надання персоналу. Адже, «здати в оренду», «надати в користування» можна річ, майнове право або інший об'єкт цивільного права, а працівники не є об'єктами цивільного обороту.

Як і все нове, питання врегулювання відносин між сторонами у рамках договорів за подібною схемою в українському законодавстві не передбачені. І хоча у більшості випадків використовують два типи договорів - цивільний між провайдером та замовником послуг та трудовий між провайдером, який виступає як роботодавець, та найманим працівником, на практиці можливі проблемні ситуації.

Незважаючи на це, ринок послуг з оренди персоналу в Україні досить активно розвивається, хоча юридичне оформлення подібних відносин пов'язане з рядом труднощів, які обумовлені відсутністю відповідної нормативно-правової бази.

Важливою складовою оренди персоналу є трудові відносини за участю працівника. Необхідно відзначити, що оренда персоналу передбачає наявність трудового договору тільки між провайдером та працівником. Відповідно, на провайдера покладаються всі обов'язки роботодавця, передбачені чинним законодавством. Провайдер несе відповідальність за правильне оформлення кадрових документів, своєчасне нарахування та виплату заробітної плати, надання та оплату лікарняних і відпусток, дотримання інших вимог трудового законодавства. І хоча формально працівник перебуває у трудових відносинах лише з провайдером, при оренді персоналу фактичним роботодавцем є замовник.

Так, переважно робоче місце працівника розташоване на території (у приміщенні) замовника, щоденні інструкції по суті робочих завдань також надає замовник тощо. Така схема, безумовно, має значні переваги для замовника, який фактично використовує працю працівника, але формально не несе відповідальності за виконання обов'язків роботодавця. Однак, з точки зору трудового законодавства, зазначена схема може створити й певні ускладнення для замовника. З однієї сторони, необхідно враховувати, що фактична реалізація оренди персоналу, в першу чергу, залежить від згоди працівника. При відмові працівника від роботи у замовника в рамках оренди персоналу, провайдер та замовник навряд чи зможуть вплинути на працівника адміністративним шляхом.

З іншої сторони, згода працівника - не єдиний фактор ризику при оренді персоналу. Так, фактично працюючи у замовника, у будь-який момент працівник може вимагати визнання того, що відносини між ним та замовником є трудовими. При цьому працівник може посилається на положення Кодексу законів про працю України, згідно з якими працівник має право укласти трудовий договір з декількома роботодавцями одночасно; трудовий договір може бути укладено в усній формі; і навіть за відсутності наказу про прийняття на роботу, фактичний допуск

працівника до роботи означає укладення з ним трудового договору. Зацікавленість працівника у визнанні наявності трудових відносин між ним та замовником, як правило, зумовлена бажанням працівника отримати заробітну плату, доплати та надбавки, соціальне забезпечення (наприклад, оплату спортивних занять, страховки) та інші пільги, які надаються штатним працівникам замовника. Більше того, як наслідок визнання трудових відносин між працівником та замовником, договір між замовником та провайдером може бути визнано недійсним у судовому порядку. Така ситуація може мати істотні негативні наслідки і для замовника, і для провайдера.

У якості висновку необхідно відзначити, що все більш широке застосування послуг з оренди персоналу в Україні вказує на необхідність прийняття відповідних законів, які б належним чином врегулювали права та обов'язки всіх учасників правовідносин, що виникають при оренді персоналу. При цьому, очевидно, Україні необхідно брати до уваги тенденції у розвитку оренди персоналу на світовому ринку праці. Так, у 1997 році Міжнародною організацією праці було прийнято Конвенцію № 181, що в якості допустимої послуги передбачила найм працівників з метою надання їх у користування третій стороні (фізичній або юридичній особі), яка встановлює працівникам робочі завдання та контролює їх виконання. Прийняття конвенції по суті означає визнання законності оренди персоналу на міжнародному рівні. У той же час, Україна не ратифікувала зазначену конвенцію, відповідно, на даний момент позиція законодавця щодо можливості оренди персоналу залишається невідомою.

Незважаючи на це, ринок послуг з оренди персоналу в Україні досить активно розвивається, хоча юридичне оформлення подібних відносин пов'язане з рядом ускладнень, обумовлених відсутністю відповідної нормативно-правової бази.

По-перше, персонал, тобто безпосередньо працівник, людина, не можуть передаватись в оренду. Передача в користування об'єкту оренди здійснюється за волею орендодавця і без врахування волі об'єкту оренди, яким в цьому випадку виступатиме персонал. За таких умов, волевиявлення персоналу, як об'єкту оренди, не буде враховуватись. Відповідно порушуються основні права і свободи людини, зокрема, на вільний вибір праці, закріплені в Конституції України.

По-друге, схема оренди персоналу має багато спільного з наданням послуг, найбільш доцільним буде оформлення оренди персоналу договором про надання послуг спеціаліста у відповідній галузі. В цьому випадку предметом договору є не сам спеціаліст, а його послуги, фактично, його праця. Завдання спеціаліста та контроль за їх виконанням в цьому випадку покладається на замовника, який саме цього і прагне при оренді персоналу. Тобто фактично, замовник регулює процес праці, а не його результати. Таке регулювання є властивістю трудового договору, що дає підстави говорити про фактичну оренду персоналу.

Одночасно, використання цивільно-правового договору про надання послуг надає замовнику (компанії-користувачу) саме ті переваги, на які він розраховує при застосуванні схеми оренди персоналу - відсутність трудових відносин та похідних від цього обов'язків, можливість заміни спеціаліста у разі його хвороби, відпустки, тощо. За таких умов, зміни в нормативних актах можуть бути досить обмеженими і стосуватись лише окремих положень трудового та цивільного законодавства України.

Говорячи про ризик визнання правовідносин замовника з орендованим працівником як трудових, зазначимо, що дійсно, Кодекс законів про працю передбачає можливість укладення трудових договорів з кількома роботодавцями одночасно, укласти їх в усній формі, а також визначає день фактичного допуску працівника до роботи моментом вступу в дію такого трудового договору. Однак визнання таких правовідносин як трудових дуже мало ймовірно, оскільки, по-перше, між працівником та замовником фактично не узгоджуються істотні умови трудового договору, а по-друге, у договорі, укладеному між компанією-провайдером та замовником, зазвичай чітко визначаються дані про працівника, що «орендується», що слугує додатковим доказом при встановленні підстав виконання працівником роботи в інтересах замовника.

Висновки. Використанні послуги оренди персоналу виникають наступні переваги для організації:

- зниження витрат, пов'язаних з адмініструванням персоналу;
- збереження штатної чисельності без зміни фактичної, відповідність штатним розкладом;
- більш гнучке кадрове планування;

забезпечення безперервного стажу роботи, відповідних соціальних гарантій працівників;
 продумана схема документообігу;
 можливість оформлення в штат посередника співробітників на час випробувального терміну, не беручи на себе додаткових зобов'язань;
 набір потрібного персоналу в короткий термін в будь-якому обсязі.
 відсутність витрат на компенсаційні пакети.
 можливість міняти співробітника необмежену кількість разів.
 можливість найняти сподобався співробітника в постійний штат.
 відсутність витрат та простоїв у разі хвороби основного працівника.

Таким чином оренда персоналу дозволяє зменшувати адміністративні і тимчасові витрати з ведення кадрового діловодства, бухгалтерського обліку, складання звітності.

Перспективи впровадження даної новації у процес управління трудовими ресурсами досить широкі. Практика крупних та середніх компаній підтверджує такий прогноз.

Список літератури

1. Аникин Б.А., Рудая И.Л. Аутсорсинг и аутстафтинг: высокие технологии менеджмента. – Учебное пособие, ИНФРА-М, 2009. – 457 с.
2. Календжян С.О. Аутсорсинг и делегирование полномочий в деятельности компаний. – «Дело», М., 2003. – 321 с.

Рукопись поступила в редакцию 29.03.12

УДК 658.14:330.452

С.М. КОРОЛЕНКО, канд. екон. наук, доц., Д.Л. РУСОВ, магістрант
 ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ СКЛАДОВИХ ФОРМУВАННЯ ФІНАНСОВИХ РЕЗУЛЬТАТІВ ВІД ОПЕРАЦІЙНОЇ ДІЯЛЬНОСТІ ПІДПРИЄМСТВА

Проведено факторний аналіз впливу основних складових на величину операційного прибутку підприємства з метою виявлення джерел можливого збільшення результативного показника та підвищення його якості на прикладі ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У ринкових умовах, коли в Україні відбуваються структурні зміни в економіці, особлива увага приділяється оцінці фінансових результатів. В останній час значення прибутку і процесу управління ним значно зросло, так як швидкоплинні процеси в економіці вимагають від підприємств розширеного відтворення, оновлення процесу виробництва, прийняття обґрунтованих управлінських рішень. Операційний прибуток відображає багатопланову систему економічних зв'язків на сучасному етапі розвитку суспільства, що впливає на конкурентоздатність продукції і підприємства.

Аналіз досліджень та публікацій. Проблема формування операційного прибутку завжди знаходилася у центрі уваги українських та зарубіжних учених–економістів. Варто відзначити, що питання формування операційного прибутку знайшли своє відображення у працях закордонних учених А.А. Аткинсона, М.І. Баканова, І.Т. Балабанова, Р.Д. Банкера, С.Б. Барнгольца, В.Я. Горфинкеля, А.В.Калини, В.В. Ковальова, Р.С. Каплана, О.О.Орлова, Т. Скоуна, Г.М. Тація, Е. Хельфerta, Р. Шмалензі, В.О. Швандара, А.Д. Шеремета, С. Фішера, та інших. Цим питанням присвячені роботи вітчизняних учених І.О. Бланка, М.А. Болух, Р.Ф. Бутинця, О.Д. Василика, М.І. Горбатов, В.М. Івахненко, В.І. Іващенко, К.В. Ізмайлової, М.Я. Коробова, Д.Ф. Крисанова, С.Ф. Покропівного, В.О. Мец, Є.В. Мниха, О.О. Орлова, В.В. Прядко, Г.М.Тарасюк, М.Г. Чумаченко, А.М.Турило та інших. У роботах цих авторів висвітлюються питання організації та управління фінансовими результатами, актуальні проблеми організації та управління операційним прибутком підприємств в ринкових умовах господарювання.

Постановка завдання. Метою даного дослідження є виявлення впливу кожної складової формування операційного прибутку підприємства на фінансові результати від операційної діяльності. В зв'язку з цим, основні завдання, які необхідно вирішити наступні: визначено, які саме складові формують операційний прибуток ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»; проаналізо-

вано існуючі методики проведення факторного аналізу операційного прибутку; внесено необхідні корективи в обрані методики, які б дозволили врахувати умови функціонування металургійного підприємства; розроблено рекомендації щодо покращення фінансових результатів від операційної діяльності та визначено напрями подальших досліджень.

Викладення матеріалу та результати. В загальному вигляді, фінансовий результат – це приріст або зменшення вартості власного капіталу підприємства, який виник в процесі його господарської діяльності за звітний період. Якщо ж це фінансовий результат від операційної діяльності, то це виражений у грошовій формі підсумок господарської діяльності (прибуток або збиток) від здійснення основної (операційної) діяльності підприємства.

До складових, які формують операційний прибуток підприємства відносять: дохід (виручка) від реалізації продукції (товарів, робіт, послуг); податок на додану вартість; акцизний податок; інші вирахування з доходу; собівартість реалізованої продукції (товарів, робіт, послуг); інші операційні доходи; адміністративні витрати; витрати на збут; інші операційні витрати.

Для аналізу впливу кожної складової на величину операційного прибутку підприємства, необхідно провести факторний аналіз.

Факторний аналіз операційного прибутку - це методика комплексного системного вивчення та виміру впливу факторів на величину результативного показника, а саме операційного прибутку підприємства.

Фактори, які впливають на величину прибутку від реалізації продукції або надання послуг, є такими:

зміна обсягу реалізації - збільшення обсягів продажу рентабельної продукції веде до збільшення суми прибутку, а нерентабельної - навпаки, до її зменшення;

зміна асортименту продукції - якщо збільшується частка рентабельної продукції в загальному обсязі реалізації, то і прибуток, відповідно, зростає;

зміна собівартості продукції - її зростання є причиною зменшення прибутку, а зменшення собівартості - навпаки, збільшує прибуток;

зміна ціни реалізації - при збільшенні цін сума прибутку зростає, якщо ціна зменшується, то зменшується і прибуток.

чисельність та склад персоналу - кількість працівників, достатня для повноцінного обслуговування технологічного процесу, забезпечує зростання прибутку, також велике значення має і кваліфікація працівників.

економічне стимулювання працівників - вплив цього фактору можна оцінити через показники оплати праці та її продуктивність. Чим ефективнішим є стимулювання персоналу, то кращою буде їх праця, і як наслідок - більшими випуск продукції та прибуток.

продуктивність праці - її зростання, за інших однакових умов, спричиняє збільшення величини прибутку.

стан матеріально-технічної бази підприємства - сучасні засоби праці підвищують її продуктивність, а отже, і прибуток.

фондовіддача - збільшення фондовіддачі збільшує випуск продукції на 1 грн вкладених грошей, це також веде до росту прибутку [3, с. 36-37].

Проаналізуємо вплив факторів на операційний прибуток ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» у 2009-2010 рр., використовуючи вихідні дані Форми фінансової звітності №2 «Звіт про фінансові результати» (табл. 1).

Таблиця 1

Аналіз операційного прибутку ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», 2009-2010 рр.

Фактор, тис. грн	Рік		Відхилення	
	2009	2010	абсолютне	відносне, %
Дохід (виручка) від реалізації продукції (товарів, робіт, послуг) (ВР)	14980295,00	24280132,00	9299837,00	62,08
Податок на додану вартість (ПДВ)	582104,00	799946,00	217842,00	37,42
Інші вирахування з доходу (ІВ)	5,00	6,00	1,00	20,00
Чистий дохід (виручка) від реалізації продукції (товарів, робіт, послуг) (ЧД)	14398186,00	23480180,00	9081994,00	63,08
Собівартість реалізованої продукції (товарів, робіт, послуг) (С)	12550179,00	19043088,00	6492909,00	51,74
Валовий прибуток (ВП)	1848007,00	4437092,00	2589085,00	140,10

Продовження табл. 1

Інші операційні доходи (ІОД)	9960727,00	14894610,00	4933883,00	49,53
Адміністративні витрати (АВ)	563709,00	566892,00	3183,00	0,56
Витрати на збут (ВЗ)	858975,00	1267199,00	408224,00	47,52
Інші операційні витрати (ІОВ)	10346691,00	15256863,00	4910172,00	47,46
Фінансові результати від операційної діяльності (ОП)	39359,00	2240748,00	2201389,00	5593,10

За допомогою даних Звіту про фінансові результати, виявити вплив всіх перелічених факторів на фінансовий результат підприємства від операційної діяльності неможливо, тому що нам невідомі такі показники, як питома вага реалізованої та виробленої продукції, обсяг випуску та реалізації, а також ціна та собівартість одиниці продукції.

У той же час, знаючи середній індекс цін, можна визначити вплив змін цін, обсягу реалізованої та випущеної продукції на розмір операційного прибутку.

За даними Держкомстату України у 2010 р. проти 2009 р. (грудень до грудня) індекс цін становив 109,1 % [4].

Знаючи індекс цін, маємо можливість визначити вплив факторів на зміну доходу від реалізації. За розрахунковими даними (див. табл.1) у 2010 р. порівняно з 2009 р. дохід від реалізації був на 9299837 тис. грн або на 62,08 % більшим, собівартість реалізованої продукції на 6492909 тис. грн або 51,74 % більша. Це збільшення є наслідком впливу двох факторів: ціни та обсягу реалізованої продукції. Розрахувати величину впливу кожного з них можна у такий спосіб:

$$\Delta BP_{\Pi} = BP_{2010} - BP_{2010} / 1,091 = 24280132 - 24280132 / 1,091 = 2025198,91 \text{ тис. грн};$$

$$\Delta BP_O = BP_{2010} / 1,091 - BP_{2009} = 24280132 / 1,091 - 14980295 = 7274638,09 \text{ тис. грн};$$

$$\Delta C_{\Pi} = C_{2010} - C_{2010} / 1,091 = 19043088 - 19043088 / 1,091 = 1588378,56 \text{ тис. грн};$$

$$\Delta C_O = C_{2010} / 1,091 - C_{2009} = 19043088 / 1,091 - 12550179 = 4904530,44 \text{ тис. грн},$$

де ΔBP_{Π} , ΔC_{Π} – зміна, відповідно, виручки від реалізації і собівартості реалізованої продукції за рахунок ціни; ΔBP_O , ΔC_O – зміна, відповідно, виручки від реалізації і собівартості за рахунок обсягу.

Отже, зростання цін сприяло збільшенню виручки від реалізації на 2025198,91 тис. грн, собівартості - на 1588378,56 тис. грн, а збільшення обсягу випуску сприяло збільшенню виручки від реалізації на 7274638,09 тис. грн, собівартості - на 4904530,44 тис. грн.

Як показують розрахунки, ціна реалізації впливає на величину операційного прибутку у складі двох факторів: собівартості та доходу (виручки) від реалізації. При цьому вплив у складі собівартості зменшує прибуток, а у складі доходу від реалізації - збільшує. З огляду на це загальний вплив ціни реалізації на операційний прибуток можна розрахувати у такий спосіб

$$\Delta OP_{\Pi} = \Delta BP_{\Pi} - \Delta C_{\Pi} = 2025198,91 - 1588378,56 = 436820,35 \text{ тис. грн},$$

де ΔOP_{Π} – зміна операційного прибутку за рахунок зміни цін.

За рахунок збільшення ціни операційний прибуток підприємства виріс на 436820,35 тис. грн.

Визначаючи вплив на фінансові результати від операційної діяльності витрат на управління (адміністративні витрати), витрат на збут та інших операційних витрат, треба пам'ятати, що це фактори зворотного впливу, тобто формула буде мати знак мінус

$$\begin{aligned} \Delta OP_B &= -[(AB_{2010} + BZ_{2010} + IOB_{2010}) - (AB_{2009} + BZ_{2009} + IOB_{2009})] = \\ &= -(566892 + 1267199 + 15256863) - (563709 + 858975 + 10346691) = -5321579 \text{ тис. грн}, \end{aligned}$$

де ΔOP_B – зміна операційного прибутку за рахунок зміни витрат.

