

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ,
МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ**

ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ГІРНИЧИЙ ВІСНИК

Науково-технічний збірник

Заснований у 1966 році

Випуск 95(1)

Кривий Ріг, 2012

Редакційна колегія: **Вілкул Ю.Г.**, д-р техн. наук, проф.; (відповідальний редактор); **Ступнік М.І.**, д-р техн. наук, проф., (заст. відп. редактора); **Азарян А.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Андрєєв Б.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Бережний М.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Близнюков В.Г.**, д-р техн. наук, проф.; **Губін Г.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Гурін А.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Євтєхов В.Д.**, д-р геол.-минерал. наук; **Жуков С.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Моркун В.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Ковальчук В.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Перегудов В.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Рудь Ю.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Сидоренко В.Д.**, д-р техн. наук, проф.; **Толмачов С.Т.**, д-р техн. наук, проф.; **Федоренко П.Й.**, д-р техн. наук, проф.

У збірнику викладено результати досліджень у галузі гірничих наук.

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

Збірник розраховано на наукових і інженерно-технічних працівників, а також може бути використаний студентами старших курсів гірничих вузів і факультетів.

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»

Гірничий вісник

Науково-технічний збірник

Заснований у 1966 р.

Випуск 95(1), 2012

Кривий Ріг

Зміст

Ступнік М.І., Письменний С.В. Комбіновані способи подальшої розробки залізрудних родовищ Криворізького басейну ...	3
Вилкул Ю.Г., Станков А.П., Шапурин А.В., Серебренников Э.В., Андриенко В.В., Короленко М.К., Гай В.С., Шевченко С.В. Исследование и определение оптимальных параметров подпорной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды	7
Луценко С.А., Баранов И.В., Близнюкова О.Ю. Определение производительности карьера по руде при заданном направлении развития горных работ.....	12
Григор'єв І.С., Григор'єв Ю.І., Попрожек О.О. Управління процесом проектування гірничих об'єктів з використанням методів формалізації та алгоритмізації.....	16
Терещенко В.В., Швець Д.В. Формирование и дальнейшая разработка техногенных месторождений полезных ископаемых в современных условиях добычи железорудного сырья.....	20
Романенко А.В., Биленко А.Е., Терещенко В.В., Пшеничный В.Г. Обзор и анализ проектных решений по технологии открытых горных работ на Глееватском карьере ПАО «ЦГОК»	25
Касьян Н.Н., Новиков А.О., Шестопалов И.Н., Каменец В.И. Шахтные исследования особенностей деформирования и разрушения пород, вмещающих выработки с рамно-анкерной крепью	31
Кравець В.Г., Терентьев О.М., Косенко Т.В. Вибір способу підтримання гранітних масивів із застосуванням методу аналізу ієрархій.....	35
Кучер Б.Ф., Моисеев Д.Ф., Сазонов А.В. Образование воронок-провалов в карьере ПАО «ЦГОК»	39
Швагер Н.Ю. Методические подходы к оценке индивидуальных и групповых профессиональных рисков	43
Андреев Б.Н., Бровка Д.В. Научный подход в оценке надежности эксплуатируемых объектов поверхности горнопромышленного комплекса.....	47
Козаріз В.Я., Чайковський Р.О. Розробка схеми гідроприводу комплексу малогабаритного обладнання для підвіски опалубки при поглибленні стволів.....	52
Герасимова Є.В., Болотников А.В. Використання геофізичних методів спостережень для оцінки стійкості бортів залізрудних кар'єрів	54
Єлезов К.С. Дослідження можливості тахеометричного методу зйомки очисних камер з використанням електронного тахеометру	59
Куліковська О.Є. Сучасний стан та перспективи розвитку територіального управління гірничовидобувними регіонами на основі маркшейдерсько-геодезичного моніторингу.....	62
Саммал А.С., Тормишева О.А. Оценка напряженного состояния крепи горных выработок при действии вертикальной локальной нагрузки.....	67
Несмашинный Е.А., Болотников А.В., Наминат А.С. Прогнозирование и оценка состояния устойчивости бортов карьера №4, внешних и временных отвалов Артемовского месторождения.....	69
Федоренко П.И., Пасиченко К.Ю., Пасиченко Ю.К. Выбор параметров зарядов при регистрации взрывных волн в полигонных условиях.....	74
Шолох М.В., Топчий О.І. Прогнозування якісних показників руд та порівняння їх ефективності	78
Голишев О.М., Герасимчук О.В., Деньгуб Т.В. Порівняння аеродинамічних характеристик дроселюючих діафрагм аспіраційних систем.....	82
Латишин А.А. Математическое моделирование процесса охлаждения воздуха форсуночным орошением.....	85
Янова Л.О., Пищикова О.В., Сахно С.І., Гненна О.В. Вплив стану виробничого травматизму і професійної захворюваності на соціально-економічні витрати по підприємствах регіону Криворізького гірничопромислового територіального управління	89
Бережной Н.Н., Мацвишин С.О. Влияние температурно-деформационных параметров прокатки на структуру стали и методы ее исследования	92
Мироненко А.И., Шпак А.В., Бабец О.Н., Везера В.Н., Шаповалова Г.М. Применение передовых технологий в литейном производстве.....	97
Савельев С.Г., Стойкова Я.А. Математическое моделирование в исследовании процессов производства окучкованного железорудного сырья.....	99
Ткач В.В. Методологічні основи експериментального аналізу технології переробки мінеральної сировини.....	104
Гуливець А.А. Обоснование структуры и параметров погружного пневмоударника	108
Рудь Ю.С., Радченко И.С., Олейник С.Ю. Теория разрушения горных пород машинами ударного действия с учетом их кристаллического строения и физико-механических свойств.....	112
Бондарец А.А., Неймирко С.И. Теоретическое определение рабочего объема планетарно-роторных вращателей перфораторов	117
Цивінда Н.І. Вплив стійкості різців з пластинами з ПНТМ на основі КНБ на ймовірність завершення технологічної операції Мулов Д.В. Экспериментальные исследования вибрационных параметров ручной ударной машины с виброзащитной системой.....	121
Кузьменко А.С., Щокін В.П. Використання авторегресійних моделей з ковзним середнім для компенсації впливу запізнення об'єкту керування з перевіркою на асимптотичну стійкість.....	128
Азарян А.А., Азарян В.А., Лисовой Г.Н. Состояние проблемы контроля качества при добыче и переработке железорудного сырья.....	132
Барановська М.Л. Підвищення ефективності роботи розподільчих мереж 6-10 кВ з ізольованою нейтраллю при замиканні фази на землю	136
Синчук О.Н., Гузов Э.С., Синчук И.О., Омельченко А.В., Шокарев Д.А., Скапа Е.И. К вопросу стратегии создания энергоэффективного и безопасного в эксплуатации двухосного электровоза для рудных шахт.....	139
Білецький В.С., Круть О.А., Світлий Ю.Г. Використання ефекту Ребіндера при підготовці водовугільного палива	143
Бойко В.И., Алексеев И.А., Устименко В.О. Адаптивная комбинированная система управления процессом накатки ортопедических профилей	146
Кочура Е.В., Жамиль Абдельрахим Жамиль Аль Саййде Автоматический анализатор процесса обогащения, встроенный в промышленный магнитный сепаратор	150

Шамрай О.В., Шаповалова Н.Н. Методи тестування програмного забезпечення	153
Юрко Ю.В., Крепчук О.О. Неграфічні обчислення на відеокартах	156
Малиновский Ю.А., Малиновская С.И., Малиновская Е.Ю. Модернизация приводных механизмов трубных мельниц при их использовании для измельчения рудных материалов	158
Гавриленко Д.Ю., Кузнецова Д.С. Технология перевода в электронный вид и оценка качества информации о земельных участках по данным государственных актов	162
Зенюк Д.Ф., Хіверенко О.Я., Тарасютін В.М., Федько М.Б. Комбінований спосіб доставки рудної маси при відпрацюванні потужних рудних покладів	165
Ступник Н.И., Калинин В.А., Янов Е.К. Совершенствование технологии формирования компенсационных пространств	169
Вилкул Ю.Г., Близиюков В.Г., Бригинец Ю.В. Безтротиловое ВВ «Игданит МК-1»	172
Калініченко О.В., Співак Л.В. Удосконалення системи організаційно-економічного управління технічним розвитком підприємств гірничо-металургійного комплексу	174
Голышев А.М., Петрюк Н.В. Влияние мотивов и стимулов на эффективную организацию и безопасность труда	177
Бойко В.И., Слабченко Ю.И. Исследование фильтров Бесселя для хроматографии	180
Калиниченко В.А. Горбатенко И.А. Исследование влияния параметров анкерной крепи на высоту выемочных шпиреков	183
Андреев Б.Н. Сергеева А.А. Тенденции развития комбинированного способа разработки железистых кварцитов	186
Бабечь С.К. Удосконалення процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах при комплексній розробці залізрудних родовищ	190
Кучин А.С. Сдвигение массива горных пород в условиях Западного Донбасса	194
Петлеваний М.В. Управление структурой твердеющей закладки при подземной добыче железных руд	198
Кузьменко А.М., Козлов А.А., Хейло А.В. Формирование техногенных зон в длинных выемочных столбах впереди подвигания очистного забоя	202
Сінолиций А.П., Кольсун В.А., Кальмус Д.О., Страшко Е.В. Режими взаємовпливу в групових системах живлення і керування виробничими установками	206
Голиков А.С. Оценка эффективности работы водно-шламовых систем с учетом инерционных свойств узлов и соединяющих потоков	209
Еременко Г.И., Мартынюк М.В. Разработка и применение конструкций скважинных зарядов ВВ с радиальным зазором при разрушении горных пород в карьере	213
Пчелкин Г.Д., Кустов В.В., Кустов А.В. Экспериментальные исследования влияния свойств рыхлых пород на характеристику откоса насыпного техногенного формирования	219
Тронь В.В. Формування адаптивного керування процесом збагачення руд з розпізнаванням типу вкращення корисного компоненту	223
Деньгуб В.І. Узагальнений метод розрахунку сифонних трубопроводів	230
Котов Ю.Т., Разжевич Ф.С., Гончарова К.В. Аналіз утворення відходів металургійного виробництва і розробка методів їх повторного використання на ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»	232
Мовчан В.В., Мовчан О.Г. Сучасний стан забруднення довкілля в Україні	236
Пироженко А.В., Пироженко Т.В. Метод контролю рівня опору стиків рейкової колії шахтної електровозної відкатки та пристрій, що його реалізує	242
Афанасьев В.Д., Нечай А.М., Раченко Н.А. О некоторых особенностях излучения и снижения ударного шума при гравитационном транспортировании кускового материала	244
Гладир В.В. Організація радіаційного контролю на шахтах Криворізького залізрудного басейну	248
Ступник Н.И., Кудрявцев М.И., Грищенко Т.С. Влияние влажности руды на показатели выпуска	250
Фролов О.О., Бритвин Ю.О. Встановлення ефективних параметрів багатоточкового ініціатора при руйнуванні гірських порід вибухом свердловинного заряду	253
Аблец В.В., Терещенко В.А., Захаренко И.М. Земельные участки: оценка воздействий на окружающую среду	257
Ніколаєва І.В., Аблец В.В., Захаренко І.М. Дослідження можливості вирощування трав місцевого походження на пілоутворюючих поверхнях відсипаних відвалів гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу	263
Гамалинский И.А., Драгун Б.Т., Плотников В.Ф., Олейник Т.А. Экологические аспекты переработки комплексного минерального сырья Носачевского месторождения	268
Корчагин Н.В., Николашин Ю.М., Перегудов Ю.В. Оценка устойчивости внешнего отвала при складировании мягких и скальных пород на слабое основание	271
Федоровский Д.А., Хаблю К.Ю., Герман Д.И., Артемьева Н.Г. Проектные решения по ремонту рудоспуска и приемного бункера в камере дробления №2 дробильно-бункерного комплекса скипового ствола рудника «Северный» ОАО «Кольская ГМК»	274
Нестеренко О.С., Мінов Д.С. Оптимізація типу і параметрів кріплення склепистої частини камери	277
Петров А.В., Жилкин В.П., Губин Г.Г. Комплексная энерготехнологическая система термической переработки твердых бытовых отходов	281
Плотников В.В., Ярош Т.П., Марасанова О.В. Перспективи утилізації промислових відходів у металургійному виробництві	285
Олійник Т.А., Скляр Л.В., Міхляев С.С. Розробка ефективної технології видалення фосфору із залізрудних концентратів	289
Булах А.В., Корниченко О.А. Технические решения высокоэффективного обогащения окисленных железистых кварцитов Кривбасса	293
Моркун В.С., Моркун Н.В., Гончаров С.А. Коррекция размеров области правил нечеткого классификатора по величине дисперсии результатов наблюдений	297
Тетеря О.Ю. Аналітичні дослідження рівноваги хімічних процесів у пило-газовій хмарі після вибуху та можливості впливу на зменшення кількості шкідливих речовин у продуктах вибуху	302
Куроченко В.М., Дребница А.В., Тесленко А.В. Проблемы безопасной электровозной доставки взрывчатых материалов в железорудных шахтах и пути их решения	304
Іщенко М.О., Іщенко Л.Ф., Артем'єв Г.І. Система зв'язку на основі ІР-телефонії для Південного ГЗК	308
Анотації	312
Інформаційні та рекламні матеріали	
Федоренко П.І. 105 років з дня народження академіка Г.М. Малахова	326

М.І. СТУПНІК, С.В. ПИСЬМЕННИЙ, кандидати техн.наук, доц.
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

КОМБІНОВАНІ СПОСОБИ ПОДАЛЬШОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ

Наведено альтернативні варіанти розкриття родовищ при подальшому відпрацюванні залізних руд відкрито-підземним та підземним способами для умов Криворізького залізорудного басейну.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. У Криворізькому залізорудному басейні загальна кількість запасів залізних руд складає близько 60-70 % від загальних запасів України, з них: багатих руд - 40-45 %, бідних - 55-60 %. Із загального обсягу залізної сировини, яка видобувається в Україні, на долю Кривбасу приходить близько 80%, при цьому питома вага підземного способу видобутку становить близько 30 %.

Залізні руди Криворізького басейну простягаються в північно-східному напрямку на 100 км і відпрацьовуються відкритим та підземним способами розробки. Значна частина запасів як бідних, так і багатих руд залягає до глибини 2000-2500 м. Балансові запаси руди розташовуються до глибин: відм. -450÷-550 м для відкритих гірничих робіт; 1700-2100 м - з підземним видобутком. Станом на сьогодні у Криворізькому залізорудному басейні працює 5 гірничовидобувних підприємств, з них: 3 - з відкритим та 4 - з підземним видобутком, табл. 1.

Таблиця 1

Глибина гірничих робіт залізорудних підприємств Криворізького басейну		
Назва підприємства	Видобувний комплекс	Глибина гірничих робіт, м
ПАТ "Метінвест"	Північний ГЗК	
	Ганнівський кар'єр	275
	Першотравневий кар'єр	400
	Центральний ГЗК	
	Кар'єр №1	395
	Кар'єр №3	305
	Кар'єр №4	185
	Шахта "Орджонікідзе"	527
	Інгулецький ГЗК	
	Інгулецький кар'єр	395...440
ПАТ "Укррудпром"	"Південний ГЗК"	
	Південний кар'єр	325-350
ПАТ "Арселор-Міттал Кривий Ріг"	Кар'єр №2-біс	225
	Кар'єр №3-біс	300
	Шахта ім. Артем-1	1135
ПАТ "Євраз Суха Балка"	Шахта "Ювілейна"	1260
	Шахта ім. Фрунзе	1135
ПАТ "Кривбасзалізрудком"	Шахта "Родіна"	1315
	Шахта "Жовтнева"	1190
	Шахта ім. Леніна	1275
	Шахта "Гвардійська"	1270

Сучасний стан гірничовидобувної промисловості характеризується значними обсягами видобутку корисної копалини відкритим способом. При рівнозначній кількості підприємств з відкритим та підземним видобутком загальна річна продуктивність на відкритих гірничих роботах більша в декілька разів. Однак, згідно з проектами, максимальна глибина кар'єрів Криворізького регіону складає 500-600 м. Порівнюючи дані, наведені в табл. 1, з проектними, кар'єрам залишилося відпрацювати в середньому 20-30 років при річному пониженні гірничих робіт 10-15 м.