Отже, збільшення цих витрат у 2010 р., порівняно з 2009 р., призвело до зменшення прибутку на суму 5321579 тис. грн.

Визначити вплив величини інших операційних доходів на зміну операційного прибутку можна за такою формулою

$$\Delta OP_I = IOD_{2010} - IOD_{2009} = 14894610 - 9960727 = 4933883 \text{ тис. грн},$$

де ΔOP_I – зміна операційного прибутку за рахунок інших операційних доходів.

Як бачимо, за рахунок збільшення суми інших операційних доходів операційний прибуток збільшився на 4933883 тис. грн.

Вплив податку на додану вартість розраховуємо за формулою

$$\Delta OP_{\Pi DB} = -(\Pi DB_{2010} - \Pi DB_{2009}) = -(799946 - 582104) = -217842 \text{ тис. грн},$$

де $\Delta OP_{\Pi DB}$ – зміна операційного прибутку за рахунок сплати ПДВ.

Це означає, що збільшення величини податку на прибуток сприяло зменшенню прибутку на суму 217842 тис. грн. Отримані дані узагальнено в табл. 2

Узагальнена таблиця впливу факторів на величину операційного прибутку ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», 2010 р.

Фактор впливу	Сума, тис. грн
Зміна ціни	436820,35
Податок на додану вартість	-217842,00
Інші вирахування з доходу	-1,00
Зміна обсягу реалізації	7274638,09
Зміна обсягу виробництва	-4904530,44
Інші операційні доходи	4933883,00
Адміністративні витрати, витрати на збут, інші операційні витрати	-5321579,00
Абсолютне відхилення фінансових результатів від операційної діяльності	2201389,00

Ефективність факторного аналізу підтверджує збільшення операційного прибутку на суму 2201389 тис. грн (див. табл.1,2) за рахунок підвищення ціни, збільшення обсягу реалізації, інших операційних доходів.

Такі складові, як: адміністративні витрати, витрати на збут, інші операційні витрати, у разі їх зменшення можна вважати суттєвим джерелом збільшення операційного прибутку підприємства, тому робота щодо оптимізації витрат підприємства саме в цьому напрямі є досить важливою та необхідною.

Висновки та напрямки подальших досліджень. За результатами факторного аналізу можна оцінити якість прибутку та можливі джерела його збільшення.

Якість прибутку від основної діяльності вважається високою, якщо її збільшення зумовлене зростанням обсягу продажів, зниженням собівартості продукції. Низька якість прибутку характеризується зростанням обсягів реалізації за рахунок росту цін на продукцію без збільшення фізичного обсягу продажів і зниження витрат на гривню продукції. На прикладі ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» на основі отриманих даних у результаті проведеного факторного аналізу, можна стверджувати про високу якість прибутку від операційної діяльності цього підприємства.

Збільшення прибутку можливе за рахунок: нарощення обсягів виробництва і реалізації товарів; здійснення заходів щодо підвищення продуктивності праці своїх працівників; зменшення витрат на виробництво продукції; кваліфікованого здійснення цінової політики; грамотної побудови ділових відносин з постачальниками, посередниками, покупцями; покращення системи маркетингу на підприємстві; удосконалення продукції з середнім рівнем рентабельності, а низькорентабельну зняти з виробництва; постійного проведення наукових досліджень аналізу ринку, поведінки споживачів і конкурентів.

Подальші дослідження будуть стосуватися ґрунтовного розгляду кожної складової окремо (щодо питання більш ефективного управління формуванням тих чи інших доходів та витрат) з метою виявлення джерел можливого збільшення операційного прибутку підприємства та підвищення його якості.

Список літератури

1. Ганжа Ю. В. Міжнародна практика факторного аналізу прибутку підприємства / Ю. В. Ганжа // Економіка і держава. – 2007. – №4. – С. 35-36.
2. Рязанцева В. В. Аналіз формування та використання прибутку підприємства / В. В. Рязанцева // Статистика України. – 2007. – №1. – С. 40-43.
3. Тютюнник В. Факторний аналіз прибутку / В. Тютюнник // Справочник економіста. – 2010. – № 10. – С. 35- 42.
4. Державний комітет статистики України. – Режим доступу: www.ukrstat.gov.ua.

Рукопис надійшов в редакцію 15.03.12

УДК 658.5:622.271

І.В. ОБОЛОНСЬКА, здобувач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВСТАНОВЛЕННЯ ВПЛИВУ ПОТУЖНІСНИХ РЕСУРСІВ ГІРНИЧОВИДОБУВНОГО ПІДПРИЄМСТВА НА ЙОГО ВИРОБНИЧУ ПОТУЖНІСТЬ

У статті проаналізовано фактори, які визначають величину виробничої потужності підприємства. Встановлено взаємозв'язки цих факторів з потужнісними ресурсами гірничо-видобувних підприємств та окреслено основні напрямки їх ефективного використання. Розроблено організаційно-технологічний критерій забезпечення виробничої потужності.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сучасні гірничі підприємства з видобутку та переробки залізних руд, що були запроектовані та введені в експлуатацію ще 45-50 років тому, сьогодні потребують докорінної реконструкції. Це обумовлено організаційно-технологічними, ресурсними, гірничо-геологічними та економічними факторами. З огляду на стан сировинної бази, рівень технічного забезпечення підприємств та нестабільність попиту на залізновмістку продукцію, відсоток освоєння проектних потужностей провідних підприємств з видобутку коливається у межах 64-106,9%. Це зумовлено не тільки кон'юктурою ринку і специфікою роботи таких підприємств, але й систематичним недодержанням норм технологічного проектування [1], що відбивається на зменшенні мінерально-ресурсного забезпечення та погіршенні показників роботи гірничотранспортного устаткування. Тому, необхідність в обґрунтуванні організаційно-економічних важелів підвищення ефективності використання виробничої потужності є актуальною науково-практичною проблемою.

Аналіз досліджень і публікацій. Питаннями визначення та підвищення ступеня використання виробничої потужності гірничо-видобувних підприємств займався багато вчених-економістів та гірників. Враховуючи, що запаси корисних копалин у кар'єрному полі обмежені та непоправні, виробнича потужність таких підприємств визначалася за нормативними показниками, виходячи з величини запасів та терміну служби кар'єрів [2-4]. З часом підходи до визначення та економічної оцінки потужності удосконалювалися, а за вирішальні фактори обиралися такі гірничо-геологічні показники як фронт робіт та його мінімально припустимі (нормативні) значення, що припадали на одиницю виймально-навантажувального устаткування. З переходом до ринкових умов господарювання, удосконалювалися й економічні критерії визначення та оцінки оптимальної виробничої потужності, які базувалися на мінімізації питомих витрат на поточний видобуток руди, або сумарних дисконтованих витрат на розробку родовища в цілому [5].

На відміну від відомих підходів, коли максимальна виробнича потужність вважалася оптимальною, а капітальні вкладення у розробку, або реконструкцію кар'єрів оцінювалися через нормативний коефіцієнт їх ефективності, питання проведення планово-попереджувальних ремонтів та оновлення гірничо-транспортного устаткування вирішувалося у процесі експлуатації родовища. На теперішній час постає питання у забезпеченні з мінімальними витратами планової потужності видобувного підприємства, яка зумовлена ринковим попитом і не завжди є максимальною у першу чергу через вирішення необхідної потреби у кількості та структури парку гірничо-транспортного устаткування.

Постановка завдання. У зв'язку з викладеним, метою даного дослідження є встановлення факторів впливу на величину і рівень використання виробничої потужності гірничо-видобувного підприємства та організаційно-технологічного критерію її визначення у ланці сировинної бази.

Викладення матеріалу та результати. Сучасне технічне та організаційно-технологічне забезпечення виробничої потужності вітчизняних видобувних підприємств не зовсім відповідає тим вимогам, що мають місце на аналогічних підприємствах інших держав-виробників залізновмісткої продукції. У останні роки відбувається поступове збільшення ступеня освоєння проектних потужностей підприємств з видобутку руд відкритим способом. Хоча необхідно зазначити на неодноразовий перегляд проектними організаціями у бік зменшення цих потужностей для деяких гірничо-збагачувальних комбінатів.

З одного боку, нарощування обсягів видобутку вимагає залучення для цього значних інвестицій у вдосконалення технологій, модернізацію та оновлення техніки, що безпосередньо забезпечують процес видобутку та транспортування гірничої маси у межах кар'єру. З іншого – нарощування наявних виробничих потужностей обумовлює необхідність пошуку шляхів і механізмів їх ефективного використання з метою не тільки окупності вкладених інвестицій в оптимальні терміни, але й визначити величину таких інвестицій для оновлення, модернізації та структурного переформатування парку гірничо-транспортного устаткування. Незважаючи на вичерпність сировинної бази, можливості видобувного підприємства ще довгі роки будуть знаходитися в безпосередній залежності від кількості, досконалості та дієздатності основного гірничо-транспортного устаткування. Тому, за відомим визначенням [6], виробнича потужність, як кількісна характеристика, що найбільш повно віддзеркалює економічний зміст засобів праці, виступає як організаційна форма їхнього використання в процесі виробництва. Вона характери-

зує виробничі відносини в процесі використання машин і устаткування з метою досягнення максимального випуску продукції. Отже, виробнича потужність є економічною категорією.

Виробнича потужність знаходиться у тісному взаємозв'язку з основними елементами виробництва: засобами праці, предметами праці та самою працею. Але згідно твердження, що цей зв'язок проявляється із засобами праці в кількісному і якісному відношенні, а з предметами праці - тільки в якісному, на наш погляд є звуженим. Для гірничовидобувних підприємств предметом праці є промислові запаси руди і їх частина у формі готових до виймання запасів, оскільки гірничо-геологічні умови розробки родовищ є одним з основних елементів потужності підприємства. Тому для видобувних підприємств предмет праці - руда у більшому ступені визначає саме кількісний взаємозв'язок з їх виробничою потужністю.

За загальновідомим визначенням, одними з основних факторів, які визначають величину виробничої потужності є фронт робіт, величина виробничих площ, кількість та продуктивність машин, структура парку машин тощо. Щодо видобувного підприємства, то ці фактори знаходять конкретний прояв відповідно у вигляді фронту робіт по гірничій масі (руді, розкрити), ширини робочої площадки для розміщення бурового та виймально-навантажувального устаткування, а також зосередження готових до виймання запасів гірничої маси, кількості гірничо-транспортного устаткування за типорозмірним рядом парку, продуктивності (виробітки) екскаваторів та автосамоскидів тощо.

Окрім мінерально-сировинних ресурсів, гірничотранспортне устаткування що технологічно функціонує у процесі видобутку як первинний, визначальний ланці виробництва, є також невід'ємною складовою потужнісних ресурсів, які беруть найактивнішу участь у формуванні виробничої потужності підприємства. Виходячи з вищевикладеного виникла необхідність у встановленні взаємозв'язків зазначених факторів з провідною групою потужнісних ресурсів. Так, на рис. 1 наведено графіки залежностей приросту ширини робочої площадки від річного обсягу екскаваторних робіт у кар'єрах Центрального (ЦГЗК) та кар'єрі Інгулецького (ІнГЗК) гірничозбагачувальних комбінатів.

Величина приросту ширини робочої площадки визначає не тільки обсяг готових до виймання запасів гірничої маси, але й безпосередньо впливає на продуктивність роботи екскаваторів, а цей взаємозв'язок з виробничою потужністю має вигляд

$$A = 12 \cdot \Delta B \cdot l \cdot h / \mu \text{ м}^3, \quad (1)$$

де $\Delta B = (B_{\phi} - B_{\min})$ - приріст ширини робочої площадки, м; B_{ϕ} - фактична ширина робочої площадки, м; $B_{\min}$ - мінімально припустима (нормативна) ширина робочої площадки, м; l - фронт робіт по гірничій масі, м; h - висота уступу, м; μ - забезпеченість кар'єру готовими до виймання запасами, міс.

Аналіз графіків показує на існування прямої нелінійної залежності між приростом ширини площадки та продуктивністю роботи екскаваторів усіх типорозмірів. Організаційно-технологічно це пояснюється збільшенням їх зони обслуговування, що відбивається на зменшенні часу пересування екскаваторів і збільшенні їх завантаження.

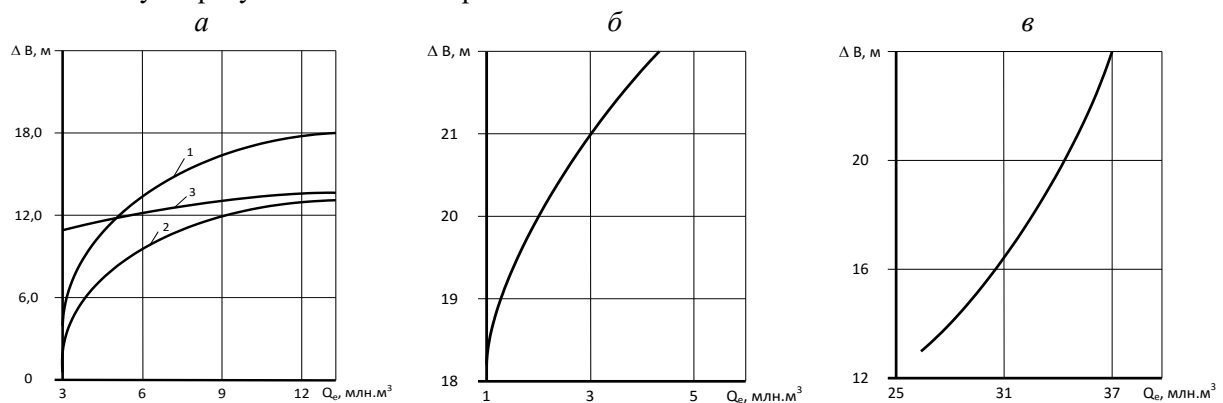


Рис. 1. Графіки залежностей приросту ширини площадки від річного обсягу екскаваторних робіт на кар'єрах ЦГЗК а: 1 - 4,6 м³; 2 - 8 м³; 3 - 12,5 м³ та кар'єрі ІнГЗК б: 1 - 4,6 м³; в: 1 - 8 м³

Характер встановлених залежностей (рис. 1) дозволяє зробити висновок, що із збільшенням ширини робочої площадки, приріст продуктивності екскаваторів тим більше, чим більше їх типо-

розмір, хоча остаточну оцінку необхідно здійснити з урахуванням їх кількості, технічного стану та умов роботи. Кореляційні залежності приросту ширини робочої площадки від річного обсягу екскаваторних робіт різних типорозмірів в умовах кар'єрів ЦГЗК та ІнГЗК наведено у табл. 1.

Важливим елементом потужнісних ресурсів, що потребує дослідження з метою виявлення кількісних та якісних характеристик при оцінці їх ефективного використання є технологічний кар'єрний автотранспорт. Для встановлення ступеня використання виробничої потужності в частині виявлення резервів експлуатації автотранспорту, встановлено зв'язок між таким гірничотехнічним параметром (фактором) як фронт робіт по гірничій масі l та річний обсяг перевезень гірничої маси автотранспортом Q_a різної вантажопідйомності. Такі залежності було встановлено також в умовах роботи кар'єрів ЦГЗК та ІнГЗК, які свідчать про існування стійкої нелінійної оберненої залежності між фронтом та обсягами автоперевезень (рис. 2).

Таблиця 1

Кореляційні залежності приросту ширини робочої площадки ΔB від річного обсягу екскаваторних робіт Q_e у кар'єрах

Підприємство	Типорозмір екскаваторів	Вид залежності	Кореляційне відношення
ЦГЗК	4,6 м ³	$\Delta B = -49,461 \cdot 10^3 / Q_e + 21,8$	0,61
	8 м ³	$\Delta B = -41,202 \cdot 10^3 / Q_e + 16,2$	0,72
	12,5 м ³	$\Delta B = -5,208461 \cdot 10^3 / Q_e + 12,8$	0,57
ІнГЗК	4,6 м ³	$\Delta B = 2,6276 \cdot \ln Q_e$	0,64
	8 м ³	$\Delta B = 17,767 \cdot 10^{-9} \cdot (Q_e)^2$	0,69

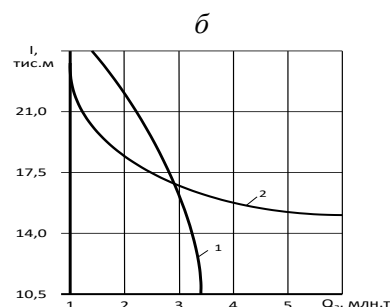
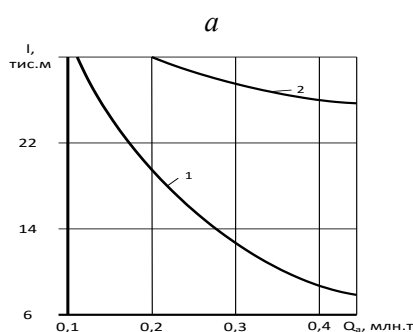
Організаційно-технологічна сутність таких зв'язків пояснюється тим, що вирішальним фактором у продуктивності роботи автотранспорту є відстань транспортування, яка безпосередньо визначається довжиною уступів у кар'єрі, що обслуговуються автотранспортом. Щодо встановлених залежностей, то й тут простежується закономірність, яка показує, що зменшення довжини робочих уступів чинить більший вплив на приріст продуктивності роботи автотранспорту у якого типорозмір більше. Встановлені кореляційні залежності фронту робіт по гірничій масі від річного обсягу перевезень автотранспортом різного типорозміру в умовах кар'єрів ЦГЗК та ІнГЗК наведено у табл. 2.

З урахуванням встановлених закономірностей потужнісних факторів, формулу (1) можна подати як організаційно-технологічний критерій забезпечення виробничої потужності ($A \rightarrow \text{const}$ або $A \rightarrow \text{max}$) видобувного підприємства у наступному вигляді

$$A = \frac{h \cdot 12}{\mu} \cdot (a_1 Q_e^1 + a_2 Q_e^2 + \dots + a_i Q_e^i + \dots + a_n \cdot Q_e^n + c)(b_1 Q_a^1 + b_2 Q_a^2 + \dots + b_j Q_a^j + \dots + b_m \cdot Q_a^m + d) \rightarrow \quad (2)$$

$$\rightarrow \text{const}(\text{max})$$

де $a_1, a_2, \dots, a_i, \dots, a_n, c$ – коефіцієнти апроксимації кореляційного взаємозв'язку приросту ширини робочої площадки та річного обсягу екскаваторних робіт; $b_1, b_2, \dots, b_j, \dots, b_m, d$ – коефіцієнти апроксимації кореляційного взаємозв'язку фронту робіт по гірничій масі від річного обсягу технологічних автоперевезень гірничої маси; $i = 1, 2, \dots, n$ – типорозмірний ряд екскаваторів за ємністю ковша; $j = 1, 2, \dots, m$ – типорозмірний ряд автосамоскидів за вантажопідйомністю.



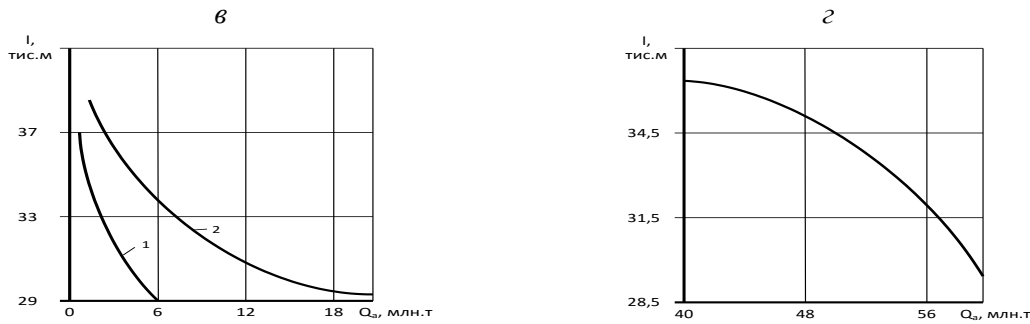


Рис. 2. Графіки залежностей фронту робіт від річного обсягу вантажоперевезень на кар'єрах ЦГЗК (а): 1 – 27 т; 2 – 30 т і (б): 1 – 40 т; 2 – 75 т та кар'єрі ІнГЗК (в): 1 – 40т; 2 – 74 т і (г) – 110 т

Таблиця 2

Кореляційні залежності фронту гірничих робіт l від річного обсягу вантажоперевезень Q_a у кар'єрах			
Підприємство	Типорозмір автосамоскидів	Вид залежності	Кореляційне відношення
ЦГЗК	27 т	$l = (609,07 \cdot 10^{-12} \cdot Q_a^2 + 25,174 \cdot 10^{-6})^{-1}$	0,71
	30 т	$l = (6,2668 \cdot 10^{-6} \cdot \ln Q_a)^{-1}$	0,69
	40 т	$l = -1,686 \cdot 10^{-3} \cdot Q_a^2 + 3,829 \cdot 10^3 \cdot \ln Q_a$	0,66
	75 т	$l = 10,146 \cdot 10^6 / Q_a + 13,275 \cdot 10^3$	0,74
	110 т	$l = -11,815 \cdot 10^{-6} \cdot Q_a^2 + 33,877 \cdot 10^3$	0,80
	120 т	$l = -38,077 \cdot 10^{-6} \cdot Q_a^2 + 1,9596$	0,73
ІнГЗК	27 т	$l = (5,8662 \cdot 10^{-6} \cdot \ln Q_a)^{-1}$	0,59
	40 т	$l = (3,9332 \cdot 10^{-6} \cdot \ln Q_a)^{-1}$	0,68
	75 т	$l = (3,4281 \cdot 10^{-6} \cdot \ln Q_a)^{-1}$	0,75
	110 т	$l = \exp(-311,88 \cdot 10^{-12} \cdot Q_a^2 + 1,0381 \cdot \ln Q_a)$	0,74

При цьому необхідно дотримуватися певних обмежень

$$\left\{ \sum_{i=1}^n Q_c^i = \sum_{j=1}^m Q_a^j; \mu \geq \mu_n; Q_c^i = \sum_{j=1}^m k_{ji} \cdot Q_a^j, \right. \quad (3)$$

де μ_n – нормативна забезпеченість готовими до виймання запасами, міс.; k_{ji} – коефіцієнт закріплення автотранспорту j -го типорозміру за екскаватором i -го типорозміру [7], який визначається за формулою

$$k_{ji} = Q_a^{ji} / Q_a^j. \quad (4)$$

У разі необхідності визначення максимально можливої потужності видобувного підприємства систему обмежень (3) необхідно доповнити ще обмеженням за проектною потужністю. Змістовне наповнення критерію (2) не обмежується тільки наявним типорозмірним рядом гірничо-транспортного устаткування і, при необхідності, може бути доповнено або змінено у межах фінансових можливостей конкретного підприємства.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Таким чином, на основі аналізу організаційно-технологічних факторів, які виступають як потужнісні ресурси, встановлено закономірності їх впливу на технологічні параметри, які у сукупності визначають величину виробничої потужності гірничо-видобувного підприємства. Здійснено кількісну та якісну оцінку впливу технологічного гірничо-транспортного устаткування, який є основою запропонованого організаційно-технологічного критерію забезпечення виробничої потужності з виробництва гірничої маси. Розроблений критерій буде складати основу економіко-математичної моделі оптимізації виробничої потужності за витратами з урахуванням підвищення ступеня її використання за допомогою таких оціночних показників інтенсифікації виробництва, як коефіцієнт змінності роботи, коефіцієнт завантаження устаткування, фондівіддача тощо.

Список літератури

1. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники. СОУ-Н МПП 73.020-078-1: 2007. – Кривий Ріг: „Мінерал” 2007. – 279 с.
2. Астахов А.С., Краснянский Г.Л. Экономика и проектирование горного производства. Книга 1. Основы экономики горного производства. – М.: изд. Академии Горных наук, 2002.
3. Темченко А.Г., Темченко О.А., Максимов С.В. Економіка підприємств гірничо-металургійного комплексу: Навчальний посібник. У 2-х томах. – Т.1. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 497 с.
4. Рамазанов Б.М. Оптимизация работы горнотранспортных комплексов: Дис. канд. экон. наук. – Алматы, 1999. – 135 с.
5. Экономика горного предприятия / А.С. Астахов, Г.Л. Краснянский, Ю.Н. Малышев, А.Б. Янковский. – М.: Недра, 1997.
6. Петрович Й.М., Кім А.Ф., Семенів О.М. Економіка підприємства: Підручник / за загальною ред. Й.М. Петровича – Львів: «Новий Світ-2000», 2004. – 680 с.
7. Карьерная техника ПО «БЕЛАЗ»: Справочник / Под ред. П.Л. Мариева, К.Ю. Анистратова. – М.: 2000 НТЦ «Горное дело», 2007. – 456 с., ил.

Рукопис подано до редакції 09.04.12

УДК 005.334

О.В. ЦИМБАЛЮК, старший викладач, Національна металургійна академія України

КІЛЬКІСНА ОЦІНКА РИЗИКІВ ПРОМИСЛОВОГО ПІДПРИЄМСТВА З ВИКОРИСТАННЯМ МЕТОДУ МОНТЕ-КАРЛО

Обґрунтовано методика і розглянуто приклад імітаційного моделювання показників, які можуть бути використані для кількісної оцінки економічних наслідків ризиків промислових підприємств. Зроблено висновок про ефективність застосування розробленої методики при прийнятті управлінських рішень в умовах невизначеності.

Проблема пошуку і мінімізації найбільш значних ризиків, що притаманні великим промисловим підприємствам України, стає особливо актуальною в період всесвітньої економічної кризи. Для виявлення цих ризиків необхідно дослідження кон'юнктури ринків збуту продукції, моніторинг статистичних даних про ризикові події, що сталися і тенденцій фінансових втрат в минулому, а також системного аналізу внутрішнього середовища підприємства, його обладнання, технології і організації виробництва та праці, зв'язків між окремими ділянками виробничого процесу. Це дозволить здійснювати ефективне управління підприємством, деякою мірою стабілізувати його стан та впровадити методи зниження негативних економічних наслідків до мінімально можливого рівня.

Методи кількісної оцінки ризиків розглядаються в багатьох літературних джерелах як вітчизняних [3,4], так і закордонних [2]. Звичайно обговорюються теоретичні основи імітаційного моделювання, стохастичного програмування, прикладні аспекти створення імітаційних моделей для прогнозування економічних показників. В умовах невизначеності або відсутності достовірної статистики значення очікуваних результатів можливо одержати з допомогою методу Монте-Карло [4,1]. Невизначеність господарчих ситуацій та проблеми з достовірністю статистики обумовлюють можливість кількісного аналізу та прогнозування ризиків, з використанням методу Монте-Карло.

Під умовами невизначеності розуміються такі ситуації, коли в процесі функціонування підприємства можливі непередбачувані події або їх наслідки, імовірності яких не відомі або не існують взагалі, таким чином, повністю або частково відсутня інформація про можливий стан виробничої системи та зовнішнього середовища. Саме за таких умов можна здійснювати прогнозування з допомогою методу Монте-Карло, оскільки він використовує будь-яку інформацію, що може знаходитись у формі об'єктивних даних або оцінок експертів, для кількісного опису невизначеності, яка існує у відношенні основних змінних управлінського рішення (техніко-економічних показників) і для обґрунтованих розрахунків можливого впливу невизначеності на ефективність заходів, що передбачаються.

Найменш досліджено і забезпечено організаційно-методичним інструментарієм технічні ризики, що притаманні підприємствам матеріалоємних і фондоемних галузей (наприклад: мета-

лургійна, машинобудівна). Але саме на цих об'єктах, де присутні агреговані ризики, можна побачити дію механізму їх виявлення та оптимізації у повному обсязі.

Кількісна оцінка технічних ризиків передбачає визначення імовірності настання події, яка приведе до відмови роботи обладнання, визначення можливого розміру пошкодження та оцінку впливу цієї події на діяльність підприємства, тобто економічні наслідки. Наявність методики допомагає керівникам вірно приймати рішення та уникати ризики або зводити до мінімуму втрати, тобто визначати:

імовірність досягнення кінцевого результату;

ступінь впливу ризику на нормальну діяльність підприємства та об'єми непередбачуваних витрат ресурсів;

найбільш актуальні ризики, що потребують підвищеної уваги на даний момент та миттєвого реагування;

додаткові витрати на подолання негативних наслідків ризикової події.

В умовах реального життя принципи методу Монте-Карло застосовуються в прикладній комп'ютерній програмі Crystal Ball, яка створює додаткову можливість коректного прогнозування будь-яких показників при оцінці ризику за рахунок того, що робить можливим створення випадкових сценаріїв. Результат аналізу ризику висловлюють не яким-небудь єдиним значенням показника, а у вигляді імовірнісного розподілу всіх його можливих значень. Отже, з допомогою методу Монте-Карло керівники підприємства будуть забезпечені повним набором даних, що характеризують ризик рішення.

Метод імітаційного моделювання Монте-Карло являє собою сукупність процедур, що схематично представлено на рис. 1.

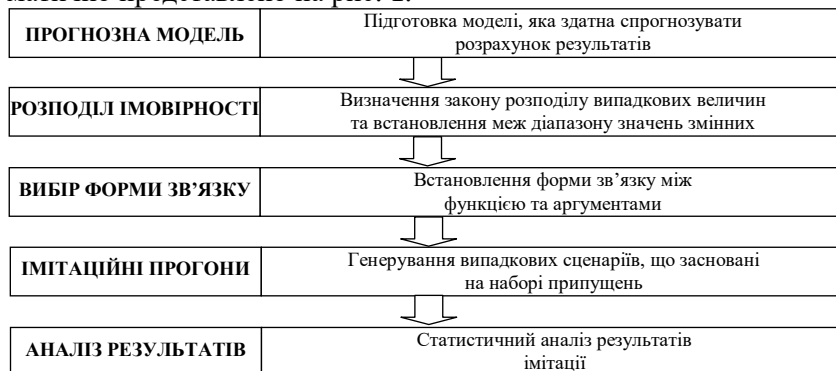


Рис. 1. Загальна схема процесу моделювання методом Монте-Карло

Імітація здійснюється таким чином, щоб випадковий вибір значень з певних імовірнісних розподілів не порушував існування відомих або передбачуваних відносин кореляції серед змінних. Одержані результати імітації аналізуються статистично з тим, щоб оцінити ступінь ризику.

Важливу роль в процесі імітаційного моделювання має вибір показника що може бути використано для оцінки економічних наслідків ризиків.

По-перше, окреслюється коло чинників, що впливають безпосередньо на кінцевий результат виробництва. Найважливіше визначити істотні чинники, що впливають на показник кінцевого результату, що прогнозується. Вони повинні бути кількісно вимірювані і зв'язок між показником та чинниками повинен обов'язково описуватися математично. Далі визначаються числові значення показників на основі прогнозів спеціалістів або аналітичних агентств та техніко-економічних показників минулих років, які представлені у звітності надійною валідною та достовірною інформацією. Причому, дані можуть бути деякою мірою приблизними, тобто нести в собі похибку, оскільки неможливо в умовах невизначеності зі 100 % гарантією передбачити будь-який показник виробничої діяльності.

На наступному етапі відбувається створення математичної моделі. Іншими словами, зв'язок, що існує між показником та незалежними змінними, обґрунтований в якісному аналізі ризиків, тепер виражається математично. Математичне обґрунтування зв'язку відбувається з допомогою інструментів Excel в умовах програми Crystal Ball або інших аналогічних програмних засобів які використовуються у імітаційному моделюванні [6].

Після того, як модель побудована, починається сам процес імітаційного моделювання. Розглядаються всі, так звані, сценарії, які можуть мати місце при коливанні значень незалежних

Потрібна для прогнозування математична модель будь-якого показника піддається ряду імітаційних прогонів на комп'ютері: будуються послідовні сценарії з використанням вихідних даних; останні за задумом є невизначеними і тому в процесі аналізу покладаються випадковими величинами. Процес імітації

змінних. Сукупність результатів цих «прогонів» утворює множину можливих значень показника, кожне значення якого має свою імовірність появи. Отже, можна визначити:

- імовірність появи саме того значення, яке виражає прогнозований показник;
- вплив кожного з незалежних факторів на формування показника;
- всі статистичні оцінки прогнозованої множини (медіана, мода, відхилення та ін.).

Висновки робляться на підставі кількісних даних, представлених у звіті про моделювання. Їх можна просто описати, порівняти з техніко-економічними показниками за попередні роки або ж співвіднести з плановими величинами, якщо вони є.

Як приклад, розглянемо імітаційне моделювання показників діяльності металургійного заводу в умовах невизначеності.

Ціна продукції - це один з основних показників, що безпосередньо впливає на прибуток підприємства. Спрогнозувати ціни на деякий період досить проблематично. Є багато різноманітних чинників які впливають на ціну української металопродукції, та багато в чому їхній рівень залежить від світових. Звичайно ж на ціну металопродукції впливає собівартість її виробництва, яку також в умовах кризи передбачити важко по причині коливання цін на енергоресурси та сировину, нестійкий курс національної валюти, проблем зі збутом та ін. Економічні елементи собівартості продукції металургійного підприємства такі: сировина та матеріали, технологічне паливо, електроенергія, оплата праці, амортизація, інші витрати.

Усі ці витрати розподіляються на змінні (загальна сума залежать від об'єму виробництва) та постійні (загальна сума не залежать від об'єму виробництва), прогнозні значення яких наведено в табл. 1. Орієнтовані ціни на ці ресурси в плановому році, а також інші показники, що використані при моделюванні, визначені на основі прогнозів фахівців відділу маркетингу, досліджень ринку ресурсів експертами бізнес порталу UGMK.info та аналізу тенденцій за попередні 4 роки.

Таблиця 1

Прогнозовані ціни на ресурси і постійні витрати по статтям			
Ресурс, одиниця вимірювання	Ціна, грн./од.	Стаття	Сума, тис. грн./рік
Сировина та матеріали, т	2 740	Заробітна плата	48 044
Паливо, т	8 400	Адміністративні витрати	1 693
Газ природний, куб м	1,12	Амортизація	2 009
Електроенергія, квт*год	0,37	Всього постійних витрат	51 746

Дані, що представлені випадковим величинами і можуть мати певне відхилення. Цьому є багато причин, найважливішими з яких є:

- коливання світової ціни на нафтопродукти;
- важкі прогнози щодо стосунків з Російською Федерацією відносно вартості природного газу для України та його поставок;
- складне прогнозування ціни на сталь та напівфабрикати;
- невизначеність щодо кон'юнктурної ситуації на сировинному ринку металопродукції внаслідок економічної кризи.

Заплановані ставки змінних витрат за видами продукції наведено в табл. 2

Таблиця 2

Змінні витрати на виробництво продукції за видами, грн./т					
Вид продукції	Витрати за видами ресурсів				Разом
	сировина, матеріали	паливо	природний газ	електроенергія	
Труби сталеві чорні	3010	80	40	50	3180
Труби сталеві оцинковані	3230	120	50	50	3450
Прокат освинцьований	2820	120	30	310	3280
Посуд оцинкований	3310	80	20	260	3670

Постійні витрати на весь об'єм виробництва наведено в табл. 3.

Що стосується об'ємів виробництва, то на фоні стагнації внутрішнього ринку українські трубні підприємства і будуть вимушені корегувати об'єми виробництва в сторони зниження, продовжуючи переорієнтацію на зовнішній ринок. Приблизно 80 % всіх труб, що випускаються в країні йде на експорт. Найбільший попит мають профільні труби, які застосовуються в будів-

ництві. Разом з тим, ситуація на зовнішніх ринках продовжує погіршуватись, росте цінова конкуренція, яка вимагає вітчизняних трубників готуватися до подальшого зниження котирувань.

На думку експертів середня ціна труб в плановому році буде коливатись біля \$700.