На підземних гірничих роботах глибина стволів наближається до граничної глибини підйому 1500-1700 м. При теперішніх річних потужностях гірничих підприємств очисні роботи шахт досягнуть зазначених глибин (з очисних робіт) через 30-50 років. Безсумнівно, запаси залізної руди технічно можливо відпрацьовувати й глибше, ніж проектні або граничні глибини, тим самим подовживши термін роботи гірничих підприємств. Однак при цьому техніко-

економічні показники погіршуються внаслідок недостатньої якості залізної руди, відсутності нових технологій видобутку, значного часу на підготовку нових горизонтів, збільшення відчужуваних під відвали земель, підвищення енергоємності підприємств, а також зменшення річної продуктивності.

Аналіз досліджень і публікацій. Для відкритих гірничих робіт проблема подальшого існування не так гостро виражена, бо продовжити свою роботу вони можуть, поєднавши два способи розробки – відкритий та підземний [1-4]. За даними досліджень [2], запаси корисних копалин, що залишаються поза контуром кар'єру, наведено в табл. 2. Однак, їх можна в подальшому відпрацювати за рахунок упровадження комбінованої відкрито-підземної розробки.

Таблиця 2

Прогнозні показники позаконтурних запасів кар'єрів

Видобувний комплекс (кар'єр)	Орієнтовні запаси руди за контуром кар'єру, млн т	Орієнтовна річна продуктивність відкрито-підземного рудника, млн т
Північний ГЗК		
Ганнівський кар'єр	340	5
Першотравневий кар'єр	480	10
Центральний ГЗК		
Кар'єр №1	350	5
Інгулецький ГЗК		
Інгулецький кар'єр	139	6
Південний ГЗК		
Південний кар'єр	600	10

З табл. 2 видно, що відпрацювання позаконтурних запасів кар'єрів комбінованим відкрито-підземним способом дає можливість продовжити роботу ГЗК ще на 25-50 років при визначеній річній продуктивності підприємства. При необхідності річна продуктивність може бути збільшена в 2-3 рази із застосуванням нових, менш енергоємних систем розробки та раціональних схем розкриття та підготовки. Перехід на комбіновану розробку дозволить не тільки продовжити видобуток руди, але й успішно розвивати підземні гірничі роботи до розвіданих глибин [2,3], табл. 3.

Таблиця 3

Прогнозні показники річної продуктивності гірничих підприємств з підземним видобутком

Видобувний комплекс	Глибина розробки рудних запасів, м	Орієнтовна річна продуктивність, млн т	
		по руді	по кварцитах
Шахта "Ювілейна"	2060-2200	1,5	5,0-7,0
Шахта ім. Фрунзе	1500-2500		
Шахта "Родіна"	1765-1900		
Шахта "Жовтнева"	2015-2500	3,0	8,0-12,0
Шахта ім. Леніна	1955-2200		
Шахта "Гвардійська"	1990-2400		
Шахта ім. Артем-1	1490-1700	0,7	3,0

Так, при досягненні підземними гірничими роботами глибини 1500-1700 м розглядаються два варіанти подальшої розробки родовищ: *перший* - відпрацювання бідних руд (кварцитів та інше) або супутньої мінеральної сировини (тальк та інше), *другий* - заміна підйомних машин на більш сучасні. Обидва варіанти є перспективними, але наряду з перевагами мають суттєві недоліки.

Недоліками першого варіанта є значне засмічення корисної копалини при застосуванні існуючих систем розробки і технологічних схем, що призводить до збільшення собівартості видобутку бідної руди в 2-5 разів [3]. По другому - збільшення витрат на модернізацію та переобладнання існуючих надшахтних споруд.

Як у першому, так і в другому варіантах зменшити собівартість видобутку можливо за рахунок модернізації схем розкриття та підготовки, застосування високопродуктивних та малоопераційних систем розробки, зменшення кількості пустої породи, що транспортується по стволах разом з гірничою масою, а також більш раціонального використання надр.

Постановка завдання. Відпрацювання багатих руд підземним способом (глибше ніж 1500-1700 м) через відсутність технології та раціональних схем залишається невирішеним питанням. Для подальшого розвитку гірничих підприємств необхідно обґрунтувати раціональні

способи розкриття та системи розробки, які дозволять успішно працювати підприємствам без значних капітальних та експлуатаційних витрат. Отже, проблема раціональної розробки родовищ корисних копалин є актуальною.

Викладення матеріалу та результати. Відпрацювання запасів залізних руд (кварцитів) при зменшених витратах у порівнянні з підземною розробкою можливе шляхом більш широкого застосування комбінованої відкрито-підземної розробки. Для умов Криворізького залізорудного басейну при відпрацюванні позаконтурних запасів кар'єрів та шахтних запасів на значних глибинах розглянемо наступні схеми розкриття.

Варіант 1. Відпрацювання позаконтурних запасів кар'єру, коли поблизу відсутні підземні гірничі виробки, рис. 1, здійснюється за допомогою похилих транспортних виробок, пройдених з борту кар'єру.

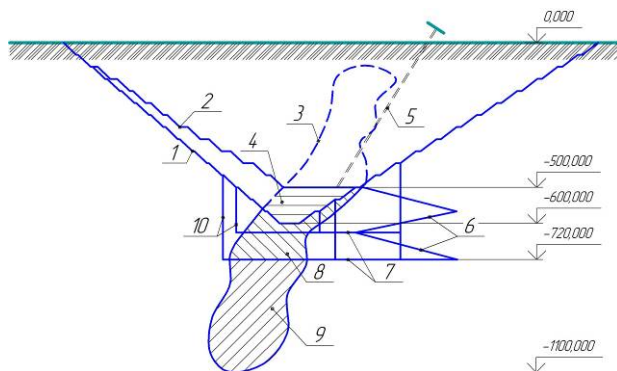


Рис. 1. Схема розкриття позаконтурних запасів кар'єрів: 1,2 – контур кар'єру відповідно граничний та робочий; 3 – відпрацьовані запаси відкритим способом; 4,8 – запаси, що відпрацьовуються відповідно відкритим та комбінованим способами; 5 – циклічно-поточкова технологія; 6 – похилий спіральний з'їзд; 7 – транспортні горизонти; 9 – поклад залізистих кварцитів; 10 – шурф

Портал похилої транспортної виробки розташовують безпосередньо на дні кар'єру або на горизонті біля комплексу ЦПТ. Транспортування гірничої маси з очисного блоку до ККД здійснюється підземними автосамоскидами

фірм "Tamrock" або "Atlas Copco". Кількісний склад підземних автосамоскидів залежить від необхідної річної продуктивності відкрито-підземного ярусу. Так, при річній продуктивності 5 млн т необхідно 15-20 автосамоскидів. Ураховуючи те, що відпрацювання очисних блоків (розбурювання масиву) виконується сумісно з використанням гірничого обладнання як на відкритих, так і на підземних гірничих роботах, висота поверху може бути збільшена до 150 м. Руда в автосамоскиди навантажується залежно від конструкції системи розробки (віброживильниками або ПДМ).

Варіант 2. Відпрацювання позаконтурних запасів кар'єру комбінованим способом, рис. 2. Коли поблизу з кар'єром є підземні гірничі виробки, схема розкриття та транспортування гірничої маси значно відрізняється від попередньої. Розкриття запасів під дном кар'єру здійснюється горизонтальними 11 та похилою 6 виробками. Горизонтальна (відкотна) виробка служить для транспортування гірничої маси від очисного вибою до рудопідйомного стволу, а похила – для доставки до вибою матеріалів, обладнання бурової та прохідницької техніки. При такій схемі відпрацювання запасів створюються дві незалежні робочі зони: з видобутком залізистих кварцитів комбінованим способом; з видобутком багатой руди підземним способом, див.рис. 2.

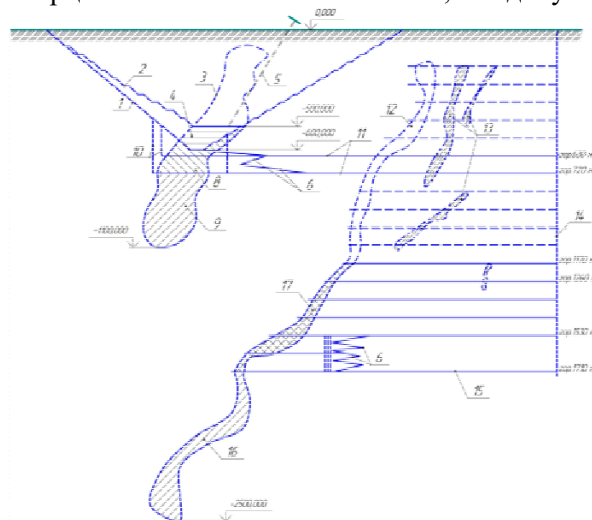


Рис. 2. Схеми розкриття позаконтурних запасів: 1-10 – умовні позначення наведені на рис.1; 11 – відкотний горизонт; 12 – запаси, відпрацьовані підземним способом; 13 – поклад супутньої мінеральної сировини або бідних залізних руд; 14 – головний вертикальний ствол; 15 – концентраційний горизонт; 16 – поклад багатой руди; 17 – запаси, що відпрацьовуються підземним способом

Сумісність гірничих робіт дозволяє безперервно вести видобуток корисної копалини, а також збільшити об'єм видобутку в порівнянні з підземними гірничими роботами. Ця технологічна схема є перспективною для багатьох гірничих підприємств Криворізького басейну. Але має також значний недолік: термін існування підприємства обмежений, через недовилучення забалансових запасів.

Наведені схеми розкриття дозволяють видобувати запаси багатой руди та магнетитових

(окислених) кварцитів, які знаходяться поза контуром кар'єру. Але розглянуті схеми не дозволяють у повному обсязі відпрацювати родовище (виймання балансових та забалансових запасів залізних руд, бідних руд, супутньої мінеральної сировини та ін.). При повному вилученні мінеральної сировини необхідно більш повно використовувати гірничі виробки, існуючі об'єкти та способи їх видобутку. Принципова схема повного відпрацювання родовища приведена на рис. 3.

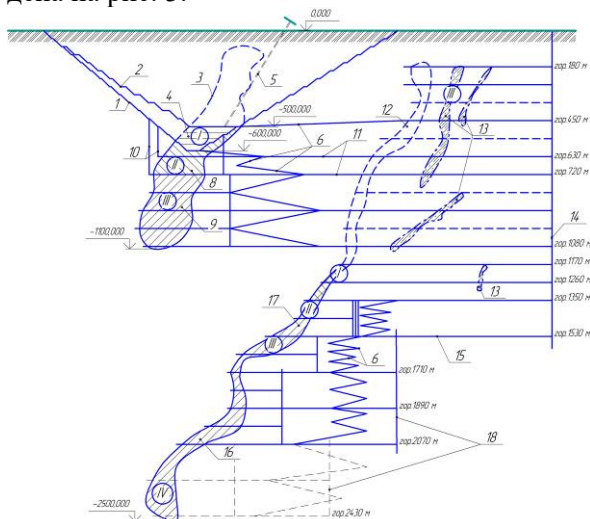


Рис. 3. Схема повного відпрацювання родовища: 1-17 – умовні позначення наведені на рис.1 та 2; 18 – сліпий ствол; I,II,III,IV - етапи відпрацювання балансових та забалансових запасів родовища

Сутність цієї схеми полягає в тому, що видобуток корисної копалини здійснюється по етапах залежно від періоду відпрацювання. На *першому* етапі відробляють балансові запаси відкритим та підземним способами до граничних глибин традиційними способами та системами розробки. Після досягнення кар'єром проектного контуру 1 виконують капітальні та підготовчі роботи до виймання комбінованим способом позаконтурних запасів кар'єру, використовуючи підземні гірничі виробки. При цьому підземні гірничі роботи продовжують

видобуток до глибини 1300-1400 м.

На *другому* етапі видобуток здійснюється комбінованим способом розробки. Згідно з табл. 2, річна продуктивність буде складати більш ніж 5 млн т, а при необхідності може бути збільшена. Паралельно з відробкою запасів під дном кар'єру, готують останній робочий концентраційний горизонт першого кроку розкриття (гор. 1530-1350 м), див. рис.3. Подальша розробка багатих залізних руд можлива лише багатоступінчастим підйомом (третій та четвертий етапи). Перехід на багатоступінчастий підйом неминуче призведе до збільшення витрат на видобування корисних копалин, а в більшості випадків робить його недоцільним у зв'язку з незначною конкурентоспроможністю добутої сировини. Тому при видобутку запасів другим кроком розкриття необхідно використовувати високоефективні технології видобування корисних копалин.

Враховуючи те, що при видобутку руди підземним способом із застосуванням другого кроку розкриття, річна продуктивність на підземних гірничих роботах значно зменшиться, а питомі витрати на будівництво збільшаться, необхідно буде компенсувати зниження продуктивності підприємства за рахунок видобутку супутньої мінеральної сировини та забалансових запасів під дном та бортами кар'єрів *третій* етап.

При видобутку запасів бідних руд 13, що розташовані на незначних глибинах, бажано залишити видобуток як і при комбінованій розробці родовища, а в деяких випадках збільшити його. Це можливо за рахунок використання підземних автосамоскидів та ЦПТ кар'єру, зменшивши таким чином навантаження на вертикальний ствол та розвиток гірничих робіт нижче гор.1710 м. Загальна схема суміщення відкритих, підземних та відкрито-підземних робіт приведена в табл. 4.

Таблиця 4

Умовний час роботи гірничих підприємств по етапах виробництва

Спосіб розробки	Перший етап	Другий етап	Третій етап	Четвертий етап
Відкритий				
Підземний (по руді)				
Підземний (по кварцитах)				
Комбінований				

Примітка: темний прямокутник – видобуток корисної копалини, білий прямокутник – перехідний період

Четвертим заключним етапом є відпрацювання багатих залізних руд до глибини 2500 м. Слід зазначити, що зі збільшенням глибини розробки, питомі витрати на видобуток будуть також збільшуватися. Тому при подальшій розробці родовища нижче 1500 м необхідне застосу-

вання нової техніки та впровадження нових технологій.

Висновки та напрямок подальших досліджень. У результаті досліджень встановлено, що запаси залізистих кварцитів доцільно відробляти комбінованим відкрито-підземним способом. Подальша розробка багатих залізних руд підземним способом до глибини 2000-2500 м перспективна, якщо при цьому здійснюється видобуток бідних руд та супутньої мінеральної сировини на незначних глибинах. Це дозволить продовжити роботу гірничим підприємствам з незначними питомими витратами. При цьому необхідно вирішити ряд важливих питань, щоб видобуток корисних копалин був ефективним: визначити оптимальну глибину відкритих та підземних гірничих робіт, розробити малоопераційну технологію видобутку, зменшити втрати та засмічення руди за рахунок удосконалення систем розробки.