При імітаційному моделюванні результатів господарської діяльності заводу в плановому році було обрано одинадцять незалежних чинників, які були оцінені експертами. Об'єми продажів основної продукції підприємства в натуральних одиницях складуть в середньому 150 тис т на рік. Структура виробництва по видам продукції не зміниться. Прогнозна собівартість, ціни та обсяг продажу по видам продукції наведено в табл. 4.

Таблиця 3

Розподіл постійних витрат по статтям та видах продукції, тис. грн.

Вид продукції	Частка в загальних витратах, %	Сума витрат за статтею			Всього
		заробітна плата	адміністративні витрати	амортизація	
Труби сталеві чорні	61	29148	1027	1219	31394
Труби сталеві оцинковані	24	11751	414	492	12657
Прокат освинцьований	13	6246	220	261	6727
Посуд оцинкований	2	899	32	37	968
Всього	100	48044	1693	2009	51746

Таблиця 4

Прогнозні показники по видах продукції

Вид продукції	Постійні витрати, грн./т	Змінні витрати, грн./т	Собівартість 1 т продукції, грн.	Річний обсяг продаж, т/рік	Прогнозна ціна, грн./т
Труби сталеві чорні	340	3620	3967	91532,5	5320
Труби сталеві оцинковані	350	3890	4240	36012,8	5850
Прокат освинцьований	340	3290	3640	19507	5130
Посуд оцинкований	320	3690	4010	3001,07	5680

За допомогою вищезазначених даних розраховується собівартість по кожному виду продукції. Проаналізувавши техніко-економічні показники, можна сказати, що прийнятний рівень рентабельності продажів» лежить в діапазоні від 5 до 10 %. Середня ціна на продукцію знаходиться приблизно на одному рівні зі світовими цінами на металопродукцію.

Схема проведення моделювання методом Монте-Карло за допомогою комп'ютерної програми Crystal Ball полягає в наступному. Одинадцять перелічених незалежних змінних (чинників) та дані щодо частки річних об'ємів експорту в загальному об'ємі виробництва (середні величини) виступають основою для визначення загального об'єму експорту в плановому році, тому що від нього залежить розмір прибутку.

Звичайно ж, так як це лише прогнози, то необхідно мати на увазі можливі відхилення від представлених математичних очікувань. Відхилення складають від 7 до 12 %. Усі ці незалежні значення обов'язково пов'язані між собою (у даному випадку це обернено пропорційний зв'язок), тому за умовчанням в програмі прийняті коефіцієнти кореляції від -0,4 до -0,6.

Після того, як всі ці необхідні дані для проведення імітаційного моделювання введені, визначається цільовий параметр (об'єм експорту в гривнях на рік), який буде відображати кінцевий результат, з урахуванням всіх комерційних ризиків.

Після 2000 прогонів всіх випадків зміни незалежних величин результат представлений на рис. 2.

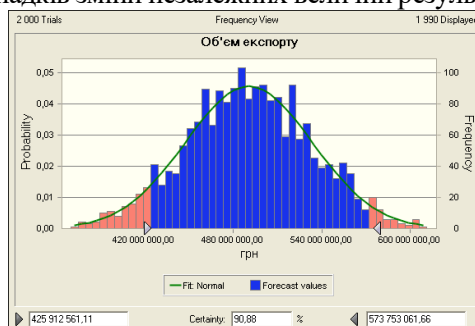


Рис. 2. Прогнозований об'єм продаж в плановому році

На рис. 2 показано, що об'єм експорту металопродукції з імовірністю 90,88 % коливатись від 425,9 до 573,8 млн грн. Найбільш ймовірне значення показника, яке було отримано при прогонах імітаційних сценаріїв складає 490,8 млн грн

На об'єм експорту впливають всі фактори без винятку, але роблять вони це з різним ступенем чутливості. Графік відносного впливу незалежних факторів на об'єм експорту продукції представлений на рис. 3.

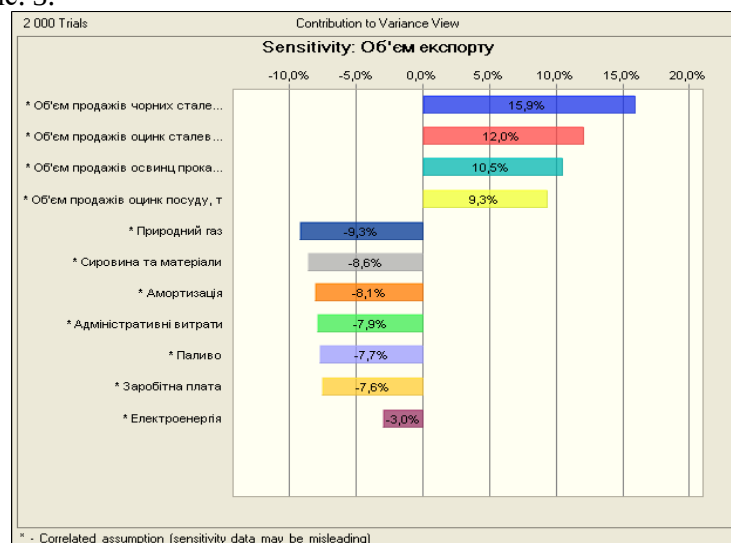


Рис. 3. Кількісний вплив факторів на об'єм експорту

Найбільш позитивний вплив на об'єми експорту продукції робить об'єм продажів чорних сталевих труб (16,3%), оскільки це провідна продукція підприємства і вона складає найбільшу питому вагу в загальному об'ємі експорту.

У бік зниження експорту всі витрати впливають майже однаково, та найбільший вплив має ціна природного газу. Це пов'язано насамперед з напруженою ситуацією щодо виконання умов з розрахунками за газ Укранафтогазу з Російською Федерацією.

Ризик збільшення ціни на цей ресурс все ще залишається досить високим.

Список літератури

1. **Голенко Д.И.** Статистические методы сетевого планирования и управления / **Голенко Д.И.** – М. : Наука, 1968. – 400с.
2. **ДеМарко Т.** Вальсируя с медведями: управление рисками в проектах по разработке программного обеспечения / **ДеМарко Т., Листер Т.** – М.: Компания р.п. Office. М., 2005. – 190 с.
3. **Максимов В.И.** Моделирование риска и рисков ситуаций: учебное пособие / **Максимов В.И., Никонов О.И.** – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ – УПИ, 2004. – 82 с.
4. **Липаев В.В.** Анализ и сокращение рисков проектов сложных программных средств / **Липаев В.В.** – М.: Синтег, 2005. – 208 с.

Рукопис подано до редакції 09.04.12

УДК 502.7 : 658.5

А.О. ФЕДОРЧЕНКО, асистент ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ПОКАЗНИКІВ ОЦІНКИ ПРОЦЕСІВ ТЕХНОЛОГІЧНОГО РОЗВИТКУ ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Представлено економіко-математичну модель застосування двох видів технологій виробництва концентрату: використання мінеральної сировини та відходів збагачення. Використано степеневі виробничі функції, що дало змогу довести ефективність виробництва концентрату шляхом використання відходів збагачення на гірничорудних підприємствах.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними дослідженнями. Застосування математичних методів у будь-яких сферах людської діяльності вимагає, як правило, вирішення трьох типів питань. По-перше, необхідно здійснити формально-математичний опис об'єкта, що

вивчається тобто скласти його математичну модель. По-друге, розробити математичні методи для розв'язання одержаних задач або вибрати ці методи серед відомих. І, нарешті, пристосувати математичні моделі і методи, які вибрані для їх аналізу, до тих обчислювальних засобів, які будуть застосовані для одержання чисельних результатів.

Питання вдосконалення економічної оцінки показників процесів технологічного розвитку гірничорудних підприємств є порівняно нові і, у той же час, складні для їх чисельного розв'язання. З усією гостротою, яка відповідає сучасним вимогам до функціонування гірничорудних підприємств, ці питання потребують вирішень, що неможливо без застосування економіко-математичного моделювання на базі сучасних засобів комп'ютерної техніки.

Аналіз досліджень і публікацій. Як відомо [1-3], термін “модель” використовується досить часто, як у науковій, так і у загальноживаній мові, при цьому в нього у різних ситуаціях вкладається різний зміст. За останні десятиріччя розроблені математичні моделі розв'язування складних економічних задач, пов'язаних із технологічним розвитком, які дозволяють шляхом відповідних математичних операцій знаходити кращий варіант з можливих, що враховує всі фактори впливу на економічний результат [1-3].

Постановка завдання. Необхідно побудувати виробничу функцію, яка б найбільш точно відображала властивості процесів технологічного розвитку гірничорудних підприємств.

Викладення матеріалу та результати. Особливістю математичного моделювання економічних явищ є те, що воно набагато складніше моделювання фізичних явищ [4,5]. У першу чергу, це зв'язано з тим, що економіка охоплює не тільки виробничі процеси, але й виробничі відношення. Моделювання виробничих процесів не викликає принципових труднощів і не більш складніше, ніж моделювання фізичних процесів. Але моделювання виробничих процесів неможливо без врахування поведінки людей, їх інтересів та індивідуально прийнятих рішень. Отже, аналізуючи економічні процеси, можливо виділити два головних рівня. Перший рівень є виробничо-технологічний. До нього відноситься опис виробничих можливостей економічних систем, що вивчаються. У цьому випадку при математичному моделюванні проводиться розбиття економічної системи на окремі простіші виробничі одиниці. Потім моделюються виробничі можливості кожної з одиниць, а також, можливості обміну ресурсами виробництва і продукцією між ними. Виробничі можливості описуються за допомогою виробничих функцій, а при опису можливостей обміну головну роль відіграють балансові співвідношення.

На другому рівні, соціально-економічних процесів - визначається, як реалізуються виробничі можливості, моделюванні на першому рівні. Справа в тому, що, як правило, технологічні обмеження самі по собі не визначають повністю розвиток економічної системи. Існує величезна кількість варіантів розвитку цієї системи, які укладаються у технологічні обмеження її виробничих можливостей. У математичних моделях економічних систем виділяють спеціальні змінні, значення яких визначають єдиний варіант розвитку цих систем. Ці змінні називають управляючими змінними, або управліннями. На рівні соціально-економічних процесів визначається механізм вибору управління дій.

У дисертаційній роботі поставлена задача оцінки економічних показників гірничорудних підприємств при застосуванні двох видів технологій видобутку концентрату: за основною технологією та шляхом переробки відходів збагачення, які знаходяться в хвостосховищах. Нехай x_1 - обсяг концентрату, виробленого за основною технологією, а x_2 - обсяг концентрату, виробленого шляхом переробки відходів збагачення. Отже, вхідна інформація задається двовірним вектором

$$\vec{x} = (x_1, x_2). \quad (1)$$

Виробнича функція, яка характеризує економічні здобутки, пов'язані із застосування двох видів технологій видобутку концентрату, запишеться у вигляді

$$Y = f(\vec{x}, \vec{c}) \quad (2)$$

Математичне формулювання задачі розподілу обсягу виробництва концентрату за двома видами технологій запишеться так

$$Y = f(\vec{x}, \vec{c}) \rightarrow \max_{x_1, x_2}, \quad (3)$$

$$x_1 + x_2 = x_0, \quad (4)$$

$$x_1 \geq 0, \quad x_2 \geq 0, \quad (5)$$

де x_0 – загальний обсяг виробництва концентрату, m .

Для проведення ідентифікації параметрів виробничої функції (3) скористаємось її структурою, яка задана формулою (6), тобто у вигляді степеневих виробничих функцій

$$Y = Y_0 \cdot \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{a_1} \cdot \left(\frac{x_2}{x_{20}} \right)^{a_2}. \quad (6)$$

Визначимо деякі властивості цієї функції. По-перше, коли $x_1 = x_{10}$, $x_2 = x_{20}$, то $Y = Y_0$ що визначає опорну точку (x_{10}, x_{20}, Y_0) , від якої будуть проводитись подальші обчислення. Структура виробничої функції, яка задана у вигляді (9), дозволяє записати коефіцієнти еластичності виробництва. Так, коефіцієнт еластичності, який характеризує відносну зміну економічних здобутків на одиницю відносної зміни обсягу виробництва за основною технологією дорівнює

$$E_1 = \frac{\partial Y}{\partial x_1} \frac{x_1}{Y} = a_1. \quad (7)$$

У свою чергу, коефіцієнт еластичності, який характеризує відносну зміну економічних здобутків на одиницю відносної зміни обсягу виробництва шляхом переробки відходів збагачення, дорівнює

$$E_2 = \frac{\partial Y}{\partial x_2} \frac{x_2}{Y} = a_2. \quad (8)$$

Отже, для степеневі виробничої функції (9) коефіцієнти еластичності економічних здобутків по обсягам виробництва є постійні і дорівнюють показникам степенів при величинах обсягів виробництва.

Важливою характеристикою виробничих функцій є ізокванти, тобто геометричне місце точок, в яких виробнича функція є постійною. У даному випадку ізокванти – це криві рівних економічних здобутків при різних розподілах обсягів виробництва за основною технологією та шляхом переробки відходів збагачення. Рівняння ізоквант згідно формулі (9) мають вигляд

$$Y_0 \cdot \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{a_1} \cdot \left(\frac{x_2}{x_{20}} \right)^{a_2} = Y_c, \quad (9)$$

де Y_c – постійне значення виробничої функції.

Згідно рівнянню (9) обсяг виробництва шляхом переробки відходів збагачення x_2 можна вважати функцією від обсягу виробництва за основною технологією x_1 , тобто

$$x_2 = x_{20} \left(\frac{Y_c}{Y_0} \right)^{\frac{1}{a_2}} \cdot \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{-\frac{a_1}{a_2}}. \quad (10)$$

Тоді гранична норма заміщення, яка показує, наскільки треба збільшити відносний обсяг виробництва шляхом переробки відходів збагачення при збільшенні відносного обсягу виробництва за основною технологією, при умові збереження економічних здобутків, знаходиться за формулою

$$\gamma = \frac{dx_2(x_1)}{dx_1} = -\frac{a_1}{a_2} \frac{x_2}{x_1}. \quad (11)$$

Для проведення ідентифікації моделі виробничої функції з метою знаходження параметрів, які входять в рівняння (9), доцільно шляхом логарифмування перевести її до вигляду

$$\eta = a_1 \cdot \xi_1 + a_2 \cdot \xi_2, \quad (12)$$

$$\text{де } \eta = \ln \left(\frac{Y}{Y_0} \right), \quad \xi_1 = \ln \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right), \quad \xi_2 = \ln \left(\frac{x_2}{x_{20}} \right).$$

Критерій, який дозволяє провести ідентифікацію параметрів моделі, запишеться згідно вигляду формули (16)

$$E(a_1, a_2) = \sum_{j=1}^L (\hat{\eta}_j - a_1 \cdot \xi_{1j} - a_2 \cdot \xi_{2j})^2 \rightarrow \min_{a_1, a_2}. \quad (13)$$

Умовою мінімуму критерія (13) є рівність нулю частинних похідних

$$\begin{cases} \frac{\partial E(a_1, a_2)}{\partial a_1} = 0; \\ \frac{\partial E(a_1, a_2)}{\partial a_2} = 0. \end{cases} \quad (14)$$

Параметри a_1, a_2 знаходяться шляхом розв'язання системи двох лінійних алгебраїчних рівнянь, здобутих згідно умови

$$\begin{cases} a_1 \cdot \sum_{j=1}^L \xi_{1j}^2 + a_2 \cdot \sum_{j=1}^L \xi_{1j} \cdot \xi_{2j} = \sum_{j=1}^L \eta_j \cdot \xi_{1j} \\ a_1 \cdot \sum_{j=1}^L \xi_{1j} \cdot \xi_{2j} + a_2 \cdot \sum_{j=1}^L \xi_{2j}^2 = \sum_{j=1}^L \eta_j \cdot \xi_{2j} \end{cases}. \quad (15)$$

Зрозуміло, що розв'язання системи алгебраїчних рівнянь не викликає труднощів. Разом з цим, для подальшого аналізу результатів моделювання доцільно виразити параметри a_1, a_2 через статистичні числові характеристики. Тоді маємо

$$\eta - \bar{\eta} = a_1 \cdot (\xi_1 - \bar{\xi}_1) + a_2 \cdot (\xi_2 - \bar{\xi}_2), \quad (16)$$

де

$$a_1 = \frac{s_\eta}{s_{\xi_1}} \frac{r_{\eta\xi_1} - r_{\eta\xi_2} \cdot r_{\xi_1\xi_2}}{1 - r_{\xi_1\xi_2}^2}, \quad a_2 = \frac{s_\eta}{s_{\xi_2}} \frac{r_{\eta\xi_2} - r_{\eta\xi_1} \cdot r_{\xi_1\xi_2}}{1 - r_{\xi_1\xi_2}^2}. \quad (17)$$

У свою чергу, користуючись статистичними числовими характеристиками, можливо обчислити середнє квадратичне відхилення залежної змінної η_i від поверхні регресії

$$s_{\eta \xi_1 \xi_2} = s_\eta \sqrt{1 - r_{\eta \xi_1 \xi_2}^2}, \quad (18)$$

де $r_{\eta \xi_1 \xi_2}^2 = \frac{r_{\eta \xi_1}^2 + r_{\eta \xi_2}^2 - 2 \cdot r_{\eta \xi_1} \cdot r_{\eta \xi_2} \cdot r_{\xi_1 \xi_2}}{1 - r_{\xi_1 \xi_2}^2}$ - квадрат коефіцієнта множинної кореляції.

Перевірку значимості коефіцієнта множинної кореляції проводимо згідно критерію Фішера, який в даному випадку має вигляд

$$F = \frac{L-3}{2} \cdot \frac{r_{\eta \xi_1 \xi_2}^2}{1 - r_{\eta \xi_1 \xi_2}^2}. \quad (19)$$

Надані результати математичного моделювання виробничих функцій дають можливість визначити оптимальні величини розподілу обсягів виробництва концентрату за основною технологією та шляхом переробки відходів збагачення з метою досягнення максимального економічного здобутку при заданому об'єму загального виробництва концентрату.

Математично постановка такої задачі має вигляд

$$Y = Y_0 \cdot \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{a_1} \cdot \left(\frac{x_2}{x_{20}} \right)^{a_2} \rightarrow \max_{x_1, x_2} \quad (20)$$

$$x_1 + x_2 = x_0; \quad (21)$$

$$x_1 > 0, \quad x_2 > 0. \quad (22)$$

Умова (20) визначає критерій розв'язуваної задачі, а (4) і (5) – її обмеження. Для розв'язання цієї задачі доцільно звести її до однієї змінної, скориставшись умовою (4).

$$Y = Y_0 \cdot \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{a_1} \cdot \left(\frac{x_0 - x_1}{x_{20}} \right)^{a_2} \rightarrow \max_{x_1}. \quad (23)$$

Згідно необхідної умові існування екстремуму маємо

$$\frac{dY}{dx_1} = 0$$

Тоді, користуючись (23), знаходимо

$$\frac{dY}{dx_1} = Y_o \left(\frac{a_1}{x_{10}} \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{a_1-1} \left(\frac{x_o - x_1}{x_2} \right)^{a_1} - \frac{a_2}{x_{20}} \left(\frac{x_1}{x_{10}} \right)^{a_1} \left(\frac{x_o - x_1}{x_{20}} \right)^{a_2-1} \right) = 0. \quad (24)$$

Розв'язуючі рівняння (24) відносно x_1 , знаходимо

$$x_{1opt} = \frac{a_1}{a_1 + a_2} \cdot x_o. \quad (25)$$

Користуючись умовою (4) знаходимо оптимальну величину x_2

$$x_{2opt} = x_o - x_{1opt},$$

або, з урахуванням (25),

$$x_{2opt} = \frac{a_2}{a_1 + a_2} \cdot x_o. \quad (26)$$

Тоді максимальна величина економічного здобутку при оптимальному розподілі заданого обсягу концентрату, виробленого за загальною технологією та шляхом переробки відходів збагачення визначиться підстановкою (25) та (26) в формулу (20)

$$Y_{max} = Y_o \left(\frac{a_1}{a_1 + a_2} \frac{x_o}{x_{10}} \right)^{a_1} \cdot \left(\frac{a_2}{a_1 + a_2} \frac{x_o}{x_{20}} \right)^{a_2}. \quad (27)$$

В свою чергу, величина коефіцієнта оптимальних витрат, пов'язаного із застосуванням двох видів технологій вироблення концентрату, визначається згідно формули

$$K_{opt} = \frac{x_{2opt}}{x_{1opt} + x_{2opt}} = \frac{a_2}{a_1 + a_2}. \quad (28)$$

Висновки та напрямок подальших досліджень. Економіко-математична модель застосування двох видів технологій виробництва концентрату: за основною технологією та шляхом переробки відходів збагачення, яка побудована за допомогою статистичного матеріалу на основі використання степеневих виробничих функцій, дозволила довести ефективність такого способу виробництва концентрату на гірничорудних підприємствах.

Статистичний аналіз економічних витрат, пов'язаних з негативним впливом на екологічний стан зовнішнього середовища завдяки діяльності гірничорудних підприємств, зокрема, при зростанні обсягів виробництва концентрату, підтвердив нелінійне зростання цих витрат. Внаслідок цього, природно зробити висновок про необхідність пошуків зменшення цих економічних витрат, наприклад, шляхом впровадження нових видів технологій виробництва концентрату, зокрема, застосуванням двох видів технологій видобутку концентрату: за основною технологією та переробленням відходів збагачення.

Список літератури

1. Математичне програмування / [Максимов О.В., Афанасьєва М.Г., Липовик В.В., Щербак А.Ф.]. Кривий Ріг.: Видавничий Дім, 2003. – 274с.
2. Методы решения проектных задач / [Задорожний А.М., Сахно О.Г., Липовик В.В., Максимов А.В.]. – К.: УМК ВО, 1991. – 282с
3. Красс М.С. Основы математики и ее приложения в экономическом образовании / М.С. Красс, Б.П. Умнов. – М.: Дело, 2000. – 688с.
4. Пак В.В. Носенко Ю.Л. Вища математика. Київ. Либідь, 1996
5. Высшая математика для экономистов / Под ред. Кремера Н.Ш. – М.: ЮНИТИ, 1997

Рукопис подано до редакції 12.03.12

АНОТАЦІЇ

УДК 622.2.001.57: 622.268.8

Ступник Н.И., Письменный С.В. Физическое моделирование формы компенсационных камер при отработке блоков на больших глубинах

Выполнено физическое моделирование компенсационных камер различной формы при подземной разработке залежей в Криворожском железорудном бассейне в сложных горно-геологических условиях на больших глубинах, в результате которого получены зависимости изменения деформаций вокруг камер от приложенной внешней нагрузки.

Ступнік М.І., Письменний С.В. Фізичне моделювання форми компенсаційних камер при відробітку блоків на великих глибинах

Виконано фізичне моделювання компенсаційних камер різної форми при підземній розробці покладів в Криворізькому залізорудному басейні в складних горно-геологічних умовах на великих глибинах, в результаті якого отримані залежності зміни деформацій навколо камер від прикладеного зовнішнього навантаження.

Stupnik N.I., Pysmenny S.V. The physical design of form of compensative chambers at working off blocks on no-bottoms
The physical design of compensative chambers of different form is executed at underground development of beds in the Криворожском iron-ore pool in difficult mining-and-geological terms on no-bottoms, as a result of which dependences of change of deformations are got round chambers from the attached external loading.

УДК 622.271

Близунов В.Г., Баранов И.В., Савицкий А.В. Исключение субъективных факторов при определении конечных контуров железорудных карьеров в составе гоков.

Доказано влияние договорных факторов на цену товарной продукции, что делает неточным применение существующих методов определения конечных контуров карьеров, разработана методика, которая позволяет привести цены по стоимости одного процента железа в тонне концентрата и избежать влияния субъективных факторов при определении границ открытых горных работ.

Блізнуков В.Г., Баранов І.В., Савицький О.В. Виключення суб'єктивних факторів при визначенні кінцевих контурів залізорудних кар'єрів у складі гзк.

Доведено вплив договірних факторів на ціну товарної продукції, що робить неточним застосування існуючих методів визначення кінцевих контурів кар'єрів, розроблена методика, яка дозволяє привести ціни за вартістю одного відсотка заліза в тонні концентрату й уникнути впливу суб'єктивних факторів при визначенні меж відкритих гірських робіт.

Bliznyukov V.G., Baranov I.V., Savitskiy A.V.

Exclusion of subjective factors in determining of the ultimate pits in structure of iron ore processing plants. We prove the influence of human factors on price of iron ore commodity which makes an inaccurate application of existing methods for determining of the ultimate pit, the new approach will allows us to compare prices with the cost of one ton per cent of iron in the concentrate and avoid the influence of subjective factors in determining of ultimate pit.

УДК 622.274.54'112.3

Цариковский В.В., Сиротюк С.В. Взаимосвязь параметров горизонтальных рудных обнажений и процессов самообрушения рудного массива

Изложены результаты исследований по установлению взаимосвязи между параметрами подсеченного массива и процесса его самообрушения.

Цариковський В.В., Сиротюк С.В. Взаємозв'язок параметрів горизонтальних рудних оголень і процесів самообвалення рудного масиву

Викладено результати досліджень по встановленню взаємозв'язку між параметрами підсеченого масиву й процесу його самообвалення.

Tsarikovski V.V., Sirotjuk S.V. Interconnection of parameters of horizontal ore exposures and processes of self-caving of ore massif

Results of researches on determination of interconnection between parameters of undercut massif and process of its self-caving are presented.

УДК 622.271+622.272: 553.311.2

Перегудов В.В., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г. Развитие сырьевой базы Ингулецкого горно-обогатительного комбината. Запасы неокисленных кварцитов, открыто-подземный и подземный способы разработки
Предложены и обоснованы варианты расширения сырьевой базы Ингулецкого горно-обогатительного комбината за счет вовлечения в разработку запасов, сосредоточенных за проектным контуром карьера.

Перегудов В.В., Ніколенко Є.М., Пілінський В.Г. Розвиток сировинної бази Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату. Запаси неокислених кварцитів, відкрито-підземний і підземний способи розробки
Запропоновані і обґрунтовані варіанти розширення сировинної бази Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату за рахунок залучення до розробки запасів, зосереджених за проектним контуром кар'єру.

Peregudov V.V., Plotnikov V.F., Nikolenko J.M., Pilinskiy V.G. Development of the source of raw materials of Inguletskiy Mining-Concentrate Plant. Supplies of the unoxidized quartzites, openly-underground and underground methods of development

Offered and grounded variants of expansion of source of raw materials of Inguletskiy mining concentrate plant due to engaging in development the supplies, concentrated after the project contour of the quarry.

УДК 622. 272: 553

Перегудов В.В., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г. Интенсификация разработки артемовского месторождения магнетитовых кварцитов ПАО «ЦГОК»

Предложен вариант увеличения производительности при разработке Артемовского месторождения неокисленных железистых кварцитов подземным способом

Перегудов В.В., Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г. Інтенсифікація розробки артемівського родовища магнетитових кварцитів ПАТ «ЦГЗК»

Запропонований варіант збільшення продуктивності при розробці Артемівського родовища неокислених залізистих кварцитів підземним способом

Peregudov V.V., Plotnikov V.F., Nikolenko J.M., Pilinskiy V.G. Intensification of development of the Artemovsk deposit of magnetite quartzites of PJSC «СМСР»

The variant of increase of the productivity at the development of Artemovsk deposit of the unoxidized ferrous quartzites by an underground method is offered.

УДК 622.272:553.311.2:622.7

Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский В.Г., Сидор В.М. Новые технологии в разработке Васиновского месторождения магнетитовых кварцитов

Предложены новые для Украины технологические решения при проектировании разработки месторождения магнетитовых кварцитов подземным способом

Плотников В.Ф., Николенко Е.М., Пилинский И.Г., Сидор В.М. Нові технології в розробці Васиновського родовища магнетитових кварцитів

Запропоновані нові для України технологічні рішення при проектуванні розробки родовища магнетитових кварцитів підземним способом

Plotnikov V.F., Nikolenko J.M., Pilinskiy V.G., Sidor V.M. SE SPI «Krivbassproekt»

New technologies in the development of Vasinovskij deposit of magnetite quartzites

New for Ukraine technological solutions are offered at planning of development of deposit of magnetite quartzites by underground method

УДК 622.271

Пшеничный В. Г. Определение рационального режима горных работ и внутреннего отвалообразования для карьеров, разрабатывающих крутопадающие месторождения.

Рассмотрено влияние направления вскрытия крутопадающего месторождения на режим горных работ с внутренним отвалообразованием. На основе данного исследования даны рекомендации по выбору рационального режима горных работ и внутреннего отвалообразования.

Пшеничный В. Г. Визначення раціонального режиму гірничих робіт і внутрішнього отвалообразования для кар'єрів, що розробляють крутоспадні родовища.

Розглянуто вплив напрямку розкриття крутоспадного родовища на режим гірничих робіт із внутрішнім відвалоутворенням. На основі даного дослідження дані рекомендації з вибору раціонального режиму гірничих робіт і внутрішнього відвалоутворення.

Pshenichnyj V. G. Definition of rational regime of mining operations and internal stacking for pits that are developing the steeply dipping deposit.

Article is devoted to the influence of the direction of opening the steep deposits on the mode of mining, subject to the internal stacking. The research allowed to make recommendations for the determination of rational mode of mining and internal stacking.

УДК 622.271 : 621.671

Шаталов А.Г., Мироненко А.И., Вегера З.Н., Шаповалова Г.М. Рациональные схемы и оптимальные способы откачивания воды с использованием центробежных насосов на примере карьера ПАО «ИнГОК»

На примере долгосрочного планирования работы карьера ПАО «ИнГОК» показаны схемы оптимального откачивания карьерных вод с применением центробежных насосов типа ЦНС

Шаталов А.Г., Мироненко А.И., Вегера З.М., Шаповалова Г.М. Раціональні схеми і оптимальні способи відкачування води з використанням відцентрових насосів на прикладі кар'єру ПАТ «ІНГЗК»

На прикладі довгострокового планування роботи кар'єру ПАТ «ІНГЗК» показані схеми оптимального відкачування кар'єрних вод із застосування відцентрових насосів типу ЦНС

Shatalov A.G., Mironenko A.I., Vegera Z.N., Shapovalova G.M. Rational charts and optimum methods of pumping out of water, using chempumps on example of the quarry of pc «inmcp»

On the example of the corporate strategic planning of work of the quarry of PC «INMCP», the charts of the optimum pumping out of the quarry waters are rotined with application of chempumps of CNS type.

УДК 622.831

Касьян Н.Н. Сахно И.Г. Мороз О.К. Управление кинетикой перемещений пород в пределах зоны разрушения вокруг горных выработок

В лабораторных условиях выявлены закономерности перемещения элементов деструктурированного массива в пределах зоны разрушенных пород, предложен способ управления направлением их перемещений, путем создания в массиве искусственных плоскостей скольжения.

Касьян М.М., Сахно И.Г. Мороз О.К. Управління кінетикою зсувів порід в межах зони руйнування навколо гірничих виробок

В лабораторних умовах виявлені закономірності переміщення елементів деструктурованого масиву в межах зони зруйнованих порід, запропонований спосіб управління напрямом їх переміщень, шляхом створення в масиві штучних площин ковзання.

Nicolay Kasyan, Ivan Sahno, Oleg Moroz Kinetics movement control rocks within destruction zone around mining

In the laboratory, identified patterns of moving elements of the array within the destructured zones of destroyed rocks, a method for controlling the direction of their movements, by creating an array of artificial slip planes.

УДК 622.28.5

Петренко Ю.А., Новиков А.О., Резник А.В., Шестопалов И.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., Шестопалов І.М. Рівнорадіусне 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 the reasons 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 622.272

Мартовицкий А.В. Дослідження параметрів зрушення складноструктурного породного масиву при посуванні лави від монтажно́ї камери на псп «шахта степна» пао «ДТЕК ПАВЛОГРАДВУГІЛЛЯ»

Виконаний чисельний аналіз змін пружно-деформованого стану породного масиву при послідовному посуванні забою вугільної лави від монтажно́ї камери. Методом скінчених елементів моделювалися різні стадії розвитку очисних робіт з урахуванням формування зон руйнування в породному середовищі на основі узагальненого критерію Хюека-Брауна. Визначений критичний розмір відпрацьованого простору, при якому відбувається посадка основної покрівлі. Наведені дані візуальних та інструментальних спостережень за станом порід при відході лави від монтажно́ї камери.

Мартовицкий А.В. Исследование параметров обрушения сложноструктурного породного массива при движении лавы от монтажной камеры на псп «шахта степная» пао «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

Выполнен численный анализ изменений напряженно-деформированного состояния породного массива при последовательном продвигении забоя угольной лавы от монтажной камеры. Методом конечных элементов моделировались различные стадии развития очистных работ с учетом формирования зон разрушения в породной среде на основе обобщенного критерия Хюека-Брауна. Определен критический размер выработанного пространства, при котором происходит посадка основной кровли. Представлены данные визуальных и инструментальных наблюдений за состоянием пород при отходе лавы от монтажной камеры.

Martovitskiy A.V. Research of the parameters of bringing down of complex structure massif of rocks under moving longwall away an assembly chamber on the coal-mine "stepnaya" PRIVATE STOCK COMPANY DTEK PAVLOGRADUGOL'

The numerical analysis is carried out to study the changes of rock stress state at consecutive advancement of a longwall from the assembly chamber. Different stage of mining are studied using finite element method, and the failure zone occurrence is considered on the basis of Hoek-Brown criterion. The critical size of mined-out space at which roof caving takes place is determined. Data of visual and tool supervision over the rock mass state while longwall movement are represented.

УДК 528.48:681.3.06

Паламар А.Ю. Аналіз сучасних спеціалізованих програмних комплексів автоматизації камеральної обробки інженерно-геодезичних даних на підприємствах Кривбасу.

Приведені основні напрямки роботи в програмних комплексах, які використовуються на підприємствах Кривбасу. Виконано порівняння характеристик програм, визначені основні їх недоліки та переваги.

Паламар А.Ю. Анализ современных специализированных программных комплексов автоматизации камеральной обработки инженерно-геодезических данных на предприятиях Кривбасса.

Приведены основные направления работы в программных комплексах которые используются на предприятиях Кривбасса. Сделаны сравнительные характеристики программ и основные их достоинства и недостатки.

Palamar A.U. Analysis of modern specialized software complex automation-processing geodetic data on enterprises Krivbass.

The main areas of work in the software systems that used by Krivbass enterprises. We consider the comparative performance of programs and their basic dignity and disadvantages.

УДК 622.261.2

Романенко А.А. Оценка методов наблюдений влияния горных выработок шахты «центральная» на устойчивость северного борта карьера ПАТ «ИнГОК»

Проведен анализ результатов наблюдений за северным бортом Ингулецкого карьера, который находится в зоне влияния ш. «Центральная». Сравнивались результаты, полученные с GNSS приемников ProMark 500 и электронного нивелира SDL-30. Предложено дальнейшее направление исследований зон влияния шахты на устойчивость северного борта Ингулецкого карьера.

оценка, устойчивость, шахта

Романенко А.О. Оцінка методів спостереження впливу гірничих виробок шахти «Центральна» на стійкість північного борту кар'єру ПАТ «ІнГЗК»

Виконано аналіз результатів спостереження за північним бортом Інгулецького кар'єру, який знаходиться в зоні впливу ш. «Центральна». Порівнювались результати, отримані з GNSS приймачів ProMark 500 і електронного нивеліру SDL-30. Запропоновано подальше направлення досліджень зон впливу шахти на стійкість північного борту Інгулецького кар'єру.

оцінка, стійкість, шахта

Romanenko A.A. Assessment of supervision surveying methods of mine "central" on stability of northern board at an "InGOK" open-cast mine

In given article was made the analysis of supervision results over northern board of the Inguletsky open-cast mine, which situated in a influence zone of mine "Central". The results, that taken from GNSS receivers ProMark 500 and electronic precise level SDL – 30 were compared. The researches for further direction of influence zones of mine stability in Northern board of the Inguletsky open-cast mine is offered.

assessment, stability, mine

УДК 622.34:658.562

Шолох М.В., Топчий О.Л. Особенности формирования качества рудной сировины горно-добывающих предприятий

Розглянуті питання формування якості рудної сировини гірничо-видобувних підприємств, а також всієї сукупності факторів, що впливають на процес формування якості рудної сировини і визначальний її рівень. Наведена схема трансформації якості рудної сировини на гірничо-збагачувальному комбінаті.