Список літератури

1. Щелканов В.А., Сторчак С.А. Комбинированная разработка месторождений / В.А.Щелканов, С.А.Сторчак // Кривой Рог: КТУ, 1996. – 293 с.
2. Черных А.Д., Гушко П.И. Комплексная открыто-подземная железорудных месторождений / А.Д.Черных, П.И.Гушко // К.:Техника, 1991. – 279 с.
3. Сторчак С.А. Подземные работы в зоне влияния открытых // С.А. Сторчак АГН Украины. – Кривой Рог: КТУ, 1997. – 251 с.
4. Черных А.Д., Колосов В.А., Брюховецкий О.С. Комплексная разработка рудных месторождений // А.Д. Черных, В.А. Колосов, О.С. Брюховецкий и др.// Под ред. А.Д. Черных. – К.: Техніка, 2005. – 376 с. Рукопис подано до редакції 21.02.12

УДК 622.235

Ю.Г. ВИЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., А.П. СТАНКОВ, канд. техн. наук,
А.В. ШАПУРИН, д-р техн. наук, проф., Э.В. СЕРЕБРЕНИКОВ, канд. техн. наук,
В.В. АНДРИЕНКО, научн. сотр., М.К. КОРОЛЕНКО, В.С. ГАЙ,
С.В. ШЕВЧЕНКО, канд. техн. наук, ОАО «ЮГОК»

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ПРИ ВЗРЫВАНИИ В УСЛОВИЯХ «ЗАЖАТОЙ» СРЕДЫ

Разработан алгоритм определения параметров подпорной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды. Приведены формулы для расчета начальной скорости полета горной массы, для определения дальности полета куска и для определения ширины подпорной стенки.

Проблема и ее связь с научными и практическими знаниями. При проведении взрывных работ на рабочих площадках в карьерах неизбежным фактором является развал. Во многих случаях открытой разработки железных руд целесообразной является отбойка пород на необработанную горную массу, что позволяет, при определенных условиях, повысить качество дробления горной массы и уменьшить ширину развала. Последнее обстоятельство помогает избежать затруднений, связанных с уборкой транспортных и энергетических коммуникаций в пределах взрываемого блока, а также нарушения производственного цикла из-за завала технологических дорог.

Анализ исследований и публикаций. Изучение отечественной и зарубежной литературы по разрушению пород взрывом показало, что немало работ посвящено взрыванию на необработанную горную массу. В этом направлении достигнуты значительные результаты, теоретическая и практическая ценность которых отражена в работах М.А.Лаврентьева, Н.В.Мельникова, М.Ф. Друкованого, Э.И. Ефремова, В.М. Комира, Д.М. Бронникова, И.А. Садовского, В.М. Кузнецова, В.Н. Родионова, А.А. Черниговского и др.

При этом отмечается, что развал взорванной горной массы оказывает влияние на работу карьера. Поэтому важной задачей является управление развалом пород, которое осуществляется путем применения различных схем взрывания, а также оставлением в забое перед взрывом подпорной стенки.

Вместе с тем, вопросам оптимизации ширины подпорной стенки посвящено недостаточно работ, причем, как правило, они рассматриваются для применения гранулированных типов ВВ и инициирования зарядов с помощью ДШ.

© Вилкул Ю.Г., Станков А.П., Шапурин А.В., Серебренников Э.В., Андриенко В.В., Короленко М.К., Гай В.С., Шевченко С.В., 2012

ростей горной массы на поверхности уступа могут быть учтены геометрия уступа и положение заряда. На рис. 2 показаны геометрия уступа и расположение заряда в нем.

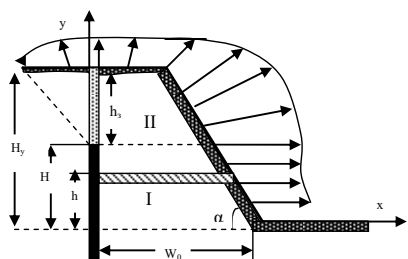


Рис. 2. Поперечный профиль уступа с изображением расположения заряда и эпюры поля начальных скоростей горной массы на поверхности уступа

Геометрия уступа задается высотой уступа H_v , углом откоса α , положение заряда - величиной ЛСПП W_0 , а также длиной забойки h_3 . Согласно рис. 2, ЛНС на некоторой высоте h от уровня подошвы уступа будет равна

$$W = W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha. \quad (2)$$

Тогда, учитывая (2), формула (1) примет вид

$$v(h) = v_0 \cdot (r_0 \cdot (W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha)^{-1})^m. \quad (3)$$

Для построения эпюры начальных скоростей и определения разлета частей уступа целесообразно разделить отбиваемую взрывом часть массива на две области (рис.2). Первая область (I), занимает часть уступа до верхнего уровня колонки заряда, а вторая область (II) - часть уступа над зарядом. В области I направления начальных скоростей горизонтально подошве уступа, а в области II эти направления определяются векторами, проведенными из верхнего уровня колонки заряда в данную точку уступа. При расчете величин начальных скоростей следует учитывать различное действие заряда в его цилиндрической части и у верхнего уровня колонки, где его естественно рассматривать как сферический. На рис. 2 стрелками задана эпюра начальных скоростей поверхностей уступа, а сплошной линией - положение поверхности уступа в первый момент после взрыва.

Для математического моделирования перемещения уступа при взрыве одиночного заряда естественно воспользоваться методами кинематики, приняв допущение, что вся масса в областях I и II перемещается как единое целое. Тогда задача моделирования формы развала сводится к определению дальности полета кусков уступа с учетом последовательности их укладки в этот развал. Анализ скорости перемещения кусков породы после взрыва указывает на то, что при взрывной отбойке уступами сопротивлением воздуха можно пренебречь и воспользоваться формулами внешней баллистики для этого случая. При построении профиля развала в области I необходимо учесть, что скорости кусков породы направлены горизонтально и зависят от расстояния до подошвы уступа согласно формуле (3). Первоначально эти куски скользят горизонтально относительно друг друга, но после достижения границы уступа падают. Пусть в начальный момент времени кусок породы располагался в точке $M_0(x_0, h)$. Тогда время, за которое этот кусок достигнет границы уступа, может быть найдено по формуле

$$t_0 = (W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha - x_0) / v(h). \quad (4)$$

При условии $t < t_0$ кусок породы скользит горизонтально, и его уравнение движения имеет вид

$$\begin{cases} x = x_0 + v(h) \cdot t, \\ y = h. \end{cases} \quad (5)$$

Если $t \geq t_0$, кусок начинает свободно падать, и его уравнение движения принимает вид

$$\begin{cases} x = x_0 + v(h) \cdot t, \\ y = h - g(t - t_0)^2 / 2. \end{cases} \quad (6)$$

В этом случае, с учетом (4) и (6), уравнение траектории куска задается формулой

$$y = h - g(x - W_0 + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha)^2 / (2v^2(h)) \quad (7)$$

Время падения куска находится по формуле

$$t_n = \sqrt{2h / g}. \quad (8)$$

Принимая во внимание формулы (3), (5) и (6), максимальное расстояние, на которое отлетит кусок из области I от границы подошвы уступа, может быть найдено по формуле

$$l = v_0 (r_0 (W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha)^{-1})^m \sqrt{2h / g} - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha. \quad (9)$$

Скорости в области II имеют различное направление к горизонту. Вертикальная составляющая скорости в области II направлена вверх, а в области I она отсутствует. Поэтому первоначально в развал уложится порода из области I, а затем на нее начнет укладываться

порода из области II. Траектория кусков породы, вылетающих из области II, описывается системой уравнений

$$\begin{cases} x = v \cdot \cos \beta \cdot t, \\ y = H - v \cdot \sin \beta \cdot t - g \cdot t^2 / 2, \end{cases} \quad (10)$$

где β – угол вылета куска породы из области II.

Для явной записи уравнения траектории таких кусков породы необходимо исключить из уравнений (11) время как параметр

$$y = H + x \cdot \operatorname{tg} \beta - g \cdot x^2 / (2 \cdot v^2 \cdot \cos^2 \beta). \quad (11)$$

Для нахождения координаты точки наибольшего подъема куска породы, движущегося согласно уравнению (11), необходимо воспользоваться свойством производной функции в точке максимума

$$y' = \operatorname{tg} \beta - g \cdot x / (v^2 \cdot \cos^2 \beta) = 0. \quad (12)$$

Из уравнения (12) получаем

$$x_0 = v^2 \sin 2\beta / (2g). \quad (13)$$

Подставляя (13) в формулу (12), вычисляем наибольшее удаление куска породы от подошвы уступа

$$y_{\max} = H + v^2 \sin^2 \beta / (2g). \quad (14)$$

Для нахождения наибольшей высоты развала необходимо также учесть высоту развала, образованного породой из области II, на которую падают куски из области I.

Наибольшая дальность полета куска породы из области II имеет место при угле вылета 45° из верхней кромки уступа. В результате, согласно (15), максимальная высота подъема составит

$$\bar{y}_{\max} = H + v^2 / (4g). \quad (15)$$

Наибольшее расстояние от оси скважины до места падения куска горной массы из области II определится как сумма

$$l_{\max} = W_0 - H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha + v^2 / (2g) + v \sqrt{(H + v^2 / (4g)) / g}. \quad (16)$$

Минимальная дальность полета куска из области II равна нулю, что соответствует вертикальному вылету. Очевидно, что часть породы, лежащая за осью скважины вглубь массива, будет выброшена на верхнюю площадку уступа, образуя обратный выброс.

На практике при взрывах используется не одиночный заряд, а система скважинных зарядов. Рассмотренное выше математическое моделирование профиля развала при взрыве одиночного заряда может быть распространено на систему скважинных зарядов. Однако при этом, нужно учесть изменение поля начальных скоростей, связанное с наложением полей скоростей от соседних зарядов. Если взрывание производится несколькими рядами, то форму развала будет определять подталкивание развалом, образованным от взрыва первого ряда зарядов, за счет воздействия последующих рядов зарядов. Окончательная форма развала будет определяться взаимодействием зарядов вдоль и вкострости простираения блока и в значительной мере зависит от схемы взрывания.

При рассмотрении перемещения передней части подпорной стенки за счет импульса, полученного от взорванных первого и последующих рядов зарядов, естественно выделить слои массива, где начальные скорости постоянны и горизонтальны. Эти слои массива ударяются о подпорную стенку и передают ей определенный импульс, который равен

$$\rho \cdot W \cdot v = \rho(W + L_c / k) \cdot u, \quad (17)$$

где u – скорость после соударения, м/с, k – коэффициент разрыхления горной массы после взрыва.

Из уравнения (17) находим скорость, которая определит движение горной массы

$$u = v / (1 + L_c / (k \cdot W)). \quad (18)$$

Согласно рис. 2 находим

$$W = W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad L_c = L_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \varphi. \quad (19)$$

Подставляя (19) в (18) получаем формулу для скорости горной массы на подпорной стенке

$$u = v / (1 + (W_0 + L_0 - h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \varphi)) / (k(W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha))). \quad (20)$$

Наибольшее перемещение из области I будет иметь слой, располагающийся на уровне верхней колонки заряда, так как он имеет наибольшую начальную скорость и находится на са-

мой большой высоте. Часть породы из области II на пути своего движения встречает подпорную стенку, которая выше уступа. Другая часть породы перемещается выше подпорной стенки, причем наибольшая дальность полета будет при вылете под углом 45° . Для области II оценка дальности перемещения породы производится, как и в случае взрывания на подобранный забой, и определяется формулой (16).

Учитывая представленные выше результаты моделирования формирования развала при отбойке пород на неубранную породу, можно описать алгоритм определения ширины подпорной стенки, при которой величина ее сдвига AB равнялась бы ширине заходки экскаватора:

1. По формуле (16) вычисляется максимальная дальность полета куска породы B_p из области II, предполагая, что подпорная стенка отсутствует.

2. Принимается ширина подпорной стенки, равная

$$L_0 = B_p - W_0 - \Delta B. \quad (21)$$

3. При выбранной ширине подпорной стенки определяется максимальная дальность горизонтального перемещения породы из области I, которая находится на уровне верхней части колонки, ее обозначим AB' .

4. Если выполняется $AB \geq AB'$, то оставляется принятая ширина подпорной стенки. Если $AB < AB'$, то ширина подпорной стенки рассчитывается по дальности горизонтального полета куска породы, расположенного на уровне верхней части колонки заряда.

5. Во втором случае наибольшая дальность определяется по формуле (16), но при неизвестной величине начальной скорости. Эта скорость должна быть такой, чтобы выполнялось

$$\Delta B = u\sqrt{2h/g} - h \cdot \operatorname{ctg} \varphi. \quad (22)$$

Из формулы (22) находится выражение для определения начальной скорости

$$u = (\Delta B + h \cdot \operatorname{ctg} \varphi) / \sqrt{2h/g}. \quad (23)$$

Подсчитав величину начальной скорости по формуле (23), которая дает приращение развала на величину ΔB , затем с помощью формулы (21) определим искомую ширину подпорной стенки L_0 .

Необходимо отметить, что рассмотренный алгоритм расчета ширины подпорной стенки не учитывает того, что в реальных условиях некоторые куски породы будут скатываться с откоса с последующим перемещением по подошве уступа. Это приведет к тому, что ширина развала будет несколько больше. Эта величина может быть определена на практике, и при проведении расчетов величина ΔB должна приниматься меньше ширины заходки экскаватора на величину перекачивания кусков горной массы.

В качестве примера рассмотрим расчет ширины неубранной горной породы, которая будет формировать развал во время взрыва без повреждения транспортных коммуникаций и линий контактных сетей. Пусть при взрыве приращение ширины развала $\Delta B \leq 10$ м, превышающее ширину подпорной стенки B , что составляет половину от ширины заходки экскаватора. Высота верхней кромки заряда над подошвой уступа, при условиях длины забойки 5 м, составит $h=10$ м. Поверхность экскаваторного забоя обычно представляется двумя плоскостями. Нижняя плоскость, более пологая (собственно – осыпь), формируется под углом естественного откоса (φ) в пределах $38-41^\circ$. Верхняя устоявшаяся часть представлена достаточно крутой плоскостью (с углом откоса γ около 80°). Эта верхняя часть менее устойчивая и опирается на осыпь. В определенный момент времени, когда нижняя часть практически вычерпана экскаватором, верхняя обваливается, формируя осыпь. В нашем примере принимаем, что нижняя часть занимает 40% высоты уступа, а верхняя, соответственно, 60%. Находим сначала скорость по формуле (23)

$$u = (10 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 39^\circ) / \sqrt{2h/g} = 23,35 / 1,429 = 16,5 \text{ м/сек}.$$

Дальше, пользуясь формулой (16), находим дальность полета куска из зоны, м

$$l_{\max} = 10,5 - 15 \cdot 0,5317 + 16,5^2 / (2 \cdot 9,8) + 16,5 \sqrt{(15 + 16,5^2 / (4 \cdot 9,8) / 9,8)} = 10,5 - 7,68 + 13,89 + 16,5 \cdot 1,496 = 41,4$$

Считая, что

$$l_{\max} = \Delta B + L_0 + W_0,$$

находим ширину полосы неубранной горной массы на уровне подошвы уступа, м

$$L_0 = l_{\max} - \Delta B - W_0 = 41,4 - 10 - 10,5 = 20,9.$$

Тогда на уровне верхнего торца заряда она будет равна, м

$$l_c = l_o - h \cdot \operatorname{ctg} \varphi - h_1 \cdot \operatorname{ctg} \gamma = 20,9 - 6 \cdot 1,235 - 4 \cdot 0,176 = 12,8.$$

Полученный результат рассчитан согласно законам баллистики движения пород при взрыве, поэтому может считаться точным. Однако на практике ширину неубранной горной массы на уровне верхнего торца заряда целесообразно брать с запасом. Например, среднее значение линии сопротивления по подошве перед 1-м рядом скважин в паспортах берут равной 10,5 м. Фактически имеет место случай, когда значение ЛСПП меньше проектных значений. Соответственно и ширина развала будет увеличена. Поэтому ширину неубранной горной массы берут на 30 % выше, чем теоретически рассчитанный результат, что будет составлять порядка 17 м. Тогда на уровне подошвы уступа ширина подпорной стенки должна равняться 25 м.