Шолох Н.В., Топчий А.Л. Особенности формирования качества рудного сырья горно-добывающих предприятий

Рассмотрены вопросы формирования качества рудного сырья горно-добывающих предприятий, а также всей совокупности факторов, которые влияют на процесс формирования качества рудного сырья и определяющий его уровень. Приведена схема трансформации качества рудного сырья на горно-обогатительном комбинате.

Sholokh N.V., Topchiy A.L. Formation quality of ore raw materials of the mountain-ore enterprises

Are considered questions of formation of quality of ore raw materials of the mountain-ore enterprises, and also all set of factors which influence process of formation of quality of ore raw materials and level defining it. The scheme of transformation of quality of ore raw materials on a mining-and-processing integrated works is resulted.

УДК 624.016.5

И.И. Мойся, Е.В. Лавриненко, Н.Г. Артемьева, З.П. Рощупкина. Железобетонный безригельный каркас общественного здания по сетке колонн 9×9м.

Изложен опыт проектирования общественного здания с несущим монолитным железобетонным безригельным каркасом 9×9 м, проанализированы преимущества применения такого каркаса при проектировании и эксплуатации здания.

І.І. Мойся, О.В. Лавриненко, Н.Г. Артем'єва, З.П. Рощупкина. Залізобетонний безригельний каркас громадської будівлі по сітці колон 9×9м.

Викладений досвід проектування громадської будівлі з монолітним залізобетонним безригельним каркасом, по сітці колон 9×9м, проаналізовані переваги застосування такого каркаса при проектуванні і експлуатації будівлі.

Moysiya I., Lavrinenko E., Artemyeva N., Roschupkina Z. Reinforced-concrete beamless framework of public building on the net of columns of 9×9m.

The experience of planning of public building expounded with bearing monolithic reinforced-concrete beamless framework 9×9 mcode is reflected in this article, advantages of application of such framework are analysed at planning and exploitation of building.

УДК 721.001.63

Перебудов В.В., Аблец В.В. Проектирование: соблюдение наиболее общих принципов

Рассмотрен процесс разработки проектной документации для строительства с точки зрения соблюдения общих принципов. Актуализированы и дополнены известные принципы проектирования. Составлен перечень наиболее важных принципов проектирования, обеспечивающих высокое качество проектной документации.

Ключевые слова: проектирование, принципы, строительство, проектная документация, принципы проектирования.

Перебудов В.В., Аблец В.В. Проектування: дотримання найбільш загальних принципів

Розглянуто процес розробки проектної документації для будівництва з точки зору дотримання загальних принципів. Актуалізовані і доповнені відомі принципи проектування. Складено перелік найбільш важливих принципів проектування, що забезпечують високу якість проектної документації.

Ключові слова: проектування, принципи, будівництво, проектна документація, принципи проектування.

Peregudov V.V., Ablets V.V. Projection: respect the most common principles

The process of design documentation for the building comply with the general principles. It is updated and supplemented by well-known principles of projection. A list of the most important design principles that ensure high quality project documentation.

Keywords: design, principles of construction, design documentation, design principles.

УДК 69:728.1:658.26

Тимченко Р.О., Кришко Д.А., Шевчук А.В., Петрова Л.В. Новые подходы в проектировании энергоэффективных домов

В данной статье рассматриваются новые подходы в проектировании энергоэффективных домов.

Ключевые слова: энергоэффективные дома, солнечный коллектор, МДМ-панели.

Тімченко Р.О., Кришко Д.А., Шевчук О.В., Петрова Л.В. Нові підходи в проектуванні енергоефективних будівель

У даній статті розглядаються нові підходи в проектуванні енергоефективних будівель.

Ключові слова: енергоефективні будівлі, сонячний колектор, МДМ-панелі.

Timchenko R.O., Krishko D.A., Shevchuk A.V., Petrova L.V. Sinking of fundamental constructions on the nonlinear-deformed grounds

New approaches are examined in planning of energyeffective houses in the article.

Keywords: energy efficiency of building, solar collector, MDM-panel

УДК 581.5

Блошук А.В. Ценотична структура рослинних угруповань відвалів ГЗК ПАТ „АрселорМіттал Кривий Ріг”

Розглянуто фітоценотичну структуру рослинних угруповань. Виявлено, що різноманітність субстратів та вік формування рослинних угруповань впливають на зміни показників фітоценотичної активності та зустрічальності видів.

Блошук А.В. Ценотическая структура растительных сообществ отвалов ГОК ПАО „АрселорМиттал Кривой Рог”

Рассмотрена фитоценотическая структура растительных сообществ. Установлено, что разнообразие субстратов и возраст формирования растительных сообществ влияют на изменения показателей фитоценотической активности и встречаемости видов.

Bloschuk A. V. The cenotical structure in the vegetable associations of dumps of M&BC PJSC „ArcelorMittal Kryviy Rih”

The fytocenotical structure of vegetative coenosis is considered. It is certain that the variety of parent materials and age of forming of vegetable associations influence on the changes of indexes of fytocenotical activity and met of kinds.

УДК 669.046: 504

Романенко А.В., Гордийчук Л.Ф., Николаева И.В. Экологическая оценка размещения и переработки шлаков металлургического предприятия

Рассмотрена оценка воздействия на окружающую среду процессов складирования и переработки отвалов сталеплавильных и доменных шлаков ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог», и проведен анализ полученных результатов.

Романенко О.В., Гордийчук Л.Ф., Николаева И.В. Екологічна оцінка розташування та переробки шлаків металургійного підприємства

Розглянута оцінка впливу на навколишнє середовище процесів складування і переробки відвалів сталеплавильних і доменних шлаків ПАО «АрселорМіттал Кривий Ріг», та проведено аналіз отриманих результатів.

Romanenco A.V., Gordiychuk L.F., Nikolaeva I.V. Ecological estimation of location and processing of slags of metallurgical plant

The estimation of influence for the environment of the storage processes and processing of slags of steelworks and blast slags of PC «ArcelorMittal Krivoy Rog», an analysis of the results are reflected in this article.

УДК 628.515: 504

Антонік І.П., Антонік В.І., Бондаренко А.М., Чернявська А.П. Оцінка ефективності застосування різних видів гідромакрофітів для біологічного очищення води техногенних водойм від іонів та солей заліза

Проведено дослідження вмісту заліза в типових водних об'єктах міста Кривого Рогу, вивчена здатність різних видів вищих рослин гідроценозів до акумуляції іонів та солей заліза і на цій основі здійснено вибір найбільш ефективних водних макрофітів для біологічної очистки водних ресурсів Криворіжжя від металів.

Антоник И.П., Антоник В.И., Бондаренко А.Н., Чернявская А.П. Оценка эффективности использования разных видов гидромacroфитов для биологической очистки воды техногенных водоёмов от ионов и солей железа

Проведено исследование содержания железа в типовых водных объектах города Кривого Рога, изучена способность разных видов высших растений гидроценозов до аккумуляции ионов и солей железа и на этой основе произведён выбор наиболее эффективных водных макрофитов для биологической очистки водных ресурсов Криворожья от металлов.

Antonik I.P., Antonik V.I., Bondarenko A.N., Chernayvskaya A.P. Evaluation of the effectiveness of use of different hydromacrophyte species for bio – purification of technical water objects from iron ions and salts

Investigation of iron content in typical water objects of the city of Krivoy Rog has been carried out. The ability of different species of higher hydrocoen plants to accumulate ions and salts of iron was studied and on this basis the choice of the most effective water macrophyte for bio purification of Krivoy Rog water resources from metals was made.

УДК 37:331.101.6:331.42

Швагер Н.Ю., Комиссаренко Т.А. Обучение будущих инженеров по охране труда эргономической экспертизе рабочих мест.

В статье на основании анализа нормативных документов в области эргономики, анализа научно – технической литературы, современных концепций эргономического образования изложены этапы выбора умений, определяющих содержание учебного материала в области эргономической экспертизы рабочих мест.

Швагер Н.Ю., Комісаренко Т.А. Навчання майбутніх інженерів з охорони праці ергономічній експертизі робочих місць

В статті на основі аналізу аналізу нормативних документів в галузі ергономіки, аналізу науково – технічної літератури, сучасних концепцій ергономічної освіти викладені етапи вибору вмінь, що визначають зміст навчального матеріалу в галузі ергономічної експертизи робочих місць.

Schwager N.Y., Komisarenko T.A. Navchannya maybutnih inzheneriv s ohoroni pratsi ergonomichniy ekspertizi Working mists

In statti on osnovi analizu analizu dokumentiv in the normative galuzi ergonomiki, Naukova analizu - tehnicnoi literaturi, suchasnihi kontseptsii ergonomichnoi osviti vkladeni etapi viboru vmin, scho viznachayut zmist navchalnogo materialu in galuzi ergonomichnoi Expertise Working mists.

УДК 669.162

Журавльов Ф.М. Лялюк В.П. Бойковец В.Я. Шушемоін А.І., Разработка конструкции и отработка технологии термоупрочнения железорудных окатышей на стальных перфорированных подинах взамен колосниковой решетки обжиговых тележек

С целью существенного снижения расхода высоколегированной стали и улучшения металлургических характеристик обожженных окатышей отработана конструкция стальных перфорированных подин, устанавливаемых взамен колосников на тележках обжиговых конвейерных машин. Проведены полупромышленные и промышленные испытания термоупрочнения окатышей на стальных перфорированных подинах.

Журавльов Ф.М. Лялюк В.П. Бойковец В.Я. Шушемоін О.І., Розробка конструкції й відпрацювання технології термоупрочнення залізгорудних обкотишів на сталевих перфорованих подинах, встановлених на візках випалювальних конвейєрних машин замість колосників

З метою істотного зниження витрати високолегованої сталі й поліпшення металургійних характеристик обпалених обкотишів відпрацьована конструкція сталевих перфорованих подин, встановлених замість колосників на візках випалювальних конвейєрних машин. Проведені напівпромислові й промислові випробування термоупрочнення обкотишів на сталевих перфорованих подинах.

Zhuravlyov F.M. Ljalyuk V.P. Bojkovets V.J. Shushemoin A.I., Development of a design and working off of technology roasting pellet from iron ore on steel punched bottom, established on carriages roasting conveyor machines instead of grid-irons

With the purpose of essential decrease in the charge high-alloy steel and improvement of metallurgical characteristics burnt pellets the design steel punched bottom, established instead of grid-irons on carriages roasting conveyor machines is fulfilled. Are lead halfindustrial and industrial tests roasting pellet from iron ore on steel punched bottom.

УДК 669.74

Ляхова И.А., Соколова В.П. Кассим Д.А., Свист Н.Ю. Физико-химическая сущность связи степени дробления угольной шихты с качеством получаемого кокса

В условиях, когда сырьевая база коксования неуклонно ухудшается, большое значение приобретает качество подготовки угольной шихты, которое заключается в правильно выбранной степени ее дробления в зависимости от содержания в шихте жирных и коксовых углей, что позволяет не ухудшать петрографические показатели шихты и не допускать ее “отошения”.

Ляхова И. А., Соколова В.П., Кассим Д.О. Свист Н.Ю., Фізико-хімічна сутність зв'язку ступеню дроблення вугільної шихти з якістю отриманого коксу

В умовах, коли сировинна база коксування неухильно погіршується, велике значення набуває якість підготовки вугільної шихти, яка полягає в правильно обраному ступені її дроблення в залежності від вмісту в шихті жирного і коксового вугілля, що дозволяє не погіршувати петрографічні показники шихти і не припускати її “опіснення”.

Liakhova I.A., Sokolova V.P., Kassim D.A. Svist N.Y., Physics-chemical essence of connection of crushing degree coal charge with quality of the got coke

In the conditions when raw materials base for coking steady deteriorates, quality of coal charge preparation is of great importance. It consists in proper selected crushing degree depending on content of fat and coking coals in charge which enables not to deteriorate petrographic performances of charge and not to allow its “thinning”.

УДК 621.74.04

Мироненко А.И.; Шпак А.В.; Бабец О.Н.; Вегера З.Н.; Шаповалова Г.М. Применение передовых технологий в литейном производстве В статье изложен технологический процесс вакуумно-пленочный формовки, представлен сравнительный анализ передовой технологии формовки с существующими.

Міроненко А.И.; Шпак А.В.; Бабец О.М.; Вегера З.М.; Шаповалова Г.М. ДПЗастосування передових технологій в ливарному виробництві. У статті викладений технологічний процес вакуумно-плівкового формування, представлений порівняльний аналіз передової технології формування з тими, що існують.

Mironenko A.I.; Shpak A.V.; Babec O.N.; Vegera Z.N.; Shapovalova G.M. Application of front-rank technologies in casting production. In the article a technological process of vacuum-pellicle moulding is reflected, the comparative analysis of front-rank technology of moulding with existing is presented.

УДК 621.771.06

Чумаков В. П., Коренко М. Г., Староста Н. В., Пути повышения жесткости прокатных клетей

Детально проанализированы конструкции механизмов по созданию предварительного напряжения и предложена конструкция комбинированного гидромеханического нажимного механизма чистовых рабочих клетей станов для горячей прокатки сортовых полосовых профилей.

Чумаков В. П., Коренко М. Р., Староста Н. В., Шляхи підвищення жорсткості прокатних клітей

Детально проаналізовані конструкції механізмів по створенню попередньої напруги і запропонована конструкція комбінованого гідромеханічного нажимного механізму чистових робочих клітей станів для гарячої прокатки сортових смугових профілів.

Chumakov V. P., Korenko M. G., Starosta N. V., Ways of increase zhostkosyi of rolling stand

Analyzed in detail the design of mechanisms for the creation of pre-stressing, and proposed the construction of a combined hydro-mechanical screw-down mechanism for finishing the work stands for hot rolling mills grade band profiles.

УДК 622.647.2+622.693

Александрова Т.В., Мелашенко В.А. Математическая модель устройства эксцентрикового типа для захвата ленты наклонного конвейера при ее поперечном обрыве

В статье дано описание конструкции и принципа работы устройства для улавливания ленты наклонного конвейера в случае поперечного порыва ленты. Рассмотрена принципиальная схема эксцентрикового ловителя, а также приведена математическая модель для расчета подобного устройства.

Александрова Т.В., Мелашенко В.А., Математична модель пристрою эксцентрикового типу для захоплення стрічки похилого конвеєра у випадку її поперечного пориву.

У статті наведено опис конструкції та принцип дії пристрою для захоплення стрічки похилого конвеєра у випадку її поперечного пориву. Розглянута принципова схема эксцентрикового уловлювача, а також наведена математична модель для розрахунку подібного пристрою.

Aleksandrova T.V., Melaschenko V.A. Mathematical model of device of eccentric person type for the capture of the ribbon of the sloping conveyer at it's transversal precipice

In the article the description of construction and principle of work of device for catching of the ribbon of sloping conveyer is given in the case of transversal gust of the ribbon. The principle chart of eccentric catcher is considered, and also a mathematical model is resulted for the calculation of similar device.

УДК 621.165:622

Бондар О.В., Новіков К. В., Дослідження впливу ослаблення різьбового з'єднання на працездатність стаціонарних роторних машин

Виявлено фактори, що впливають на працездатність СРМ. Проведено моделювання та аналіз МКЕ в системі SW Simulation CPM. Проведено розрахунок величини додаткових навантажень від дії неконтрольованих експлуатаційних факторів та встановлено граничні значення допустимих навантажень. Виявлено залежність впливу ослаблення різьбових з'єднань на зміну пружно-інерційних характеристик конструкції.

працездатність, фактори, мке, навантаження, характеристика

Бондарь Е.В., Новиков К. В., Исследование влияния ослабления резьбового соединения на работоспособность стационарных роторных машин

Определены факторы, влияющие на работоспособность СРМ. Проведено моделирование и анализ МКЭ в системе SW Simulation CPM. Проведен расчет величины дополнительных нагрузок от действия неконтролируемых эксплуатационных факторов и установлены предельные значения допустимых нагрузок. Определена зависимость влияния ослабления резьбовых соединений на изменение упруго-инерционных характеристик конструкции.

работоспособность, факторы, мкэ, нагрузка, характеристика

Bondar O.V., Novikov K.V., The investigation of the effect of threaded connection slackening on efficiency of stationary rotor machines (srm)

The factors which have an influence upon the efficiency of SRM have been found out. The simulation and the finite element method analysis of SRM have been conducted in SW Simulation system. The quantity of additional loads from the operations of uncontrollable operational factors has been calculated and the boundary value of permissible loads has been set. The dependence of the effect of threaded connection slackening on the change of elastic-inertial characteristics of the construction has been found out.

efficiency, factors, finite element method, loads, characteristics

УДК 622.7:622.788

Горбачов Ю.Г., Шторфунова Г.В., Слатвінський М.М., Аналіз раціональних параметрів роботи огрудковувача чашевого

Виконано аналіз залежності якості виходу окотишів кондиційного розміру та крупних кусків в залежності від параметрів роботи чашевого огрудковувача і стану шихти в умовах ЦГЗК.

Горбачев Ю.Г., Шторфунова А.В., Слатвинский Н.Н., Анализ рациональных параметров работы окомкователя чашевого

Выполнен анализ зависимости качества выхода окатышей кондиционного размера и крупных кусков в зависимости от параметров работы окомкователя и состояния шихты в условиях ЦГОКа.

Gorbachev U.G., Shtorfunova A.V., Slatvinsky N.N., Rational parameters of cup pelletizers operation analysis

The relation of conditioned pellets size and large lumps output quality and pelletizer's working parameters and charge state within CGOK was analyzed.

УДК 622.67

Пустовой В.А., Мироненко А.И., Вегера З.Н. Применение модернизированной подъемной машины для скипового подъема шахты «ЗАРЯ» ПАЛ «КЖРК»

Обоснована необходимость замены скиповой подъемной машины шахты «Заря». Изложены технические решения и преимущества новой модернизированной подъемной машины. Намечены перспективы разработки аналогичных подъемных машин для шахт Кривбасса. Ил. 1. Библиогр: 3 назв.