Список литературы

1. Лаврентьев М.А., Шабат Б.В. Проблемы гидродинамики и их математические модели. - М.: Наука, 1973. - 416 с.
 2. Мельников Н.В. Определение устойчивости откосов уступов на карьерах КМА. - М., 1964. 42 с.
 3. Бронников Д.М. Исследование закономерностей дробления руды при ее отбойке взрывными скважинами. - М., 1963.
 4. Садовский М.А. Взрывная волна и защита от нее. - Свердловск: ОГИЗ, 1942. - 45 с.
 5. Малахов Г.М. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. - Киев: Наук. думка, 1990. - 199 с.
 6. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. - Новосибирск: Наука, Сиб. отд., 1977. - 262 с.
 7. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. - М., 1962. - 30 с.
 8. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. - М.: Недра. 1976. - 319 с.
 9. Ильин В.И. Буровзрывные работы на карьерах. - М., 1978.
 10. Клевцов И.В. Схемы взрывания на карьерах и качество дробления горной массы. - К.: Техника, 1981. - 103 с.
 11. Кушко А.А. Исследование и разработка методов управления параметрами развала горной массы при взрывной отбойки пород в карьере. - Кривой Рог, 1976. - 40 с.
- Рукопись поступила в редакцию 16.03.12

УДК 622.271:622.7.012

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

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ ПРИ ЗАДАННОМ НАПРАВЛЕНИИ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Предложена новая методика определения производительности карьера по руде, которая учитывает заданное направление развития горных работ в карьере.

Производительность по руде один из основных параметров карьера, определяющих экономические показатели открытой разработки любого месторождения полезных ископаемых. Она устанавливается в пределах горных возможностей месторождения по потребности в полезном ископаемом. Какова бы не была потребность в полезном ископаемом, ее стремятся удовлетворить с минимальными затратами на вскрышные работы.

Поэтому в практике проектирования чаще всего выбирают направление развития горных работ, обеспечивающее работу карьера с минимальными текущими коэффициентами вскрыши. Однако такая работа на некоторое время может исключать добычу руды на участках, не обеспечивающих минимальные текущие коэффициенты вскрыши, что исключит возможность увеличения производительности карьера. Если развивать горные работы во всех направлениях, где прослеживается полезное ископаемое, то производительность увеличится, но текущий коэффициент вскрыши выйдет за рамки минимального.

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

Методику определения производительности по руде A_p при выбранном развитии горных работ рассмотрим на примере условного карьера, разрабатывающего крутопадающую залежь вытянутой формы (рис. 1). Отметка дневной поверхности гор. ± 0 м.

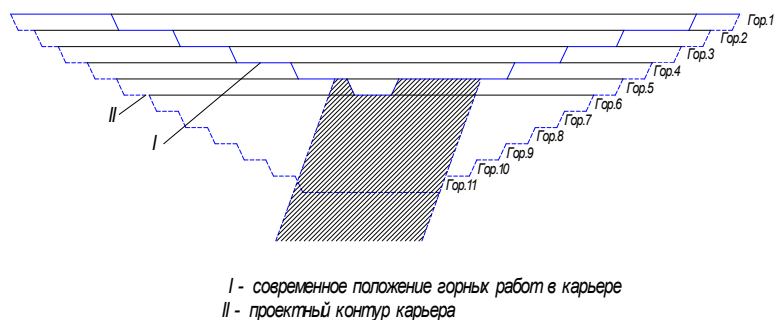


Рис. 1. Поперечный разрез месторождения с нанесенными проектными контурами карьера и современным состоянием горных работ в карьере

Исходным материалом для определения максимальной производительности при заданном развитии горных работ являются погоризонтные планы карьера, на которых показан порядок от-

работки уступов по мере понижения горных работ (рис. 2а,б,в,г,д). Установленный порядок отработки уступа при заданном направлении развития горных работ на погоризонтных планах характеризуется линиями, фиксирующими положение фронта горных работ на момент вскрытия и подготовки каждого горизонта. Горизонт считается подготовленным, если на нем пройдена съездная и разрезная траншеи, которые обеспечивают нормальную работу хотя бы одного экскаватора.

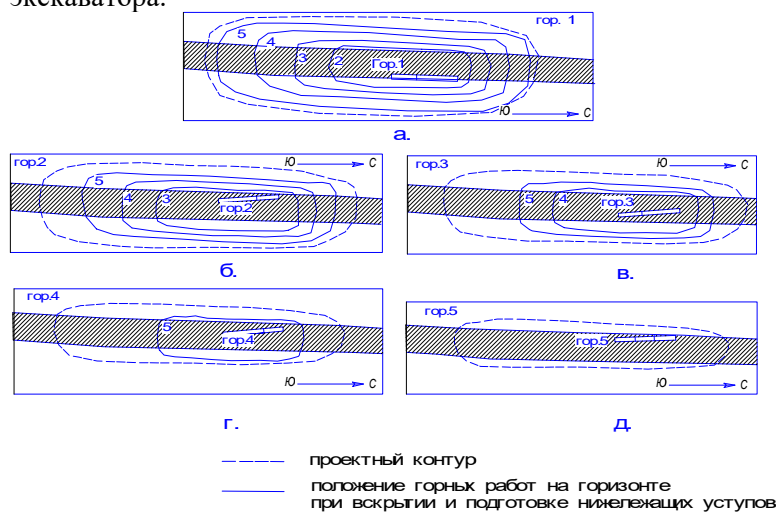


Рис. 2. Погоризонтные планы карьера

Для определения максимально возможной производительности карьера по руде необходимо определить производительность, которую может обеспечить каждый уступ по мере углубки дна карьера в соответствии с заданным направлением развития горных работ.

Одним из показателей, определяющих производительность уступа по руде при заданном направлении развития горных работ, является величина подвигания уступа Π в разных направлениях от сложившегося

состояния.

Для карьеров, разрабатывающих залежи вытянутой формы, рекомендуется система разработки с поперечными заходками. Поэтому рудный фронт на уступе практически будет состоять из «Северного» и «Южного» фронтов работ, протяженность которых в принятом случае не превышает горизонтальной мощности залежи. При наличии рудного фронта работ в других направлениях его также делят на участки с различным подвиганием, характерным для заданного направления развития горных работ.

Из рис. 1 видно, что при понижении дна карьера с гор. 1 на гор. 2 рудный фронт горных работ гор. 1 необходимо подвинуть в «Северном» и «Южном» направлениях на разное расстояние. При этом максимальное подвигание фронта горных работ Π_j^{max} наблюдается в «Южном» направлении. В «Северном» направлении подвигание фронта горных работ на этом уступе Π_i будет меньше. Различие в величине подвигания фронта горных работ в различных направлениях обусловлено выбранным развитием горных работ, обеспечивающим работу карьера с минимальными коэффициентами вскрыши.

Для достижения максимальной производительности карьера по руде необходимо подвигать рудный фронт с максимальной скоростью, м/год

$$l_{p,max} = Q_{экс} / L_{бл}^{min} h_y, \quad (1)$$

где $Q_{\text{экс}}$ - производительность экскаватора, м³/год; $L_{\text{бл}}^{\text{min}}$ - минимальная длина экскаваторного блока, м; h_y - высота уступа, м.

Закономерность развития открытых горных работ предполагает, что для вскрытия и подготовки нижележащего уступа необходимо осуществить подвигание горных на всех вышележащих уступах. Как видно из рис. 3, для того чтобы вскрыть гор. 5, необходимо осуществить подвигание фронта горных работ на вышележащих уступах как по руде, так и по вскрыше. Величина подвигания на каждом уступе определяется выбранным направлением развития горных работ.

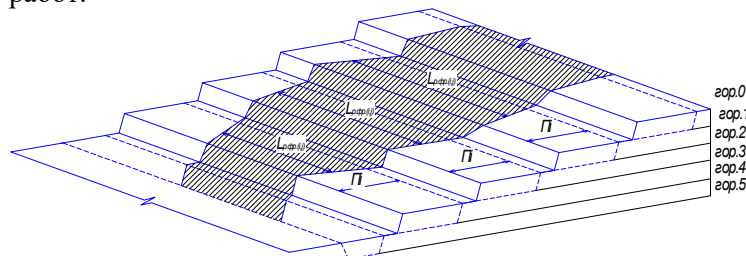


Рис. 3. Необходимое подвигание горных работ на вышележащих уступах при подготовке гор. 5

При этом должны соблюдаться условия, что при j -й углубке дна карьера фронт горных работ i -го уступа должен в горизонтальном направлении («Южное» и

«Северное» направление) одновременно подойти к линии, характеризующей выбранное развитие горных работ, т.е

$$t_{ij}^{\text{юг}} = t_{ij}^{\text{сев}}, \quad (2)$$

$$t_{ij}^{\text{юг}} = t_{(i+1,j)}^{\text{юг}}, \quad (3)$$

$$t_{ij}^{\text{сев}} = t_{(i+1,j)}^{\text{сев}}, \quad (4)$$

где $t_{ij}^{\text{юг}}, t_{ij}^{\text{сев}}$ – время, необходимое для подвигания фронта горных работ в горизонтальном направлении на i -м рабочем уступе до положения, обеспечивающего выбранное направление развития горных работ при j -й углубке дна карьера.

Отсюда необходимая скорость перемещения i -го уступа в Южном направлении будет равна, м/год

$$l_{p(i)}^{\text{юг}} = \frac{Q_{\text{экс}}}{L_{\text{бл}} h_y} \frac{\Pi_{(i,j)}^{\text{юг}}}{\Pi_{\text{max}}}, \quad (5)$$

где Π_{max} – максимальное подвигание рудного фронта при j -й углубке дна карьера, м; $\Pi_{(i,j)}^{\text{юг}}$ – подвигание рудного фронта на i -м уступе, необходимое для соблюдения выбранного развития горных работ при j -й углубке дна карьера, м.

Для определения производительности карьера по руде при выбранном направлении развития горных работ необходимо определить длину рудного фронта на i -м уступе при j -й углубке в каждом направлении, а также возможное подвигание фронта горных работ. Все полученные результаты заносим в табл. 1.

Таблица 1

Длина рудного фронта и его подвигание по мере углубки дна карьера													
Горизонт подготовки		1		2		3		4		$\Pi_{\text{max}}, \text{ м}$	$\Sigma L_{\text{фр}}^p, \text{ м}$	$t, \text{ лет}$	$\Sigma A_p, \text{ млн м}^3/\text{год}$
		«Южное» направление	«Северное» направление	«Южное» направление	«Северное» направление	«Южное» направление	«Северное» направление	«Южное» направление	«Северное» направление				
2	$L_{\text{фр}}^p$	300	300							450	600	3,5	10
	П	450	150										
3	$L_{\text{фр}}^p$	300	300	300	300					450	1200	5,5	11,5
	П	320	140	450	150								
4	$L_{\text{фр}}^p$	300	300	300	300	300	300			450	1800	5,5	13
	П	340	150	320	140	450	150						
5	$L_{\text{фр}}^p$	300	300	300	300	300	300	300	300	450	2400	9,5	15
	П	350	145	340	150	320	140	450	150				

Таблица составляется последовательно по горизонтальным строкам. Например, при углубке на гор. 3 необходимо определить подвигание фронта горных работ и рудный фронт на гор.1 и гор. 2 и т.д. После этого определяем:

максимальное подвигание рудного фронта при j -й углубке дна карьера (табл. 1, столбец $\Pi_{\max}$);

длину рудного фронта в карьере при j -й углубке (табл. 1, столбец ΣL_{fp}^p). Длина рудного фронта в карьере определяется как сумма активных фронтов на каждом уступе при j -й углубке; продолжительность работы карьера при понижении горных работ с i -го уступа на уступ $i+1$ (табл. 1, столбец t). Время определяется по формуле, лет

$$t = \frac{L_{\text{бл}}^{\min} \Pi_{\max} h_y}{Q_{\text{экс}}}, \quad (6)$$

Сумарную производительность уступов по руде при j -й углубке (табл. 1 столбец ΣA_p). Сумарная производительность по руде определяется по формуле, м³/год

$$\Sigma A_{p(j)} = \sum_{i=1}^n A_{p(i,j)}, \quad (7)$$

где n - количество рабочих уступов при j -й углубке; $A_{p(i,j)}$ - производительность по руде i -го уступа при j -й углубке.

Производительность по руде i -го уступа определяется по формуле, м³/год

$$A_{p(i,j)} = A_{p(i,j)}^{\text{юг}} + A_{p(i,j)}^{\text{сев}}. \quad (8)$$

Производительность уступа в «Южном» («Северном») направлении определяется по выражению, м³/год

$$A_{p(i,j)}^{\text{юг}} = \frac{Q_{\text{экс}}}{L_{\text{бл}}^{\min} h_y} L_{p(i,j)}^{\text{юг}} h_y \frac{\Pi_{(i,j)}^{\text{юг}}}{\Pi_{\max}}, \quad (9)$$

где $L_{p(i,j)}^{\text{юг}}$ - длина рудного фронта горных работ в «Южном» направлении на i -м уступе при j -й углубке, м.

Отсюда с учетом выражений (1) и (9) производительность по руде составит, м³/год

$$A_{p(i,j)} = \frac{L_{p,\max} h_y}{\Pi_{\max}} (L_{p(i,j)}^{\text{юг}} \Pi_{(i,j)}^{\text{юг}} + L_{p(i,j)}^{\text{сев}} \Pi_{p(i,j)}^{\text{сев}}). \quad (10)$$

При сооставлении таблицы необходимо следить за тем, чтобы соблюдалось условие (в пределах каждой j -й углубки)

$$\Pi_{(i+1,j)} + B_{(i+1,j)} - \Pi_{(i,j)} \geq B_n, \quad (11)$$

где $\Pi_{(i+1)}$ - подвигание рудного фронта на вышележащем уступе, необходимое для соблюдения выбранного развития горных работ, м; $B_{(i+1)}$ - ширина рабочей площадки на вышележащем уступе, м; B_n - нормальная ширина рабочей площадки, м.

После определения производительности уступов по руде отстраиваем гистограмму распределения производительности карьера по руде, где на оси ординат откладывается сумарная производительность уступов по руде при j -й углубке, а по оси абсцисс - нарастающее время работы карьера при понижении его дна (рис. 4).

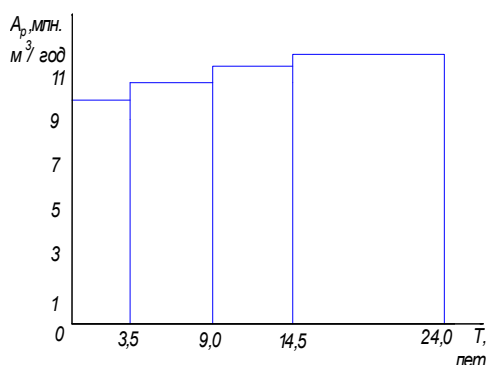


Рис. 4. Гистограмма распределения производительности уступов по руде

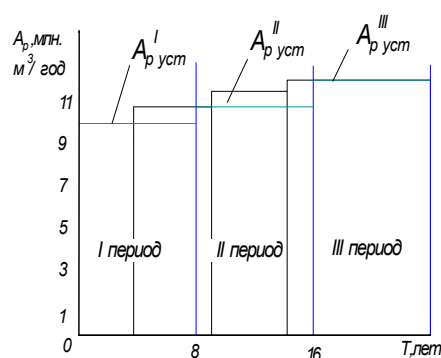


Рис. 5. Определение максимально возможной устойчивой производительности по руде

После этого весь срок отработки карьера разбиваем на периоды, при этом продолжительность периода усреднения должна быть не менее 7-8 лет (т.е. равна сроку окупаемости основных фондов). В пределах каждого периода определяем максимально возможную устойчивую производительность карьера по руде (рис. 5). Из рис. 4 следует, что производительность первого периода составит 10 млн т/год, второго – 11,5 млн т/год, третьего – 13 млн т/год.

После определения производительности карьера и времени отработки месторождения определяем производительность по вскрыше. Для этого по выбранному направлению развития горных работ отстраиваем график нарастающих объемов вскрышных пород и руды $V=f(P)$. По данному графику усредняем и определяем эксплуатационные коэффициенты вскрыши, а далее, в зависимости от производительности карьера по руде, в пределах каждого периода определяем производительность по вскрыше.

Приведенная методика позволяет определить максимально возможную производительность карьера по руде при порядке развития горных работ, обеспечивающем работу карьера с минимальными текущими коэффициентами вскрыши.

Рукопис подано до редакції 21.02.12

УДК 622.34

І.Є. ГРИГОР'ЄВ, канд.техн.наук, доц., Ю.І. ГРИГОР'ЄВ, магістрант,
О.О. ПОПРОЖУК, студентка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УПРАВЛІННЯ ПРОЦЕСОМ ПРОЕКТУВАННЯ ГІРНИЧИХ ОБ'ЄКТІВ З ВИКОРИСТАННЯМ МЕТОДІВ ФОРМАЛІЗАЦІЇ ТА АЛГОРИТМІЗАЦІЇ

Розглянуто та проаналізовано використання основних типів алгоритмів при проектуванні гірничих об'єктів у сучасних умовах.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Для підвищення ефективності та надійності проектних рішень, що приймаються при проектуванні гірничих об'єктів, в умовах невизначеності й неповноти вхідної інформації щодо об'єкта проектування необхідно застосовувати інформаційні технології. Такий підхід до процесу проектування гірничих об'єктів дозволяє прорахувати безліч альтернативних варіантів проекту розробки родовища корисних копалин. Широке застосування інформаційних технологій з використанням економіко-математичних методів та моделей дозволяє встановити кількісні та якісні взаємозв'язки та закономірності об'єкта проектування, визначити основні показники, якими характеризують варіант проекту. Тому подальший розвиток методів моделювання при проектуванні гірничих об'єктів є актуальною науково-практичною задачею.

Аналіз досліджень і публікацій: У радянські часи при виконанні проектних дій у гірничій промисловості широко застосовували економіко-математичні методи та моделі такі відомі вчені, як: Резниченко С.С., Хронін В.В., Арсентьев О.І., Ржевський В.В., Мельников М.В., Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Астаф'єв Ю.П. та багато інших. У сучасній Україні розвитком такого підходу при проектуванні гірничих об'єктів займалися та займаються видатні вчені: Бизов В.Ф., Завсєгдашний В.О., Четверик М.С., Близняков В.Г., Ковальчук В.А., Вілкул Ю.Г. та багато інших.

Для прийняття проектного рішення щодо досягнення мети проекту необхідно виконати оцінку показників варіанта проекту та вибрати серед них найкращий. Рішення проектувальника – це альтернатива, вибраний варіант проекту. Мета проекту – це майбутній та заданий стан системи показників проекту. У такому разі проект необхідно розглядати як систему та вивчати його за допомогою системного підходу. Множинність варіантів дій системи – це знакові моделі майбутнього стану проекту, визначення технологій проектних дій, які різняться як ресурсами, так і ймовірними результатами.

Постановка задачі: У даній роботі з метою підвищення ефективності проектних робіт при проектуванні гірничого підприємства запропоновано активно використовувати інформаційні технології. Такий підхід до об'єкта проектування дозволяє моделювати варіанти розвитку майбутнього стану гірничоекономічної системи, її основні показники. Запорукою успішного вирішення проблем проектування є широке використання економіко-математичних методів та

моделей на основі методу формалізації задач проекту та алгоритмізації процесу проектування гірничих об'єктів.

Викладення матеріалу. При використанні у процесі проектування гірничих об'єктів інформаційних технологій необхідно формалізувати усю вхідну інформацію щодо умов проекту, проектні дії проектувальника, ресурси проекту, систему показників проекту та виконати їх оцінку. Оцінка показників варіанта проекту виконується за допомогою використання критеріїв ефективності. Критерій вибору - це раціональний вибір варіанта дій проектувальника, який задовольняє особу, що приймає проектне рішення.

Процес управління проектом створення гірничого об'єкта - це цілеспрямований на досягнення мети циклічний процес, який має такі функції: планування, організація, мотивація та контроль. Тому проектувальнику гірничих об'єктів з метою управління проектом необхідно вирішувати задачі, які пов'язані з виконанням цих функцій. Ці задачі можна виконувати з різним ступенем деталізації. Планування включає в себе передплановий аналіз умов проекту та розробку планів різної тривалості й направленості. Продуктом функції є затверджений план дій проектувальника за змістом і тривалістю. Організація діяльності проектувальника полягає в адаптації структури управління під цілі та задачі проекту, сформульовані у плані, раціональний розподіл задач проекту, прав і ресурсів, відслідковування ходу виконання плану проекту й відповідне реагування на відхилення від нього. Функція мотивації полягає у стимулюванні праці виконавців проекту за допомогою усіх сучасних методів. Інколи між функціями організації та контролю вставляють функції регулювання та координації, які забезпечують функціонування управління у рамках параметрів плану проекту. Реалізація цих функцій забезпечує ліквідацію недоліків плану, оперативний перерозподіл ресурсів та інше. Основою цих функцій є зворотна інформація про об'єкт управління. Ці функції можна розглядати окремо або під функціями планування, організації, мотивації та контролю. Під функцією контролю ми розуміємо оцінку виконання плану проекту. Дані контролю, разом з інформацією із зовнішнього середовища, є необхідними для виконання наступного циклічного планового періоду. За таких умов межа між контролем та плануванням є умовною і повністю залежить від точки зору проектувальника.

Для досягнення мети проекту необхідно визначити область множини рішень системи, де оптимальне рішення визначається вектором рішень. Складність системи, яку ми проектуємо, характеризується структурою елементів системи. Кожна модель структури системи має тільки її притаманні властивості та характеризується показниками (1). У процесі управління між елементами системи встановлюються взаємозв'язки та взаємовідношення. Прямий зв'язок – це зв'язок між входом одного елемента та виходом іншого. Входи та виходи елементів системи визначаються та змінюються під впливом зовнішніх або внутрішніх процесів у елементах або у системі. Зворотній зв'язок - це зв'язок між виходом елемента та його входом.

Оптимальне рішення системи повинно враховувати можливий вплив випадкових факторів (2). Мета оптимального рішення – це визначення кількісних показників рішень по задачах. Під впливом проектувальника система повинна змінювати свою різноманітність так, щоб її стан відповідав оптимальним вимогам проектних показників згідно з метою проекту. Такий вплив проектувальником на систему можливо надавати у процесі прийняття рішень. Отже, проект – це система, яка створюється в уяві проектувальника, характеризується складністю структури її елементів, їх узаємозв'язків і взаємодією та показниками структурних факторів самої системи. Виходячи з цього твердження, якість проектних рішень визначається досвідом і кваліфікацією проектувальника, його здібностями й вмінням передбачувати майбутнє, часом та ресурсами в його розпорядженні, якісним моделюванням процесу проектування виробничих дій для досягнення мети проекту.

Прийняття проектного рішення - це дії проектувальника, який синтезує усі структурні фактори моделі системи, де відображені дії, ресурси, взаємовідносини між елементами системи, що проектується. Проектувальник знаходиться в ситуації (умови) прийняття рішень, яка виникає в тому випадку, якщо існують такі компоненти: мета створення проекту, варіанти дій, критерій вибору рішення. Використання інформаційних технологій при проектуванні гірничих систем потребує широкого застосування методів формалізації та алгоритмізації.

Як відомо, формалізація - метод вивчення різноманітних об'єктів шляхом зображення їхньої структури у знаковій формі за допомогою штучних мов, наприклад мовою математики. Формалізація оснований на мисленні, що дозволяє відображати основні закономірності й проце-

си розвитку об'єктів навколишнього світу в знаковій формі за допомогою спеціальних знаків, символів, формул чи формалізованих мов.

Символіка формалізованих мов додає стислості викладу мети проекту, умов виконання технологічних дій, чітко фіксує конкретні значення досліджених ознак, властивостей або відношень та не допускає їх двозначних тлумачень. Таке представлення форми відображення реальних явищ і процесів, які виконуються, забезпечує узагальненість підходу до вирішення різних класів завдань і на основі формування знакових моделей дозволяє знаходити найбільш ефективні рішення, найбільш доцільні для виконання завдань.

Метод формалізації надає можливість проектувальнику гірничих об'єктів звільнитися від інтуїтивних уявлень, які малопридатні для процесу проектування через їхню невизначеність і неоднозначність.

Застосування цього методу при проектуванні гірничих об'єктів дозволить реалізувати таке:
забезпечити узагальненість підходу до розв'язання проблем проекту;
за допомогою символики у стислій і чіткій формі зафіксувати значення проекту;
реалізувати однозначність символики (немає багатозначності звичайної мови);
формувати знакові моделі об'єкта проектування та замінювати вивчення реальних процесів і подій у проекті вивченням цих моделей.

Формалізація пов'язана, як правило, з використанням математичного апарату, який застосовується під час економіко-математичного моделювання досліджуваних явищ і процесів, характерних для гірничих систем, що проектуються.

Загальну формалізовану управлінську задачу з проектування гірничого об'єкта можна представити у формі «дано...», «потрібно визначити». У формальному вигляді, використовуючи підхід (3), це можна навести як

$$\langle C, T, P / C_1, \Pi, \Omega, O, A, K, A_1 \rangle \quad (1)$$

де C - початкова ситуація (умови прийняття проектних рішень); T - час прийняття проектного рішення; P - ресурси для прийняття проектного рішення; C_1 - проаналізовані (доопрацьовані) умови прийняття проектного рішення; Π - множинність гіпотез (варіантів) розвитку ситуації в майбутньому; Ω - множинність цілей; O - множинність обмежень; A - альтернативні варіанти; K - множинність критеріїв; A_1 - оптимальне рішення.

Формалізований процес управління проектними рішеннями при створенні гірничого об'єкта має мету, досягнення якої можливе при виконанні точного порядку проектних дій. Такий порядок дій в інформаційних технологіях задається алгоритмом. Алгоритм – це система правил для проектувальника, яка визначає перехід вхідних даних про об'єкт проектування до деяких результатів проекту та має масовість, кінцевий результат, визначеність, детермінованість. Алгоритмізація проектних дій поряд з формалізацією виступає в якості загального методу. До реалізації певного алгоритму зводяться усі процеси управління в різних системах, що проектуються.

У загальному виді виділяють три основні типи алгоритмів: лінійний, розгалужений і циклічний.

Схеми основних типів алгоритмів представлені на рис. 1. Основними базовими структурами є слідування, розгалуження і цикл. Слідування передбачає послідовне виконання команд зверху вниз.

Алгоритм, який складається лише з структур слідування, називається лінійним. У структурі розгалуження виконання дій відбувається за однією з двох або кількох гілок, вибір яких залежить від умови на вході розгалуження.

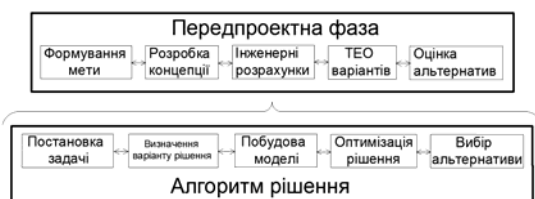


Рис. 1. Алгоритмізація рішення дій проектувальника на передпроектній фазі

вати алгоритм будь-якої складності.

Найпростішими за структурою є лінійні алгоритми (рис. 2а).

Такі структури використовуються в розгалужених алгоритмах. Цикл передбачає можливість багатократного повторення конкретних дій, число повторів у яких залежить від умови циклу або завчасно заданого числа повторів. Ця структура використовується в циклічних алгоритмах. Доведено, що цих трьох основних базових структур достатньо для того, щоб побудувати алгоритм будь-якої складності.

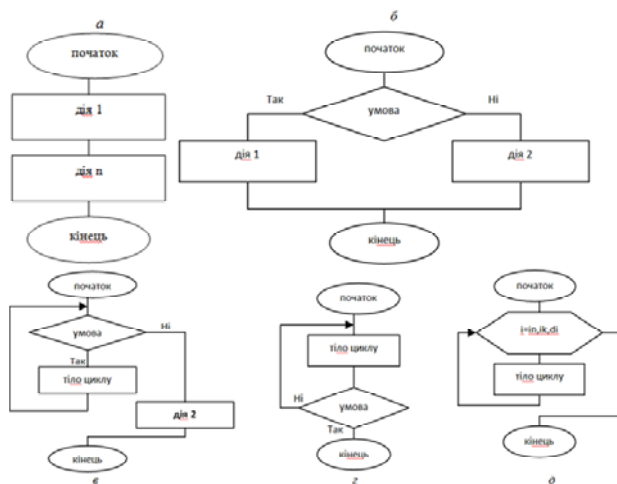


Рис. 2. Основні типи алгоритмів

швидка реалізація алгоритму;

зручний при прийнятті простих рішень, у яких результат залежить від одного фактора.

Недоліки лінійного алгоритму:

на практиці рідко вдається представити схему алгоритму рішення задачі у вигляді лінійної структури;

не виконує перевірку неможливих операцій, не включає в себе логічних умов;

має лише одну гілку обробки.

Алгоритми розгалуженої структури (рис. 2б) використовуються, коли необхідно організувати виконання певних дій залежно від конкретних умов або проміжних розрахунків. У схемах алгоритмів розгалуженої структури використовується логічний блок, який дозволяє організувати перевірку заданої умови. В одній умови може бути лише два шляхи слідування – істинний і хибний, причому виконавець за один раз може пройти умову лише за одним з напрямків, що дозволяє на виході отримувати різні результати. Розгалужений алгоритм зручний для оцінки ефективності рішення, тому що дозволяє провести аналіз на основі декількох критеріїв. Оскільки найбільш розповсюдженими критеріями оцінки є критерій максимізації прибутку і критерій мінімізації витрат, розгалужений алгоритм дозволить користувачу провести дослідження за кожним із заданих критеріїв, а також визначити, який із варіантів у цій конкретній ситуації є оптимальнішим.

Переваги розгалуженого алгоритму:

дозволяє проводити розрахунки за тими чи іншими формулами залежно від певної умови;

включає в себе логічні умови і має декілька гілок обробки, зручний у випадку, коли треба направити роботу програми в потрібному напрямку залежно від умови;

використовується для методів варіантів;

якщо треба організувати в програмі роботу з багатьма умовами, де бере участь конкретна змінна, можна використати алгоритмічну структуру «вибір».

Недоліки розгалуженого алгоритму:

потребує додаткової підготовки користувачів;

потребує більш дорогого обладнання і програмного забезпечення.

Алгоритми циклічної структури - це алгоритми, у яких ряд дій багатократно повторюється. Сукупність дій, що повторюються, називають циклом. Послідовність дій, які повторюються в циклі називають тілом циклу. Існують різні типи циклічних алгоритмів: цикл з передумовою (рис. 2в), цикл з післяумовою (рис. 2г) і безумовний цикл (рис. 2д). У циклі з передумовою перевірка умови здійснюється до виконання тіла циклу. Умова в такому циклі є умовою продовження циклу. Цикл з передумовою може не виконатися жодного разу, якщо вхідні дані не будуть відповідати заданій умові. Цикл з післяумовою - це цикл, у якому перевірка відбувається після виконання тіла циклу. Умова в такому циклі є умовою виходу з циклу. Цикл з післяумовою виконається хоч би один раз незалежно від умови. Безумовний алгоритм - це послідовність дій, яка виконується задану кількість разів. Його зручно використовувати, коли заздалегідь відомо, скільки разів необхідно виконати тіло циклу.

Переваги циклічного алгоритму:

Вони не мають розгалужень і циклів. У лінійному алгоритмі всі дії виконуються послідовно одна за одною. Такий порядок виконання дій називається природним. Основним призначенням лінійних алгоритмів є розрахунки, лінійний алгоритм складає каркас програми, її основу, всередині нього, там, де це необхідно, додають інші алгоритмічні структури.