Пустовой В.О., Міроненко А.І., Вегера З.М. Застосування модернізованої підйомної машини для скіпового підйому шахти «ЗОРЯ» ПАТ «КЗРК»

Обґрунтована необхідність заміни скіпової підйомної машини шахти «Зоря». Викладені технічні рішення і переваги нової модернізованої підйомної машини. Намічені перспективи розробки аналогічних підйомних машин для шахт Кривбасу. Лл. 1. Бібліогр: 3 назв.

Pustovoy V.À., Mironenko A.I., Vegera Z.N. Application of the modernized lifting machine for the skip getting up of mine «ZARIA» PJSC«KIOC»

The necessity of replacement of skip lifting machine of mine «Zoria» is grounded. Technical decisions and advantages of the new modernized lifting machine are expounded. The prospects of development of analogical liftings machines are set for the mines of Krivbass. Ll. 1. Bibliogr: 3 names.

УДК 622.271:622.684

Монастирський Ю.А., Веснін А.В., Сістук В.О. Обґрунтування управління обертанням ведучих коліс кар'єрних автосамоскидів для створення додаткового поворотного моменту.

Представлена методика визначення радіусу повороту кар'єрних автосамоскидів з трансмісією «змінно-змінного струму» з урахуванням виникнення додаткового поворотного моменту при відповідному розподілі кутових швидкостей між ведучими колесами задньої вісі.

Кар'єрні автосамоскиди, способи управління поворотом, радіус повороту, теорія руху колісних машин

Монастырский Ю.А., Веснин А.В., Систук В.А. Обоснование управления вращением ведущих колес карьерных автосамосвалов для создания дополнительного поворачивающего момента.

Представлена методика определения радиуса поворота карьерных автосамосвалов с трансмиссией «переменно-переменного тока» с учетом возникновения дополнительного поворачивающего момента при соответствующем распределении угловых скоростей между ведущими колесами задней оси

Карьерные автосамосвалы, способы управления поворотом, радиус поворота, теория движения колесных машин

Monastirskiy U.A., Vesnin A.V., Sistuk V.O. Substantiation of open pits trucks powered wheels rotation controlling to additional veering torque creation.

The method for determination of turning radius of open pit trucks with AC/AC drive with taking in account of creation of additional veering torque with appropriate angular velocities distribution between powered wheels of rear axis is presented.

Open pit trucks, the methods of turning controlling, turning radius, the theory of wheeled machines motion.

УДК 621.313.33

Воротеляк Э.А., Коломиц А.В. Некоторые аспекты влияния параметров схемы замещения на рабочие режимы глубокопазного короткозамкнутого асинхронного двигателя.

Выполнен анализ влияния параметров схемы замещения на рабочие режимы глубокопазного короткозамкнутого асинхронного двигателя.

Воротеляк Е.А., Коломиц Г.В. Деякі аспекти впливу параметрів схеми заміщення на робочі режими глубокопазного короткозамкнутого асинхронного двигуна

Виконаний аналіз впливу параметрів схеми заміщення на робочі режими глубокопазного короткозамкнутого асинхронного двигуна

Vorotelyak E., Kolomits G. Me aspects of influence of the equivalent circuit parameters for operating mode deep-groove squirrel-cage motor.

The analysis of the influence of the equivalent circuit parameters for operating mode deep-groove squirrel-cage motor.

УДК 621.318.13

Толмачов С.Т., Ільченко А.В., Власенко В.А. Електромагнітне поле в магнітопровідному круговому циліндрі

Наведено розрахунок електромагнітного поля при збуренні однорідного гармонійного поля, спрямованого перпендикулярно осі нескінченно протяжного магнітопровідного циліндра. Отримано аналітичні вирази для розрахунку напруженостей електричного і магнітного полів, щільності вихрових струмів, а також розподілу пондеромоторних сил поза циліндром.

Ключові слова: магнітопровідний циліндр, гармонійне поле, вихрові струми, пондеромоторні сили.

Толмачев С.Т., Ильченко А.В., Власенко В.А. Электромагнитное поле в магнитопроводящем круговом цилиндре

Приведен расчет электромагнитного поля при возмущении однородного гармонического поля, направленного перпендикулярно оси бесконечно протяженного магнитопроводящего цилиндра. Получены аналитические выражения для расчета напряженностей электрического и магнитного полей, плотности вихревых токов, а также распределения пондеромоторных сил вне цилиндра.

Ключевые слова: магнитопроводящий цилиндр, гармоническое поле, вихревые токи, пондеромоторные силы.

Tolmachov S.T., Ilchenko A.V., Vlasenko V.A. Electromagnetic field in a circular magnetically conductive cylinder

The calculation of the electromagnetic field with perturbation of a homogeneous harmonic field directed perpendicular to the axis of an infinitely stretched magnetically conductive cylinder was done. The analytical expressions for the calculation of the electric and magnetic fields, the density of eddy currents, and the distribution of ponderomotive forces outside the cylinder were received.

Keywords: magnetically conductive cylinder, harmonic field, eddy currents, the ponderomotive forces

УДК 621.181.124

Замицький О.В., Єфіменко І.І., Аналіз існуючих режимів спалювання природного газу

Розглянемо основні існуючі режими спалювання газів у топці котлоагрегата. Показано, що режими з помірним недопалом є найбільш виправданими як з погляду екологічної безпеки, так і з погляду ефективного спалювання природного газу.

Замицький О.В., Ефименко И.И., Анализ существующих режимов сжигания природного газа

Рассмотрим основные существующие режимы сжигания газов в топке котлоагрегата. Показано, что режимы с умеренным недожогом наиболее оправданными как с точки зрения экологической безопасности, так и с точки зрения эффективного сжигания природного газа.

Zamytskyi O.V., Efimenko I.I., Analysis existing regimes of natural gas combustion

Consider the main existing regimes combustion gases in the furnace boiler. It is shown that modes with moderate air-dried brick are the most appropriate both in terms of environmental safety, and in terms of efficient combustion of natural gas.

УДК 681.5.015:697.112.2

Логінов О.А., Щокін В.П. Проаналізовано вплив конструктивних особливостей приміщень на їх температурний стан, побудовано математичну модель, що характеризує зміну температури повітря в приміщенні під впливом різних збурень.

Логинов О.А., Щекин В.П. Проанализировано влияние конструктивных особенностей помещений на их температурное состояние. Построена математическая модель, характеризующая изменение температуры воздуха в помещении под влиянием различных возмущений.

Loginov O., Shchokin V.P. On a analysé l'influence des traits constructifs des locaux sur leur état de la temperature. On a construit la modèle mathématique qui symbolise changement de la température de l'air dans le local sous l'influence des perturbations.

УДК 621.879.01

Крупко В.Г., Веснин А.В., Дихтенко Р.Н. Определение рациональных параметров жесткосной системы экскаватора со сниженными динамическими нагрузками

Рассмотрен вопрос снижения динамических нагрузок на механизм подъема механического экскаватора без использования разъединительных предохранительных устройств.

Жесткость, циклическая нагрузка, коэффициент динамики, стопорение механизма, математическая модель.

Крупко В.Г., Веснін А.В., Діхтенко Р.М. Визначення раціональних параметрів жорсткісної системи экскаватору зі зниженими динамічними навантаженнями

Розглянуте питання зниження динамічних навантажень на механізм підйому механічного экскаватору без використання роз'єднувальних запобіжних пристроїв.

Жорсткість, циклічне навантаження, коефіцієнт динаміки, стопоріння механізму, математична модель.

Krupko V.G., Vesnin A.V., Dihtenko R.N. Determination of rational parameters of shovel's hard system with reduced dynamic strains

The problem of reducing dynamic strains in shovel's lifting mechanism without using of disconnecting safety devices is considered.

Hardness, cycle strain, ratio of dynamics, locking of mechanism, mathematical model.

УДК 622.775

Николаенко К.В., Рыльков С.А. Исследование химической термодинамики растворения ванадия при совмещении операций измельчения и выщелачивания отработанных ванадиевых катализаторов

Рассмотрены вопросы расчета скоростей и термодинамики основных химических реакций протекающих при совмещении операций измельчения и восстановительного выщелачивания сернокислыми растворами в шаровой мельнице с металлическими шарами.

Ніколаєнко К.В., Рильков С.А. Дослідження хімічної термодинаміки розчинення ванадію при сполученні операцій помелення та вилуження відпрацьованих ванадієвих каталізаторів

Розглянуто питання розрахунку швидкостей та термодинаміки основних хімічних реакцій які протікають при сполученні операцій помелення та відновного вилуження сірнокислотними розчинами в шаровому млині з металічними кулями

Nikolaenko K.V., Rilkov S.A. Research of chemical thermodynamics of dissolution of vanadium at combination of operations of growing and lixiviating of waste of vanadium catalysts shallow

The questions of calculation of speeds and thermodynamics of basic chemical reactions of flowing at combination operations of growing and restoration lixiviating сернокислыми solutions shallow are considered in a ball mill with metallic balls.

УДК 622.331.002

Стриха В.А.

Запропоновано нову класифікацію технологічних схем видобування паливного фрезерного торфу Наведено схеми технологічних майданчиків для кожної з них та описано принцип виконання операції збирання.

Стриха В.А.

Предложена новая классификация технологических схем добычи топливного фрезерного торфа Приведены схемы технологических площадок для каждой из них и описан принцип выполнения операции уборки..

Stricha V.A.

Charts over of technological grounds are brought for each of them and principle of implementation of operation of collection is described.

УДК 681.51:66

Шульгін С.К., Купін А.І. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів хімічного виробництва

За результатами досліджень діючих технологічних процесів хімічного виробництва з використанням прикладної програми GraphWorX32 SCADA системи Genesis розроблено комп'ютерні моделі основних етапів технологічних процесів хімічного виробництва. Рис. 3. Дж. 7.

Ключові слова: облагороджування бензину, виплавка чавуну, коксування, мнемосхема, диспетчер, технологічний процес.

Шульгин С.К., Купин А.И. Компьютерное моделирование технологических процессов химического производства

По результатам исследований действующих технологических процессов химического производства с использованием приложения GraphWorX32 SCADA системы Genesis разработаны компьютерные модели основных этапов технологических процессов химического производства. Рис. 3. Ист. 7.

Ключевые слова: облагораживание бензина, выплавка чугуна, коксование, мнемосхема, диспетчер, технологический процесс.

Shulgin S.K., Kupin A.I. Computer design of technological processes of chemical production

By results of researches of existing technological processes of chemical production with the usage of the application GraphWorX32 SCADA Genesis developed computer models of main stages of technological processes of chemical production. Fig. 3. Sour. 7.

Keywords: ennoblement of gasoline, pig iron, coking, mimic panel, controller, process.

УДК 622.7:539.16

Кушнірук Н.В., Кукла А.В. Радіометричне збагачення уранових руд

Розглянута можливість отримання високоякісного уранового концентрату радіометричним методом збагачення руд України. Дана технологія дозволить повністю забезпечити країну в урановій сировині.

Кушнирук Н.В., Кукла А.В. Радиометрическое обогащение урановых руд

Рассмотрена возможность получения высококачественного уранового концентрата радиометрическим методом обогащения руд Украины. Данная технология позволит полностью обеспечить страну в урановом сырье.

Kuśniruk N.V., Kukla A.V. Radiometric enrichment of uranium ore

Considered the possibility of obtaining high-quality uranium concentrate ore by radiometric Ukraine. This technology will make it possible fully to ensure the country's uranium raw material.

УДК 622.755

Булах О.В., Сіроклін З.В., Ковальчук Х.У. Дослідження впливу процесу класифікації на технологічні показники збагачення магнетитових кварцитів

Розглянуте питання підвищення якості магнетитового концентрату з використанням контрольної класифікації зливу спірального класифікатора та окремого збагачення зернистої та шламистої частин. Показано можливість підвищення якості кінцевого концентрату.

Булах А.В., Сироклин З.В., Ковальчук Х.У. Исследование влияния процесса классификации на технологические показатели обогащения магнетитовых кварцитов

Рассмотрен вопрос повышения качества магнетитового концентрата с использованием контрольной классификации слива спирального классификатора и отдельного обогащения зернистой и шламистой частей. Показана возможность повышения качества конечного концентрата.

Bulakh A.V., Siroklin Z.V., Kovalchuk H.U. Research of influence of process of classification on the technological indexes of enriching of magnetitovykh quartzites

The question of upgrading magnetitovogo concentrate is considered with the use of control classification of weathering of spiral classifier and separate enriching of grainy and shlamistoy parts. Possibility of upgrading eventual concentrate is ro-tined.

УДК 621.67.004.6

Дубровський С.С., Артамонова Д.А., Храмова І.І. Аналіз методів технологічного забезпечення якості поверхонь при обробці

Проведено комплексний аналіз методів технологічного забезпечення якості поверхонь при обробці. Розглянуто зміну залишкових напружень в поверхневому шарі зразка при магнітно-абразивній обробці поверхонь.

Технологія, магнітно-абразивний, шорсткість, якість, напруження

Дубровский С.С., Артамонова Д.А., Храмова И.И. Анализ методов технологического обеспечения качества поверхности при обработке

Выполнен комплексный анализ методов технологического обеспечения качества поверхности при обработке. Рассмотрено изменение остаточных напряжений в поверхностном слое образца при магнитно-абразивной обработке поверхности.

Технология, магнитно-абразивный, шероховатость, качество, напряжения

Dubrovskiy S., Artamonova D., Khramova I. Analysis of methods of technological ensuring quality of surface by treatment Was execute integrated analysis of methods of technological ensuring quality of surface by treatment. Considered changing of residual stresses in surface layer of specimen by magnetic-abrasive treatment of surface.

Technology, magnetic-abrasive, rough, quality, stresses

УДК 621.515

Модель термогазодинамических процессов турбокомпрессора с контактной системой охлаждения. Разработан алгоритм модели термогазодинамических процессов многоступенчатого турбокомпрессора с контактной системой охлаждения, включающий процессы во впускном коллекторе, ступенях сжатия и воздухоохладителях.

Турбокомпрессор, контактная система охлаждения, модель, термогазодинамические процессы.

Замицький О.В., Кривенко О.Ю. Модель термогазодинамічних процесів турбокомпресора з контактною системою охолодження Розроблено алгоритм моделі термогазодинамічних процесів багатоступінчастого турбокомпресора з контактною системою охолодження, що включає процеси у впускному колекторі, ступенях стиснення й воздухоохло-джувачах.

Турбокомпресор, контактна система охолодження, модель, термогазодинамічні процеси.

Zamytsky O.V., Krivenko O.Ju. Model of gasdynamic processes of turbo - compressor with the pin system of cooling

The algorithm of model of gasdynamic processes of multi - stage turbo - compressor is worked out with the pin system of cooling, including processes in the inlet collector, stages of compression and air of coolers.

Turbo-compressor, pin system of cooling, model, gasdynamic processes.

УДК 330.322:331.522.4

Мусієнко В.Д., Молозіна Н.А., Замараєва А.М. Проблема інвестування в активи людського капіталу

Проаналізовано динаміку обсягів інвестицій в активи людського капіталу державою, їх вплив на сучасний стан розвитку людського капіталу держави.

Ключові слова: людський капітал, інвестиції у людський капітал, оцінка інвестицій у людський капітал

Мусиенко В.Д., Молозина Н.А., Замараева А.Н. Проблемы инвестирования в активы человеческого капитала

Проанализирована динамика объемов инвестиций в активы человеческого капитала государством, их влияние на современное состояние развития человеческого капитала государства.

Ключевые слова: человеческий капитал, инвестиции в человеческий капитал, оценка инвестиций в человеческий капитал

Musieynko V.D., Molozina N.A., Zamaraeva A.N. Investment problem into the capital's assets

The dynamics of the investment volumes into the human capital's assets by the state, its influence on the modern state of the country's human capital development are analyzed.

Keywords: human capital, investment in human capital, valuation of investments in human capital

УДК 330.1:331.101.262

Кравченко Н.В. Вплив відчуження праці на формування людського капіталу

Надано аналіз впливу відчуження праці на особливості формування і розвитку людського капіталу, як стратегічного ресурсу розвитку. Обґрунтовані негативні наслідки відчуження праці та окреслені можливі шляхи його подолання

Ключові слова: відчуження, праця, людський капітал, мотивація, соціальне партнерство

Кравченко Н.В. Влияние отчуждения труда на формирование человеческого капитала

Проанализировано влияние отчуждения труда на особенности формирования человеческого капитала, как стратегического ресурса развития. Обоснованы негативные последствия отчуждения труда и определены возможные пути его преодоления.

Ключевые слова: отчуждение, труд, человеческий капитал, мотивация, социальное партнёрство.

Kravchenko N.V. Labour alienation influence on the human formation

Labour alienation influence on the human capital formation as a strategic resource for the further development has been studied. Negative consequences of the labour alienation have been grounded and possible ways of its overcoming have been determined.

Key words: alienation, labour, human capital, motivation, social partnersh

УДК 658.589

Турило А.М., Адаменко М.В. Теоретико-методологічні підходи щодо удосконалення визначення поняття «Інноваційний потенціал підприємства»

У статті розглянуто існуючі теоретико-методологічні підходи до визначення інноваційного потенціалу підприємства. Запропоновано удосконалити поняття «інноваційний потенціал підприємства» з урахуванням авторського погляду на визначення його сутності, комплексного і системного підходів до його формування.

Ключові слова: інновація, інноваційна діяльність, інноваційний потенціал

Турило А.М., Адаменко М.В. Теоретико-методологические подходы к усовершенствованию определения понятия «Инновационный потенциал предприятия»

В статье рассмотрено существующие теоретико-методологические подходы к определению инновационного потенциала предприятия. Предложено усовершенствовать понятие «инновационный потенциал предприятия» с учетом авторского взгляда на определение его сущности, комплексного и системного подходов к его формированию.