Переваги лінійного алгоритму:

простий у складанні, не потребує тривалого часу на створення, допускає використання більш дешевого обладнання і програмного забезпечення, не потребує особливої підготовки користувачів;

містить одну чи декілька багатократно повторюваних частин (циклів);
застосовується для простих систем, у яких елементів обмежена кількість.

Недоліки циклічного алгоритму:

щоб цикл мав шанс коли-небудь закінчитися, вміст тіла циклу повинен обов'язково впливати на умову циклу;

умова повинна складатися з конкретних виразів і значень, визначених ще до першого виконання тіла циклу.

Висновки. У роботі запропоновано загальну схему формалізації проектних дій проектувальника при моделюванні показників варіанта проекту. Розглянуто й проаналізований основні алгоритми проектних дій. Визначено, що найбільш оптимальними для прийняття управлінських рішень є лінійні алгоритми, а у випадках, коли структури слідування недостатньо для рішення поставленої задачі оптимальними є розгалужені алгоритми. Крім того, існують управлінські рішення, для реалізації яких необхідно використовувати комбінації різноманітних типів алгоритмів (наприклад, використання циклічних структур у розгалужених алгоритмах).

Список літератури

1. Григор'єв І.Є. Теорія проектування гірничих об'єктів у сучасних умовах / І.Є. Григор'єв// Вісник ДВНЗ «Криворізький національний університет». -Кривий Ріг. - Вип. 30. -2012. - С.11-14.

2. Бергаламфи Л. Общая теория систем. -М.: Прогресс, 1969.

3. Евланов Л.Г. Теория и практика принятия решений.- М.: Экономика, 1994.

Рукопис подано до редакції 20.02.12

УДК 553.5: 622.271

В.В. ТЕРЕЩЕНКО, Д.В. ШВЕЦ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ФОРМИРОВАНИЕ И ДАЛЬНЕЙШАЯ РАЗРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ ДОБЫЧИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Рассмотрены закономерности взаимосвязи добычных работ на карьерах Криворожского железорудного бассейна с режимами горных работ на отвалах. Предложен алгоритм формирования техногенных месторождений полезных ископаемых с учетом их дальнейшей разработки, последовательной переработки и извлечения полезного компонента для поддержания производственных мощностей ГОКов. Описанные схемы транспортирования вскрышных пород и их временное складирование в отвалы имеют рекомендационный характер.

Ключевые слова: техногенное месторождение, комплексное использование, сырьевая база, сопутствующие вскрышные породы, строительные полезные ископаемые, окисленные кварциты, железосодержащие отходы, разработка отвальных емкостей

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Криворожский железорудный бассейн представляет собой сложную природно-техногенную систему. Ведущая роль в бассейне принадлежит бедным рудам семи железистых горизонтов саксаганской свиты криворожской формации, второстепенная – железистым кварцитам и небольшим сингенетическим залежам богатых сидерит-магнетитовых руд гданцевской свиты оскольской формации [1].

Данное геологическое строение предопределяет месторасположение крупных предприятий горнодобывающей отрасли страны по добыче железорудного сырья в Криворожском бассейне. Так, на месторождении ПАО «ИнГОК» по минералого-петрохимическим, химико-аналитическим особенностям и технологическим показателям в числе балансовых запасов неокисленных железистых кварцитов пространственно выделяются гематит-магнетитовые $sx^{5f(1)}$, магнетитовые $sx^{5f(2)}$, магнетит-силикатные $sx^{5s(3)}$, магнетитовые $sx^{4f(4)}$, силикат-магнетитовые $sx^{3f+2f+4s+3s(5)}$, магнетитовые $sx^{2f(6)}$ и магнетит-силикатные $sx^{2f(7)}$ геолого-технологические сорта. Конечной продукцией, которую производит комбинат, является железорудный концентрат и товарный щебень из вскрышных пород. Однако при разработке карьера вскрываются также забалансовые запасы окисленных кварцитов, кондиционные марганцевые руды, бокситы, известняки, пески и талькосодержащие породы.

Например, в условиях ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» железосодержащие отходы образуются при каждой стадии технологического процесса: от добычи железной руды до получения конечной продукции (проката).

Решение проблемы комплексного использования минеральных ресурсов горных предприятий является важным источником расширения сырьевой базы месторождений и поддержания их производственных мощностей. Это связано с тем, что попутно извлекаемая некондиционная руда и сопутствующие скальные вскрышные породы являются техногенными полезными ископаемыми в будущем, так как могут быть использованы при усовершенствовании технологических процессов обогащения, применения малоотходных и ресурсосберегающих технологий отработки запасов.

Анализ исследований и публикаций. Разрабатываемые месторождения железистых кварцитов ПАО «ИнГОКа», ПАО «СевГОКа», ПАО «ЦГОКа», ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» и ОАО «ЮГОКа» находятся в благоприятных горно-геологических и экономических условиях для комплексного использования всех попутно извлекаемых как рудных, так и нерудных полезных ископаемых, а также шламовых отходов обогащения [2].

Современное состояние горных работ и возможное увеличение производственных мощностей предприятий требует скорейшего перехода к ресурсосберегающим и малоотходным технологиям с использованием отходов добычи и обогащения полезных ископаемых.

За весь период добычи полезных компонентов накопились значительные запасы заскларированных неиспользованных забалансовых руд в отвалах, отходов обогатительного и металлургического производства, которые могут быть использованы, например, как строительные полезные ископаемые. Эти запасы являются техногенными месторождениями, одними из видов ресурсов недр планеты, не требующими проведения буровых, взрывных и вскрышных.

Максимальное промышленное использование попутно добываемых ценных полезных ископаемых является непрямым фактором значительного повышения фондоотдачи и общей рентабельности горного производства.

Постановка задачи. Техногенные месторождения сформировались и продолжают формироваться способом селективного отвалообразования. При этом, как правило, не учитывается возможность их разборки в дальнейшем, а также не всегда соблюдается селективное складирование разнотипных пород. В результате в теле такого месторождения могут быть соединения горных пород, которые в природе никогда не встречаются.

Неупорядочность складирования пород и некондиционных руд, их перемешивание, длительность слеживания в отвалах под действием природных факторов приводит к разрушению и окислению рудного сырья, а скальные породы строительного сырья подвергаются выветриванию.

Освоение и разработка техногенных месторождений усложняется недостаточностью разработанных государственных стандартов и технических условий на материалы, сырье попутной добычи и отходов обогащения (отсутствие стимулирования предприятий горно-металлургического комплекса за счет усовершенствования экономических и организационных факторов).

Практика комплексного использования природных ресурсов и проектные проработки подтверждают экономическую эффективность использования попутных компонентов, окупаемость инвестиционных вложений которых в большинстве случаев не превышает пяти лет. Однако ориентация на комплексное использование минерального сырья из недр сдерживает объемы выемки основного полезного компонента из-за селективной выемки в полном объеме сопутствующих минеральных ресурсов. Таким образом, временное складирование объемов вскрыши и внедрение технологии формирования техногенных месторождений с учетом последующего извлечения из них компонентов минерального сырья является необходимым условием современного направления развития горной отрасли в целом.

Изложение материала и результаты. Комплексное использование минеральных ресурсов возможно при наличии соответствующих технических решений. Значение имеет установление последовательности разработки тех или иных сопутствующих компонентов или отходов. Необходимость соблюдения последовательности обусловлена тем, что даже при наличии технических решений невозможно одновременно внедрить в разработку все сопутствующие компоненты и отходы.

На современных карьерах объемы вскрышных работ тесно связаны с обеспечением производственной мощности предприятий по добыче сырья, в данном случае – по магнетитовым кварцитам. Важным фактором взаимосвязи добычных работ, является выполнение плановых объемов по выемке вскрыши, которые, в свою очередь, определяются режимом горных работ в карьере и на отвалах. Следовательно, режим вскрышных работ обуславливается режимом отвальных.

При разработке крутопадающих месторождений в большинстве случаев применяется поярусная схема отсыпки отвалов, так как первоначально отсыпается первый ярус, затем – второй и так далее до проектного контура формируемого отвала. Если на перспективу не спланировать, каким образом в будущем следует разрабатывать заскладированное минеральное сырье в проектируемом отвале, то дальнейшая отсыпка «классическим» способом существенно усложнит и удорожит выемку полезных компонентов из сложившихся таким способом техногенных месторождений.

Показательным примером комплексного использования минерально-строительных ресурсов и временное их складирование с учетом дальнейшей переработки доменного шлака, который является техногенным сырьем и может быть использован в строительной индустрии по ДСТУ Б В.2.7-149:2008, является деятельность частного предприятия «Восход». Разработка доменных шлаковых отвалов с целью извлечения отходов черных металлов в виде скрапа согласно ТУ У 322-228-29-2007 для дальнейшей переработки в цехах ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» внедрена уже более 10 лет. Скрап используется в металлургическом переделе, немагнитная часть доменного шлака реализуется сторонним организациям в виде щебня разных фракций: 10-20; 20-40 и 40-70 мм.

ГП «ГПИ «Кривбасспроект» разработан рабочий проект «Разработка доменных шлаковых отвалов ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» для дальнейшего выполнения услуг по переработке ЧП «Восход» доменных шлаковых отвалов с целью извлечения отходов черных металлов в виде скрапа и подготовки площадей под отвалы текущих шлаков [3].

Успешно применяется на ПАО «ЦГОК» отработка ресурсов железосодержащих песков опытно-промышленного участка комбината, согласно выполненному в 2003 г. институтом «Кривбасспроект» «Проекта строительства опытно-промышленного участка по дообогащению железосодержащих песков хвостохранилища «ЦГОКа».

В настоящее время ведется разработка участков №3 и №4, являющихся юго-западным и западным продолжением уже отработанных участков №1 и №2 [4]. Материалы отчета о результатах геологоразведочных работ по оценке хвостохранилища «ЦГОКа» обобщают результаты бурения и опробования 56 шнековых скважин (848,65 м), исследований 550 рядовых (массой 6-16 кг), 16 малых (массой до 70 кг) и двух лабораторных (массой 1 и 10 т) технологических проб хвостов обогатительной фабрики, уложенных в емкости хвостохранилища с 1961 г.

Разработка железосодержащих песков ведется двумя плавучими земснарядами типа 350-50Л (СУГМ). Транспортировка лежалых песков осуществляется на фабрику по системе пульпопроводов. Глубина отработки ограничивается по дну склонами балок Малая и Большая Лозоватка.

Площадь участка №3 в принятых границах составляет 62,61 га с учетом разборки центральной дамбы (пикеты 14÷30). Железосодержащие пески извлекаются в количестве 8 513 тыс. т, при средней массовой доле $Fe_{общ} = 22,00 \%$, $Fe_{mag} = 7,27 \%$. Площадь участка №4 в принятых границах составляет 42,70 га. Железосодержащие пески извлекаются в количестве 4 690 тыс. т, при средней массовой доле $Fe_{общ} = 18,49 \%$, $Fe_{mag} = 5,13 \%$.

После отработки участков в их емкости возможен повторный сброс хвостов обогащения.

Таким образом, ПАО «ИнГОКу», ОАО «ЮГОКу», ПАО «СевГОКу» и ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» целесообразно рекомендовать внедрение технологии переработки железосодержащих песков хвостохранилищ.

Рассмотрим сложившуюся ситуацию положения горных работ ПАО «ИнГОКа». При добыче балансовых запасов неокисленных железистых кварцитов из недр месторождения извлекаются забалансовые окисленные железистые кварциты (sx^{4f} и sx^{5f}), силикат-магнетитовые кварциты (sx^{1f}), малорудные железистые кварциты переходной пачки (sx^{2f}) железистых горизонтов, сланцы кварц-биотит-хлоритовые и гранат-куммингтонитовые (sx^{1-4s}) сланцевых горизонтов, хлорит-талковые и кварц-серицитовые сланцы (sk^3 и sk^{1-2}), граниты (γAR_2dn) и мигматиты (γmAR_2dn), каолины (коры выветривания гранитов и мигматитов), известняки (N_2p-N_1s), глины (N_2p-P_2bc), суглинки (Q_1), пески (P_2kv).

В 1987 г. институтами «Кривбасспроект» и «Механобрчермет» было выполнено «ТЭО промышленного значения и временных кондиций для подсчета запасов окисленных железистых кварцитов Ингулецкого месторождения», которым рекомендовалось использовать их для получения товарного концентрата после 2001 г., однако до настоящего времени окисленные железистые кварциты складываются в отвал № 2.

Кроме того, окисленные железистые кварциты используются в строительстве дамбы хвостохранилища, а также для поддержания откосов отвалов, строительства внутрикарьерных дорог и производства щебня. В связи со сложившимися условиями в «ТЭО определения перспективных границ и производительности карьера ПАО «ИнГОК» ГП «ГПИ «Кривбасспроект» предложена схема грузопотоков горной массы, складирования окисленных кварцитов и их переработки, начиная с 2018 г. и до конца отработки Ингулецкого месторождения, рис. 1 [5].

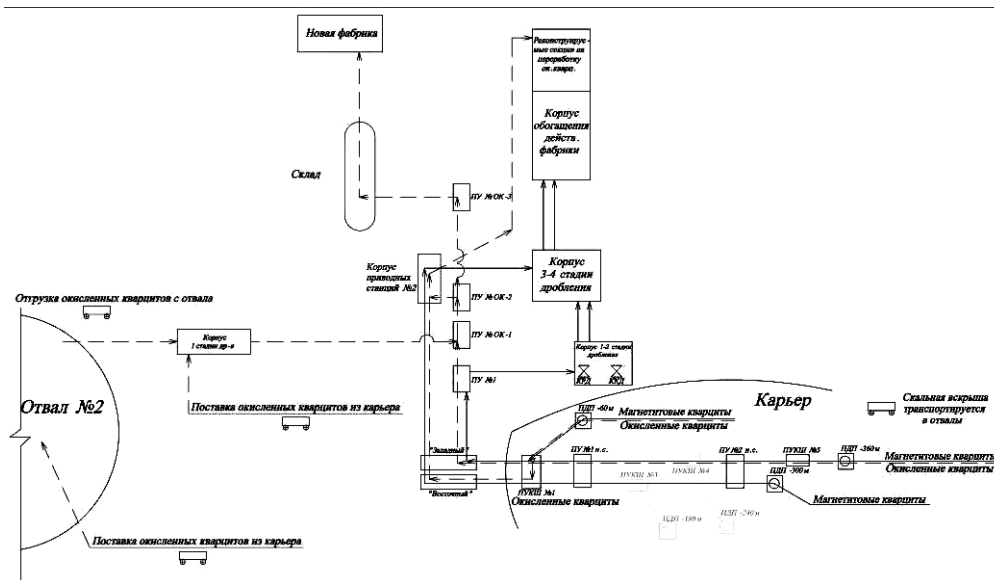


Рис. 1. Сводная схема грузопотоков горной массы

Согласно данному проектному решению карьер обеспечивает добычу 38,0 млн. тонн магнетитовых кварцитов и вовлекаются в переработку окисленные кварциты с учетом возможности сырьевой базы Ингулецкого месторождения.

Утвержденные запасы тальковых сланцев и суглинков, которые попутно добываются на вскрываемых горизонтах карьера и складировываются в отвалы, по химическому составу и технологическим свойствам пригодны для производства керамического кирпича марок «175-200» ДСТУ Б В.2.7-61:2008. Протоколом ГКЗ Украины от 14 марта 2001 г. № 594 запасы суглинков и тальковых сланцев в количестве 3023,2 и 1709,1 тыс. м³ соответственно сняты с государственного учета, как утратившие промышленное значение в связи с изменением условий хозяйствования.

Пригодность известняков Ингулецкого месторождения для получения строительной извести и цемента установлена Днепропетровским научно-исследовательским институтом строительной промышленности по 3 технологическим лабораторным пробам массой 100 кг каждая, отобраным Криворожской ГРЭ «Кривбассгеология» при доразведке месторождения в 1989-1994 годах. Лабораторными испытаниями определены физико-механические свойства: объемная плотность – 1,48-2,15 т/м³, пористость – 19,17-43,45 %, водопоглощение – 4,0-21,7 %, временное сопротивление одноосному сжатию – 54,76-238,0 МПа и химический состав известняков: CaO – 47,42 %, MgO – 0,24 %, Fe₂O₃ – 0,97 %, Al₂O₃ – 1,32 %, потери при прокаливании – 38,12 %, нерастворимый остаток – 11,97 %.

В пределах Ингулецкого месторождения в западном и восточном бортах карьера развиты коры выветривания гранитов и мигматитов, представленные каолинами белого и светло-серого цветов.

В связи с изложенным, для формирования, строительства и дальнейшей разработки техногенных месторождений полезных ископаемых в современных условиях добычи железорудного сырья рекомендуется выполнение следующего алгоритма транспортировки, разделения и складирования вскрышных горных пород и некондиционной руды, рис. 2.

Применение данного алгоритма в производственной практике обеспечит комплексное использование минеральных ресурсов сырьевой базы месторождений и предопределил дальнейшую работу предприятий на перспективу.

Исследовано, что возможность производства щебня из скальных горных пород месторождения определена по 16 пробам лабораторией Криворожской ГРЭ ГПП «Южукргеология».

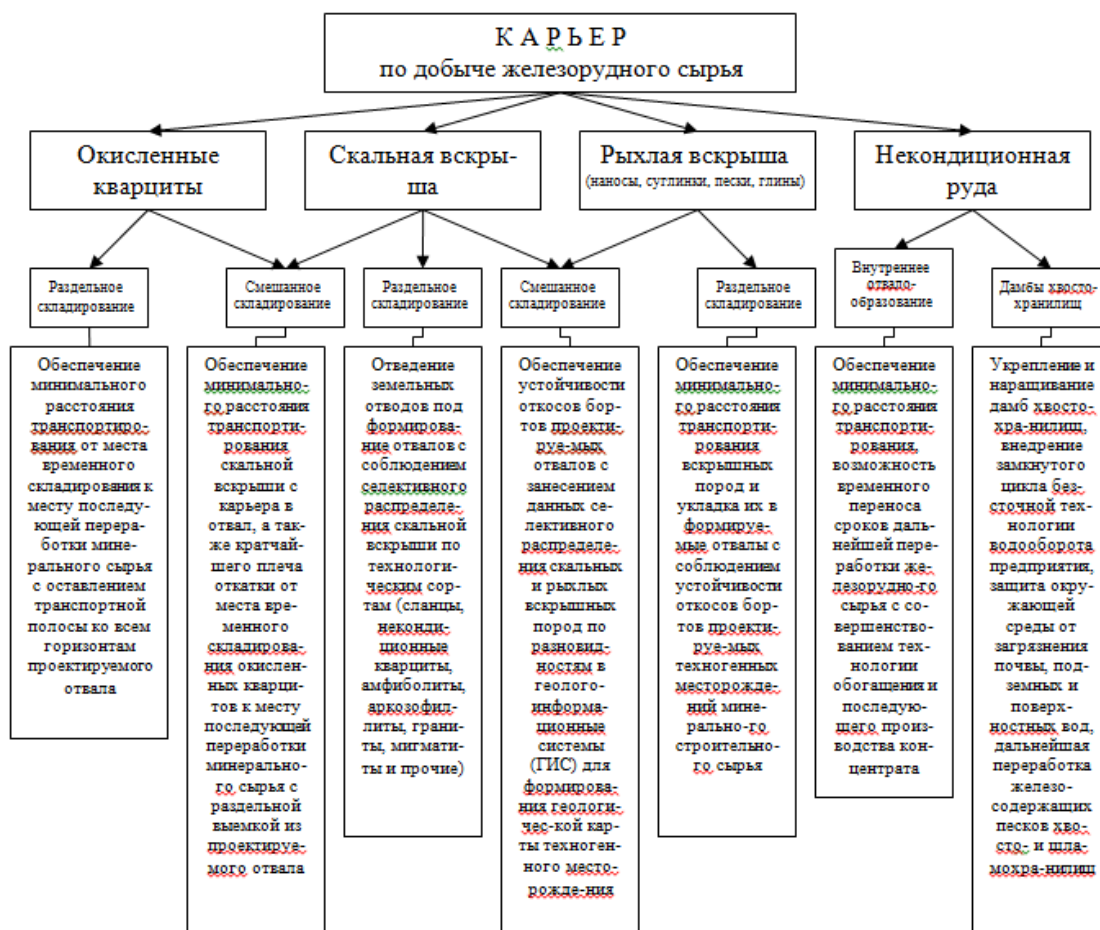


Рис. 2. Алгоритм комплексного использования минеральных ресурсов железорудных месторождений Кривбасса

Испытания проб проведены в соответствии с требованиями ДСТУ Б В.2.7-75-98 «Щебень и гравий плотные природные для строительных материалов, изделий, конструкций и работ». По своим физико-механическим свойствам породы соответствуют требованиям ГОСТ 23845 – 86 «Породы горные скальные для производства щебня для строительных работ», действующего в настоящее время.

При обогащении неокисленных железистых кварцитов образуемые отходы обогатительного производства представляют собой кварц-силикат-железистый искусственный песок с модулем крупности от 0,01 до 1,2. Минеральный состав его представлен в основном кварцем и другими силикатами, зернами и сростками магнетита, гематита и сидерита с другими минералами.

По химическому составу хвосты обогащения магнетитовых кварцитов характеризуются относительным постоянством массовых долей: Fe_{общ} (12,1-15,8 %), SiO₂ (61,4-63,75 %), FeO (10,51-13,55 %), Fe₂O₃ (5,5-6,57 %), Al₂O₃ (2,37-3,05 %), Na₂O (0,33-0,38 %), K₂O (0,28-0,54 %), CaO (1,44-1,64 %), MnO (0,1-0,14 %), MgO (2,19-2,93 %) и потери при прокаливании (2,19-2,93 %).

Отходы, направляемые непосредственно в хвостохранилище, характеризуются следующими величинами физических и механических свойств: насыпная плотность – 1068 кг/м³, объемная плотность – 2,65 т/м³, пустотность – 40 %, приращение объема при набухании – 30 %, массовая доля частиц пылевидных, глинистых и илистых – 2,7 %, в том числе: глинистых – 0,7 %.

В хвостохранилище более крупные фракции оседают в прибрежной части, а глинистые примеси и частицы наиболее тонкой фракции уносятся водой к центру.

В связи с этим физико-механические свойства их несколько изменяются и составляют: насыпная плотность – 1431 кг/м³, объемная плотность – 2,68 т/м³, набухание – 20 %, массовая доля частиц пылевидных глинистых и илистых – 1 %, в том числе: глинистых – 0,8 %. Органические примеси отсутствуют.

Выводы и направления дальнейших исследований. Отечественная и зарубежная практика свидетельствует об огромных возможностях использования многих отходов и попутно извлекаемых горных пород в качестве ценных строительных материалов. Кроме того, отходы

ряда горнодобывающих предприятий все шире необходимо использовать как сырье для извлечения редких и ценных элементов, ранее не извлекавшихся вследствие несовершенства технологии переработки полезных ископаемых.

В связи с этим предлагается выполнять следующие рекомендации:

организовать обособленное складирование всех попутно добываемых неокисленных малорудных магнетит-силикатных кварцитов оторочек и переходных зон горизонтов с целью последующей их переработки на железорудный концентрат;

использовать весь текущий выход попутно добываемых окисленных гематит-магнетитовых кварцитов для переработки на железорудный концентрат или же организовать упорядоченное временное складирование окисленных кварцитов;

осуществлять комплексное использование всего текущего выхода попутно добываемых скальных пород (сланцев и безрудных кварцитов) для производства строительного и дорожного щебня, а также строительных (бетонных) песков из текущего выхода шламовых отходов обогащения;

при утверждении кондиций - учитывать массовую долю других сопутствующих минералов месторождения полезных компонентов.

Разработка техногенных месторождений позволит освободить отвальные емкости и нарушенные антропогенной деятельностью земли. Решение описанных проблем предполагается дальнейшим исследованием упорядочения возможных схем развития внешних отвалов, классификацией их за формой и направлением развития селективного складирования пород с учетом дальнейшей разработки техногенного месторождения минерального сырья с соблюдением норм и правил безопасного ведения горных работ открытым способом в стесненных условиях.

Список литературы

1. Яковлев П.Д. Промышленные типы рудных месторождений. Лабораторный практикум: Учеб. пособие для вузов. – М.: Недра, 1990. – 172 с.: ил.
2. Куделя А.Д. Комплексное использование минеральных ресурсов железорудных горно-обогатительных комбинатов УССР. – Киев: Наук. думка, 1984. – 496 с.
3. ЧП «Восход». Рабочий проект «Разработка доменных шлаковых отвалов ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог». – ГП «ГПИ «Кривбасспроект», 2011.
4. ПАО «ЦГОК». Проект «Корректировка проекта опытно-промышленного участка по дообогащению железосодержащих песков хвостохранилища». – ГП «ГПИ «Кривбасспроект», 2011.
5. ПАО «ИнГОК». «ТЭО определения перспективных границ и производительности карьера ПАО «ИнГОК» (Оценка вариантов развития комбината). Перспективы развития сырьевой базы открытым способом». – ГП «ГПИ «Кривбасспроект», 2010.

Рукопись поступила в редакцию 29.02.12

УДК 622.271

А.В. РОМАНЕНКО, А.Е. БИЛЕНКО, В.В. ТЕРЕЩЕНКО, В.Г. ПШЕНИЧНЫЙ
ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ОБЗОР И АНАЛИЗ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ПО ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА ГЛЕЕВАТСКОМ КАРЬЕРЕ ПАО «ЦГОК»

Рассмотрена актуальность анализа проектных решений за продолжительный период времени. Выполнен обзор и анализ проектов, разработанных ГП «ГПИ «Кривбасспроект» по Глееватскому карьере ПАО «ЦГОК» с начала его эксплуатации и до нашего времени. Выявлены тенденции развития проектных работ с учетом развития техники и технологии горных работ, применения современного высокопроизводительного оборудования, внедрения научных разработок, а также с учетом экономической и производственной ситуации.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Одной из важнейших задач проектирования карьеров является принятие технических решений, обеспечивающих стабильную, бесперебойную работу карьера и горно-обогатительного комбината в целом по добыче полезного ископаемого заданного качества и с минимальными затратами.

Экономическая ситуация изменяется, периодически происходят спады и подъемы экономики, случаются экономические кризисы, что оказывает большое влияние на работу горно-обогатительного комбината в целом и отдельно взятого карьера в частности. Поэтому периодически возникает необ-

ходимость в пересмотре предыдущих проектов, из-за отклонения фактического состояния горных работ от проектных решений. Предпосылками пересмотра проектных решений может быть необходимость увеличения сырьевой базы карьера и снижения себестоимости добываемого полезного ископаемого, путем пересмотра конечных границ карьера, его производительности, внедрения в производство передовых научных разработок, новых технологических схем, технических мероприятий и современного высокопроизводительного оборудования.

Анализ исследований и публикаций. В данной статье приведены и проанализированы наиболее важные технические решения, принятые в проектах по Глееватскому карьеру ПАО «ЦГОК», начиная с 1955 г. , с момента первого проекта на строительство карьера, и до нашего времени, выполненных ГП «ГПИ «Кривбасспроект», который является генеральным проектировщиком ПАО «ЦГОК» с первого дня его основания.

Постановка задачи. Эффективность принятых решений уточняется лишь по истечении достаточно продолжительного периода времени, измеряющегося годами, а в некоторых случаях – десятилетиями. Поэтому анализ проектных решений за период более 50 лет по технологии открытых горных работ на Глееватском карьере с целью определения эффективности внедрения научных разработок и выявления причин постоянного пересмотра проектных решений является актуальной задачей.

Изложение материала и результаты. В 1955 г. институтом «Кривбасспроект» было выполнено «Проектное задание ЦГОКа» на разработку южного участка месторождения «Большая Глееватка». Проектом установлена производственная мощность карьера 15 млн т сырой руды в год, в том числе 6 млн т неокисленных и 9 млн т окисленных роговиков. Первая очередь карьера имела следующие параметры: длина по поверхности 2480 м; ширина по поверхности 500 м; ширина по дну 50 м; глубина 200 м. В контур карьера первой очереди были включены 80,6 млн.т магнетитовой руды, 99,9 млн т окисленных роговиков, 20,4 млн м³ наносов и 35,5 млн м³ хлоритовых сланцев. Строительство карьера начато в 1957 г. В этом же году выполнен проект второй очереди карьера на разработку северного участка месторождения.

Основные показатели «Проектного задания ЦГОКа» и последующих наиболее важных проектов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Основные показатели работы карьера по наиболее важным проектам

Показатели	Проект I-й очереди строительства карьера	Проект II-й очереди строительства карьера	Проект реконструкции карьера	Проект расширения ЦГОКа до 25 млн. т сырой руды в год	ТЭО постоянных кондиций		Проект I-й очереди углубки	Проект II-й очереди углубки	Корректировка проекта II-й очереди углубки	Проект III-й очереди углубки
					1 вар.	2 вар.				
Год выпуска работы	1955	1960	1966	1973	1977		1982	1994	2000	2004
Длина карьера поверху, м	2480	4000	3900	3925	4400	4250	4130	4130	4130	4130
Ширина карьера поверху, м	500	840	840	1540	2150	1550	1630	1630	1630	1630
Глубина карьера, м	200	230	350	500	700	500	500	450	450	400
Запасы руды, млн.т	180,5	402,3	459,0	586,8	926,5	542,2	468,2	208,9	160,6	78,7
- магнетитовой руды, млн.т	80,6	201,1	280,7	493,3	564,3	408,2	339,0	192,3	160,6	78,7
- окисленной руды, млн.т	99,9	201,2	178,3	93,5	362,2	134,0	129,2	16,6	-	-
Вскрыша, млн. м ³	55,9	177,1	178,9	400,7	1180	734,2	430,7	220,0	212,5	72,4
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /т	0,31	0,44	0,39	1,67	1,27	1,35	0,92	1,05	1,29	0,92
Производительность карьера по руде, млн. т/год	15,0	18,0	20,0	14,0	20,0	17,5	9,5	5,935	5,0	5,0
- по магнетитовой руде, млн. т/год	6,0	9,0	10,0	11,0	14,0	14,0	7,0	5,0	5,0	5,0
- по окисленной руде, млн. т/год	9,0	9,0	10,0	3,0	6,0	3,5	2,5	0,935	-	-

В 1961 г. была сдана в эксплуатацию первая очередь карьера и начаты работы по строительству второй очереди. Объединенный карьер первой и второй очереди по «Проектному заданию II очереди карьера» 1960 г. имел длину по поверхности 4 км, ширину по поверхности 840 м, глубину 230 м и отметку дна карьера горизонт минус 140 м. В контур данного карьера вошли 253 млн т магнетитовых, 282,6 млн т окисленных руд и 209,5 млн м³ вскрышных пород, средний коэффициент вскрыши составил 0,39 м³/т. С вводом северного участка карьера №1 в эксплуатацию производственная мощность предприятия увеличилась до 18 млн т сырой руды в год, в том числе 9 млн т магнетитовых и 9 млн т окисленных руд.

В 1966 г. институтом Кривбасспроект выполнено «Проектное задание реконструкции обогатительной фабрики, карьера и общекombинатных объектов». Пересмотр принятых ранее проектных решений был вызван необходимостью увеличения содержания железа в концентрате с 62 до 64,6 %. Проект предусматривал увеличение производительности карьера №1 до 20 млн т сырой руды в год, в том числе 10 млн т магнетитовых и 10 млн т окисленных руд. Намеченное увеличение добычи достигалось за счет интенсификации горных работ в карьере и увеличения глубины отработки с 230 м до 350 м, что позволило увеличить балансовые запасы на 59 млн.т. Проектом были рассмотрены перспективы развития карьера и установлено, что при повышении экономически допустимого коэффициента вскрыши до 1,95 м³/т глубина карьера может быть увеличена до 500 м.