Ключевые слова: инновация, инновационная деятельность, инновационный потенциал

A.M. Turilo, M.V. Adamenko Theoretic and methodological approaches to improving the definition of “Innovative potential of enterprise”

Theoretic and methodological approaches to the definition of innovative potential of enterprise are considered in the article. It is offered to improve the definition of “innovative potential of enterprise” taking into account author’s view at definition of its essence, complex and systematic approaches to its formation.

Keywords: innovation, innovative activity, innovative potential.

УДК 657.005.935

Брадул О.М., Світличний О.В., Методологічні основи варіантного аналізу як джерела інформаційно-аналітичного забезпечення менеджменту корпорацій

В науковій статті досліджено методологічні основи варіантного аналізу, який побудовано на основі концептуального управлінського підходу щодо правил прийняття рішень відносно оптимізації системи виробництва продукції і отримання прибутку промисловими корпораціями.

Брадул А.М., Світличний А.В., Методологические основы вариантного анализа как источника информационно-аналитического обеспечения менеджмента корпораций

В научной статье исследовано методологические основы вариантного анализа, который построен на основе концептуального управленческого подхода относительно правил принятия решений относительно оптимизации системы производства продукции и получение прибыли промышленными корпорациями.

Bradul A.M., Svitlichnyy A. V. Methodological bases of variant analysis as source of research and information providing of management of corporations

Methodological bases of variant analysis that is built on the basis of conceptual administrative approach in relation to the rules of making decision in relation to optimization of the system of production of goods and receipt of income industrial corporations are investigational in the scientific article.

УДК 553. 003. 12

Климовський М.М. Про граничні терміни динамічної оцінки родовищ

Розглянуті питання обґрунтування оптимальної величини періоду відпрацювання запасів, при якому забезпечується достатня достовірність розрахунків. Надані рекомендації щодо граничних періодів динамічної оцінки для різних норм дисконту.

Климовский Н.Н. О предельных сроках динамической оценки месторождений

Рассмотрены вопросы обоснования оптимальной величины периода отработки запасов, при котором обеспечивается достаточная достоверность расчетов. Даны рекомендации по предельным периодам динамической оценки для разных норм дисконта.

Klimovskiy N.N. About the maximum terms of dynamic estimation of deposits

The questions of ground of optimum size of period of working off supplies are considered, which provides the sufficient authenticity of calculations. Recommendations on the maximum periods of dynamic estimation for the different norms of discount are presented.

Ключевые слова: месторождение, срок отработки, запасы руды, геолого-экономическая оценка, норма дисконта, прибыль.

УДК 553.042:551.031

Перебудов В.В., Романенко О.В., Драгун Б.Т., Ніколенко Є.М., Ланцетова Л.І., Кітов А.А. Техніко-економічне обґрунтування параметрів постійних кондицій Шиманівського родовища

Наведені основні питання техніко-економічного обґрунтування параметрів постійних кондицій для підрахунку запасів магнетитових кварцитів нового підприємства на базі Шиманівського родовища.

Перебудов В.В., Романенко А.В., Драгун Б.Т., Ніколенко Е.М., Ланцетова Л.И., Китов А.А. Техничко-экономическое обоснование параметров постоянных кондиций Шимановского месторождения

Представлены основные вопросы технико-экономического обоснования параметров постоянных кондиций для подсчета запасов магнетитовых кварцитов нового предприятия на базе Шимановского месторождения.

Peregudov V.V., Romanenko O.V., Dragun B.T., Nikolenko E.M., Lantsetova L.I., Kitov A.A. The main issues of the technical and economic assessment of constant condition parameters for the estimation of magnetite quartzite reserves of the new enterprise on the Shimanovskoe deposit basis are provided.

УДК 553.042

Перебудов В.В., Грицина О.Є., Драгун Б.Т., Ніколенко Є.М., Ланцетова Л.І., Губіна В.Г. Уточнені методи визначення параметрів кондицій мінеральної сировини

Запропоновано прості і точні методи визначення мінімального промислового вмісту корисного компоненту в руді, у тому числі у комплексній сировині. Методи базуються на використанні балансу продуктів переробки корисних компонентів, витрат на виробництво і цінності готових продуктів.

Перебудов В.В., Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Ніколенко Е.М., Ланцетова Л.И., Губина В.Г. Уточненные методы определения параметров кондиций минерального сырья

Предложены простые и точные методы определения минимального промышленного содержания полезного компонента в руде, в том числе в комплексном сырье. Методы базируются на использовании баланса продуктов переработки полезных компонентов, затрат на производство и ценности готовых продуктов.

Peregudov V.V., Gritsyna A.E., Dragun B.T., Nikolenko E.M., Lancetova L.I., Gubina V.G. Specified methods of determination of parameters of standards of mineral raw material

The simple and exact methods of determination of minimum industrial contain useful component are offered in ore, including in complex raw material. Methods are based on the use of balance of products of processing of minerals, production inputs and values of the prepared products.

УДК 658.5: 620.9

Крутов Г.В., Кучма О.І., Недашковський Ю.В. Диференціація енерготарифів – впливовий фактор підвищення економічної ефективності управління енерговикористанням споживачів

Визначено економічну доцільність застосування тарифних меню у вигляді набору тарифних планів для споживачів електроенергії з метою підвищення мотиваційного ефекту регулювання енергоспоживання промислових підприємств в напрямку вирівнювання графіку навантаження енергосистеми.

Крутов Г.В., Кучма А.И., Недашковский Ю.В. Дифференциация энерготарифов – существенный фактор повышения экономической эффективности управления энергоиспользованием потребителей

Определена экономическая целесообразность применения тарифных меню в виде набора тарифных планов для потребителей электроэнергии с целью усиления мотивационного эффекта регулирования энергопотребления промышленных предприятий в направлении выравнивания графика нагрузки энергосистемы.

Krutov G.V., Kuchma A.I., Nedashkovsky Y.V. Differentiation of power tariffs is the essential factor in increasing the economic efficiency of management of consumer's energy using

Economic feasibility of application of tariff menus in the form of a set of tariff plans for the electric power consumers in order to enhance the motivational effect of regulation of industrial enterprises power consumption in a direction of alignment of the power supply system's production schedule is defined.

УДК 338.512:622

Ковальчук В.А., Пурий Г.В. Оцінка операційної активності та структури витрат підприємств гірничорудної промисловості

Досліджено рівні загрози ефективності операційної діяльності підприємства при використанні механізму операційного левериджу. Окреслені межі ризикованості застосування механізму операційного левериджу, які дозволяють визначити можливий рівень ефективності операційної діяльності підприємства, ідентифікувати рівень ризику та окреслити потенційні можливості використання механізму операційного левериджу із зазначеним рівнем ризику для підприємств гірничорудної промисловості.

Ковальчук В.А., Пурий А.В. Оценка операционной активности и структуры затрат предприятий горнорудной промышленности
Исследовано уровни угрозы эффективности операционной деятельности предприятия при использовании механизма операционного левериджа. Очерчены границы рискованности использования механизма операционного левериджа, которые позволяют определить возможный уровень эффективности операционной деятельности предприятия, иденти-

фицировать уровень риска и выявить потенциальные возможности использования механизма операционного леве-
джа с определенным уровнем риска для предприятий горнорудной промышленности.

Kovalchuk V.A., Puriy A.V. Valuing of operating activity and structure of charges of enterprises of mining industry

Investigational levels of risk of efficiency of operating activity of enterprise at the use of mechanism of operating leverage. Outlined the levels of risk of using the mechanism of operating leverage, which allow to define the possible level of efficien-
cy of operating activity of enterprise, identify the level of risk and outline potential possibilities of using the mechanism of operating leverage with the noted level of risk for the enterprises of mining industry.

УДК 65.012.265:65.011.56

Варава А. А., Формування та реалізація організаційно-економічного механізму інформаційного забезпечення стра-
тегічного управління на підприємствах корпоративного типу

В статті обґрунтовано методичні підходи до формування ефективного інформаційного забезпечення стратегічного управління на підприємствах. З цієї метою запропоноване створення інформаційної підсистеми стратегічного управ-
ління в межах відповідного організаційно-економічного механізму.

Ключові слова: інформаційно-управлінська система, інформація, інформаційна підсистема стратегічного управлі-
ння, організаційно-економічний механізм інформаційного забезпечення стратегічного управління.

Варава А. А., Формирование и реализация организационно-экономического механизма информационного обеспе-
чения стратегического управления на предприятиях корпоративного типа.

В статье обоснованы методические подходы к формированию эффективного информационного обеспечения страте-
гического управления на предприятиях. С этой целью предложено создание информационной подсистемы стратеги-
ческого управления в рамках соответствующего организационно-экономического механизма.

Ключевые слова: информационно-управленческая система, информация, информационная подсистема стратеги-
ческого управления, организационно-экономический механизм информационного обеспечения стратегического управ-
ления.

Varava A. A., The formation and implementing the organizational economic mechanism of the informational support of
strategic management on corporate enterprises.

In the article the methodological approaches to effective information provision of strategic management in enterprises. For
this purpose the proposed creation of an information subsystem of strategic management within the relevant organizational
and economic mechanism.

Keywords: information management system, information, information subsystem of strategic management, organizational
and economic mechanism to ensure strategic management of information

УДК 336.71

Котковський В.С., Дячун І.В., Аналіз ціноутворення на кредитні продукти на прикладі ПАТ «АЛЬФА-БАНК»

Виконаний аналіз політики ціноутворення на кредитні продукти банківських установ, особлива увага приділена ро-
зробці власної концепції ціноутворення на кредитні продукти на прикладі ПАТ «Альфа-Банк».

Котковский В.С., Дячун И.В., Анализ ценообразования на кредитные продукты на примере ПАТ «АЛЬФА-БАНК»

Выполнен анализ политики ценообразования на кредитные продукты банковских учреждений, особое внимание
уделено разработке собственной концепции ценообразования на кредитные продукты на примере ПАТ "Альфа-
Банк".

Kotkovskyy V.S., Dyachun I.V., Analysis of pricing on credit foods on example public joint-stockCompany «ALFA-
BANK»

Executed analysis of pricing policy on credit foods of bank institutions, the special attention is spared to development of own
conception of pricing on credit foods on an example public joint-stock company «Alfa-Bank».

УДК 338.124.4:658.141:622.7.002

Нусинов В.Я., Нусинова Я.В. Вартісні показники кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів.

Обґрунтовано необхідність при діагностиці кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів використовувати
вартісні показники, зокрема показник запасу власного капіталу. Останній запропоновано визначати одним з двох
методів: методом критичної дебіторської заборгованості або методом зміни власного капіталу. Для якісного аналізу
кризового стану гірничо-збагачувальних комбінатів та встановлення ступеня кризи, запропоновано використовувати
коефіцієнт стабільності.

Нусинов В.Я., Нусинова Я.В. Стоимостные показатели кризисного состояния горно-обогатительных комбинатов.

Обоснована необхідність при діагностиці кризового стану горно-обогатительных комбинатов использовать
стоимостные показатели, в частности показатель запаса собственного капитала. Последний предложено определять
одним из двух методов: методом критической дебиторской задолженности или методом изменения собственного
капитала. Для качественного анализа кризисного состояния горно-обогатительных комбинатов и установления сте-
пени кризиса, предложено использовать коэффициент стабильности.

Nusinov V.J., Nusinova J.V. Cost index of a crisis state of ore mining and processing enterprises.

Necessity at diagnostics of a crisis state of ore mining and processing enterprises to use cost indexes, in particular an indica-
tor of a stock of own capital, is proved. Last is offered for defining one of two methods: a method of a critical debt receivable
or a method of change of own capital. For the qualitative analysis of a crisis state of ore mining and processing enterprises
and an establishment of degree of crisis, it is offered to use stability rate.

УДК 331.101.262.

Орлов В. В. Оренда персоналу як інновація в галузі управління трудовими ресурсами У статті представлено аналіз економічної сутності та стану правового забезпечення оренди персоналу як практики діяльності сучасних підприємств в галузі управління персоналом. Проаналізовано переваги даного виду використання персоналу та визначено пріоритети впровадження даної інновації у діяльність вітчизняних підприємств.

Орлов В. В. Аренда персонала как инновация в области управления трудовыми ресурсами. В статье представлен анализ экономической сущности и состояния правового обеспечения аренды персонала как практики деятельности современных предприятий в области управления персоналом. Проанализированы преимущества данного вида использования персонала и определены приоритеты внедрения данной инновации в деятельности отечественных предприятий.

Orlov V.V. Rentals staff as innovation in Human Resources Management. The paper presents analysis of economic substance and legal support staff as rental practices of today's enterprises in human resource management. The advantages of this type of staff and set priorities for implementation of innovation activities in domestic enterprises.

УДК 658.14:330.452

Короленко С.М., Русов Д.Л. Аналіз впливу складових формування фінансових результатів від операційної діяльності підприємства

Проведено факторний аналіз впливу основних складових на величину операційного прибутку підприємства з метою виявлення джерел можливого збільшення результативного показника та підвищення його якості на прикладі ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Ключові слова: ціна, обсяг реалізації, факторний аналіз, операційний прибуток, дохід від реалізації, собівартість реалізованої продукції, фінансові результати.

Короленко С.Н., Русов Д.Л. Анализ влияния составляющих формирования финансовых результатов деятельности предприятия

Проведен факторный анализ влияния основных составляющих на величину прибыли предприятия с целью выявления источников возможного увеличения результативного показателя и повышения его качества на примере ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог».

Ключевые слова: цена, объем реализации, факторный анализ, операционная прибыль, доход от реализации, себестоимость реализованной продукции, финансовые результаты.

Korolenko S.M., Rusov D.L. Impact Analysis of the components that forming the financial results of operations of the enterprise

Conducted a factor analysis of the influence of the main components of the value of operating profits to identify possible sources of increasing the effective rate and improving its quality by the example of Public Corporation "ArcelorMittal Kriviy Rih."

Key words: cost, sales, factor analysis, operating income, income from sales, cost of sales and financial results.

УДК 658.5:622.271

Оболонська І.В. Встановлення впливу потужнісних ресурсів гірничовидобувного підприємства на його виробничу потужність

У статті проаналізовано фактори, які визначають величину виробничої потужності підприємства. Встановлено взаємозв'язки цих факторів з потужнісними ресурсами гірничо-видобувних підприємств та окреслено основні напрямки їх ефективного використання. Розроблено організаційно-технологічний критерій забезпечення виробничої потужності.

Ключові слова: **виробнича потужність, ресурси, продуктивність, гірничотранспортне устаткування.**

Оболонская И.В. Установление влияния мощностных ресурсов горнодобывающего предприятия на его производственную мощность

В статье проанализированы факторы, определяющие величину производственной мощности предприятия. Установлены взаимосвязи этих факторов с мощностными ресурсами горно-добывающих предприятий и очерчены основные направления их эффективного использования. Разработан организационно-технологический критерий обеспечения производственной мощности.

Ключевые слова: **производственная мощность, ресурсы, производительность, горно-транспортное оборудование.**

Obolonskaya I.V. Influence of a mining enterprise's capacity reserves on its production capacity

The article presents the analysis of factors determining an enterprise's capacity value. Interrelation of these factors and capacity resources of mining efficient utilization are outlined and the organizational and technological criterion of production capacity ensuring is developed.

Key words: **production capacity, resources, efficiency, mining-transport facilities.**

УДК 005.334

Цимбалюк О.В. Кількісна оцінка ризиків промислового підприємства з використанням методу Монте-Карло

Обґрунтовано методика і розглянуто приклад імітаційного моделювання показників, які можуть бути використані для кількісної оцінки економічних наслідків ризиків промислових підприємств. Зроблено висновок про ефективність застосування розробленої методики при прийнятті управлінських рішень в умовах невизначеності.

Цимбалюк О.В. Количественная оценка рисков промышленного предприятия с использованием метода Монте-Карло

Обоснованно методика и рассмотрен пример имитационного моделирования показателей, которые могут быть использованы для количественной оценки экономических последствий рисков промышленных предприятий. Сделан вывод об эффективности применения разработанной методики при принятии управленческих решений в условиях неопределенности.

Tsybaljuk O.V. Quantitative estimation of risks of industrial enterprise with the use of method of Monte Carlo

Reasonably methods and the example of imitation design of indexes which can be used for the quantitative estimation of economic consequences of risks of industrial enterprises is considered. Drawn conclusion about efficiency of application of the worked out methods at the acceptance of administrative decisions in the conditions of vagueness.

УДК 502.7 : 658.5

Федорченко А.О. Економіко-математичне моделювання показників оцінки процесів технологічного розвитку гірничорудних підприємств

Представлено економіко-математичну модель застосування двох видів технологій виробництва концентрату: використання мінеральної сировини та відходів збагачення. Використано степеневі виробничі функції, що дало змогу довести ефективність виробництва концентрату шляхом використання відходів збагачення на гірничорудних підприємствах.

Економіко-математична модель, виробнича функція, мінеральна сировина, відходи збагачення, виробництво концентрату

Федорченко А.А. Экономико-математическое моделирование показателей оценки технологического развития горнорудных предприятий

Представлена экономико-математическая модель использования двух видов технологий производства концентрата: использования минерального сырья и отходов обогащения. Использованы степенные производственные функции, что дало возможность доказать эффективность производства концентрата путём использования отходов обогащения на горнорудных предприятиях.

Экономико-математическая модель, производственная функция, минеральное сырьё, отходы обогащения, производство концентрата

Fedorchenko A.O. The economical and mathematical modeling of indexes of estimation of technological development mining ore enterprises

The economical and mathematical model of using the two kinds technologies of producing the concentrate: using of mineral resources and dressing wastes was performed. The special kind of function was used, and the effectiveness producing the concentrate by using of dressing wastes on mining ore enterprises was proved.

The economical and mathematical model, production function, mineral resources, dressing wastes, producing of concentrate

Збірник наукових праць

В і с н и к
Криворізького національного університету

Випуск 31

Редактор, коректор
Комп'ютерний набір, верстка

Малюга Н.М.
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. 45,8 Тираж 120 прим.
Замовл. № 4. Укр., рос.

Адреса видавництва:
50027, Кривий Ріг, вул. XX партз'їзду, 11
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Надруковано ТОВ «Центр-принт», м. Кривий Ріг
Тел. 65-41-13

ДВНЗ «Криворізький національний університет»
2012. Вип. 30. 3-378.