В период с 1965 по 1971 годы на карьере наблюдался непрерывный рост себестоимости добычи и перевозки руды: себестоимость добычи увеличилась на 50,3%, себестоимость перевозки на 22,9 %.

В 1973 г. разработан «Технический проект расширения ЦГОКа до 25 млн т сырой руды в год». Промышленные запасы руды в контуре карьера на 01.01.1977 года составили 637,7 млн т. Количество пустых пород – 400,7 млн м³. Средний коэффициент вскрыши – 1,67 м³/т. Длина карьера – 3925 м, ширина – 1540 м, глубина – 525 м. Производственная мощность карьера должна была составить 14 млн т.

Институтом «Кривбасспроект» с участием института геотехнической механики (ИГТМ) АН УССР в 1977 г. выполнен «Технический проект опытно-промышленного участка поточной технологии производства вскрышных работ по скальным вскрышным породам на карьере №1 ЦГОКа». Проектом предусматривалась апробация двух технологий. На первом этапе – циклично-поточной технологии с использованием самоходного дробильно-перегрузочного агрегата ДПА-2000, работающего в комплексе с экскаватором ЭКГ-20 и системой конвейеров длиной по проекту 4,6 км. На втором этапе намечалось использование перспективного экскаватора ЭРГС-4600 и дробилки-перегрузателя ПГС-2000.

Для установки комплекса ОПУ ЦПТ был выбран юго-восточный борт карьера с расположением забойных конвейеров на горизонте 43 м в зоне возможного воронкообразования от подземных горных работ. Производительность ОПУ ЦПТ по проекту 5,7 млн м³/год.

Комплекс был введен в эксплуатацию в 1982 году. В связи с отставанием вскрышных работ участок был принят в эксплуатацию с одним забойным конвейером №3. Конвейер №2 планировалось ввести в эксплуатацию в первом квартале 1986 г. В течение 1983-1985 гг. комплекс работал в качестве перегрузочного пункта комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта.

Ввиду недостаточной загрузки (менее 50%) и низких технико-экономических показателей (коэффициент использования комплекса во времени 0,38), ЦГОК в 1986 г. отказался от его эксплуатации.

В 1977 г. институтом «Кривбасспроект» совместно с институтом «Механобрчермет» выпущено «ТЭО постоянных кондиций на железистые кварциты месторождения Большая Глееватка».

Для обоснования кондиций в зависимости от переработки типов руд глубина карьера рассмотрена в двух вариантах: I вариант – когда в качестве полезного ископаемого принимаются окисленные и неокисленные железистые кварциты 1,2,4 и 5 железистых горизонтов; II вариант – когда в качестве полезного ископаемого принимаются за основу неокисленные кварциты 1,2 и 4 железистых горизонтов, а окисленные только 1 и 2 железистых горизонтов.

В ТЭО рассмотрены различные бортовые содержания железа в рудах. Так магнетитовые руды рассматривались с бортовым содержанием 16, 14, 12 и 10 %. Окисленные руды рассмат-

ривались при бортовых содержаниях 32, 30, 28 и 26 %.

Для определения конечной глубины карьера значение граничного коэффициента вскрыши было принято равным $5,0 \text{ м}^3/\text{м}^3$. При этом конечная глубина карьера по I варианту составила 700 м, по II варианту – 500 м.

В 1980 г. институтом «Кривбасспроект» совместно с институтом «Механобрчермет» выполнена «Корректировка ТЭО постоянных кондиций на железистые кварциты месторождения Большая Глееватка».

В корректировке дана промышленная оценка всех разведанных на месторождении запасов железных руд с обоснованием оптимальных границ их отработки открытым и подземным способами, выполнена технико-экономическая оценка пород вскрыши как сырья для производства стройматериалов, с определением возможного их использования. Также рассмотрены рациональные технологические схемы обогащения окисленных кварцитов и целесообразность проведения дополнительных испытаний окисленных руд первого и пятого железистых горизонтов, обоснована целесообразность введения и величины понижающих коэффициентов на содержание железа в окисленных рудах.

Промышленная оценка всех разведанных на месторождении запасов железных руд с обоснованием оптимальных границ их отработки подземным и открытым способами, а также технико-экономическая оценка пород вскрыши как сырья для производства строительных материалов выполнена институтом «Кривбасспроект».

Институтом «Механобрчермет» выполнены расчеты показателей обогащения и окомкования при различных вариантах отработки запасов железистых кварцитов.

Целесообразность введения понижающих коэффициентов на содержание железа в окисленных рудах обоснованы «Кривбассгеологией» и ЦГОКом.

Для анализа технико-экономической эффективности отработки запасов окисленных руд в работе рассматривалось три варианта:

I вариант – с отработкой запасов 1,2, 4 и 5 железистых горизонтов;

II вариант – с вовлечением в добычу запасов 1, 2, 4 железистых горизонтов;

III вариант – с вовлечением в добычу запасов только 2 и 4 железистых горизонтов.

Экономически допустимый коэффициент вскрыши определен $5,3 \text{ м}^3/\text{м}^3$. При этом принято, что полезным ископаемым являются все железистые кварциты месторождения (магнетитовые 1, 2 и 4 железистых горизонтов; окисленные руды 1, 2, 4 и 5 железистых горизонтов).

Глубина карьера на юге составила 700 м от поверхности, на севере – 500 м. При этом параметры карьера в плане составили: длина по поверхности – 4630 м; ширина по поверхности – 2000 м; глубина – 700 м; площадь по поверхности – 740 га.

«Проект вскрытия и подготовки новых горизонтов карьера №1 для поддержания мощности (I очередь углубки)» выполнен институтом «Кривбасспроект» в 1982 г.

Этим проектом были рассмотрены следующие вопросы:

реконструкция карьера, вызванная его расширением и углубкой с 350 до 500 м;

применение высокоэффективных технологических схем вскрытия глубоких горизонтов карьера с широким использованием конвейерного транспорта скальных пород по циклично-поточной технологии;

обоснование уменьшения мощности карьера;

влияние зон обрушения подземных рудников на ведение горных работ в карьере;

дальнейшее развитие внутрикарьерного и внешнего железнодорожного транспорта.

Предусмотрена дальнейшая углубка наклонного конвейерного подъемника со строительством дробильно-перегрузочного пункта на концентрационном горизонте минус 194 м.

Разработаны схемы развития и реконструкции существующего отвального хозяйства.

В 1987 г. институтом «Кривбасспроект» для института «Гипроруда» выполнена работа «Определение производственных и проектных мощностей железорудных предприятий до конца разработки месторождений». Цель работы – обоснованное определение проектных и производственных мощностей по добыче руды на ЦГОКе. В работе рассмотрены следующие вопросы:

проведена оценка обеспеченности карьера запасами железных руд;

выполнен анализ состояния горных работ по карьеру;
проведено обоснование рационального порядка и технологической схемы разработки месторождения;
обоснованы скорости подвигания бортов на участках отработки целиков;
рассчитана скорость углубки карьера;
определена возможная производительность карьера по горным возможностям;
построены соответствующие пятилеткам планы положения горных работ;
намечены перспективные контуры карьера.

В «ТЭО вскрытия и подготовки глубоких горизонтов карьера № 1 (II-я очередь углубки)», выпущенным в 1992 г., предусмотрено использование автосамосвалов БелАЗ-7519 и НД-1200 грузоподъемностью 110-120 т вместо автосамосвалов грузоподъемностью 75 т. При этом ширина транспортных берм для данного оборудования принята 30 м.

В связи с уменьшением результирующих углов откоса бортов были рассмотрены два варианта границ карьера:

I вариант – с учетом сохранения верхних границ карьера;

II вариант – с учетом разбортовки бортов карьера.

По I варианту границ карьера глубина карьера уменьшилась на 48 м, с нижней отметкой дна карьера минус 374 м.

По II варианту карьер в отработанном виде построен с учетом максимальной отработки магнетитовых руд с сохранением проектного дна карьера на отметке минус 422 м и разбортовкой западного борта карьера. При этом увеличивается объем добычи руды и выемки вскрыши.

Разнос западного борта карьера во II варианте влечет за собой большой объем переноса существующих коммуникаций, который потребует значительных капиталовложений и дополнительных расходов. Поэтому в данном ТЭО рекомендуется I вариант отработки карьера без разноса бортов карьера и с дном карьера на отметке минус 374 м.

Для понижения горных работ и нормального развития карьера встала задача переноса дробильно-перегрузочного пункта в другое место, чтобы расконсервировать нижележащие запасы. Были рассмотрены три варианта дальнейшего использования циклично-поточной технологии подземного конвейерного тракта. Был рекомендован вариант, в котором по западному борту карьера в целике от существующей штольни, проходится новая штольня на северный торец карьера со строительством концентрационного горизонта минус 182 м. На концентрационном горизонте, в колодце глубиной 30 м, устанавливается существующая конусная дробилка ККД 1500/180. Дробильно-перегрузочный узел концентрационного горизонта минус 182 м располагается в северном торце на нерабочем борту карьера.

В 1994 г. институтом «Кривбасспроект» и «Днепрогипротранс» разработан «Проект вскрытия и подготовки глубоких горизонтов карьера №1 ЦГОКа (II-я очередь углубки)», в котором приняты следующие технические решения:

электрификация железнодорожного транспорта и ввод его на более глубокие горизонты;

расширение отвалов № 4 и № 5;

углубка подземного конвейерного подъемника с размещением концентрационного горизонта на горизонте минус 194 м;

предусмотрена консервация южного торца карьера № 1 в осях 270-390 в связи с выбытием мощности по переработке окисленной руды на обогатительной фабрике и предложен отработанный вид карьера с временной консервацией окисленных руд на южном торце карьера. При этом глубина карьера составила 400 м, с отметкой дна карьера минус 326 м.

Отставание вскрыши на добытую руду в момент разработки проекта составило 47,5 млн м³. Снижение выемки вскрыши обусловлено в основном энергетическим и финансовым кризисом в Украине и необеспечением материально-техническими ресурсами производства.

Следствием создавшегося положения является выбытие мощности по сырой руде в карьере. Проектом обоснованы мощность по магнетитовой сырой руде в объеме 5,0 млн т в год, вместо 7,0 млн т по ранее утвержденному проекту.

В связи со сложной сложившейся ситуацией в карьере институтом «Кривбасспроект» в 2000 г. была выполнена корректировка «Проекта вскрытия и подготовки глубоких горизонтов карьера №1 ЦГОКа (II-я очередь углубки)». В корректировке рассматривались технические решения по выходу карьера №1 из сложившейся ситуации и определены приоритетные направ-

ления развития горных работ до 2010 г.

В «Проекте вскрытия и подготовки глубоких горизонтов карьера № 1 (III-я очередь углубки)», выпущенном в 2004 г., были разработаны следующие технические решения, обеспечивающие рентабельную работу карьера:

определены балансовые запасы железистых кварцитов месторождения Большая Глееватка и границы отработки месторождения открытым способом до глубины 400 м;

календарное планирование на период 2004-2010 годов;

выполнены технические решения складирования вскрыши в объеме 3,3 млн. м³ в год во внутренний временный отвал, находящийся в южном торце карьера №1; размещение вскрышных пород в южном законсервированном торце карьера в объеме 30,0 млн м³ за весь период работы карьера обеспечивает существенное сокращение дальности транспортирования вскрыши;

предусмотрена в 2011 г. ликвидация дробильно-перегрузочного пункта горизонта минус 134 м с целью отработки законсервированных запасов и возможности понижения горных работ;

разработаны технические решения глубокого ввода железнодорожного транспорта в карьер на максимально возможную глубину.

В 2004 г. институтом «Кривбасспроект» выполнен «Рабочий проект складирования вскрышных пород в южном торце карьера №1», в котором предусмотрено наращивание действующего внутреннего отвала до отметки 90 м со складированием 36,6 млн м³ вскрышных пород (3,3 млн м³/год) и доставкой вскрышных пород железнодорожным и автомобильным транспортом. Проектная высота внутреннего отвала составляет 230 м с результирующим углом внутреннего отвала 22°.

В результате ликвидации дробильно-перегрузочного пункта горизонта минус 134 м комплекса ЦПТ возникла необходимость в определении дальнейшей транспортной схемы работы карьера. Поэтому в 2011 г. институтом «Кривбасспроект» было выполнено «ТЭО определения дальнейшего способа разработки Глееватского карьера с отработкой балансовых запасов до глубины 500 м», в котором были рассмотрены различные варианты транспортной схемы: с использованием автомобильно-железнодорожного транспорта, варианты строительства скального, рудоскального ЦПТ открытого или подземного исполнения.

При этом по таким критериям как усредненные затраты, суммарные затраты на добычу руды с учетом вскрышных пород, себестоимости добычи руды, наиболее предпочтительным является вариант транспортной схемы с использованием автомобильно-железнодорожного транспорта и строительством рудо-скального ЦПТ подземного исполнения.

В 2011 г. ГП «ГПИ «Кривбасспроект» совместно с ГП «НИГРИ» выполнены «Меры охраны карьера №1 в зоне подработки массива подземными горными работами», в которых разработаны проектные решения и рекомендации по безопасной отработке восточного борта Глееватского карьера, подработанного подземными горными работами.

В 2012 г. планируется выполнение проекта «Вскрытия и разработки глубоких горизонтов Глееватского карьера (IV-ой очереди углубки)», в котором будут приняты технические решения по дальнейшей отработке Глееватского карьера, рассмотрен вопрос отработки законсервированных запасов магнетитовых кварцитов под внутренним отвалом в южной части карьера, рассмотрено строительство рудоскального ЦПТ подземного исполнения, определены необходимые емкости для складирования вскрышных пород до конца отработки Глееватского карьера.

Выводы. Проведенный анализ проектных решений по технологии горных работ на Глееватском карьере ПАО «ЦГОК» показал, что тенденция развития проектирования конкретного карьера представляет собой постоянный пересмотр проектных решений с учетом развития техники и технологии горных работ, возникновения более перспективных новых технических решений, оказывающих положительное влияние на экономические показатели работы карьера, а также с учетом изменения экономической ситуации.

При этом проектные решения должны быть максимально гибкими и позволять в случае необходимости производить их корректировку в связи с вновь сложившимися экономическими и производственными условиями.

Новые технологические схемы, требующие больших капиталовложений, для принятия в

проектных решениях должны в обязательном порядке быть опробованы на нескольких карьерах на опытно-промышленных участках, так как в противном случае повышается риск ухудшения технико-экономических показателей работы карьера в дальнейшем при циклическом изменении мировой экономики.

Рукопись поступила в редакцию. 29.02.12

УДК 622.28.044:622.261.2

Н.Н. КАСЬЯН, д-р техн. наук, проф., А.О. НОВИКОВ, д-р техн. наук, доц.,
И.Н. ШЕСТОПАЛОВ, ассистент, В.И. КАМЕНЕЦ, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОСОБЕННОСТЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД, ВМЕЩАЮЩИХ ВЫРАБОТКИ С РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПЬЮ

На основании анализа результатов наблюдений за смещениями пород на глубинных замерных станциях в трех подготовительных выработках шахты «Добропольская» установлены новые особенности деформирования системы «рама – оболочка из скрепленных анкерами пород».

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. В настоящее время до 90 % горных выработок поддерживаются металлической арочной податливой крепью. До 25 % из них на шахтах Украины деформировано и нуждается в ремонте. Среди основных причин неудовлетворительного состояния выработок - низкая несущая способность рамной крепи, а также несоответствие ее технических характеристик горно-геологическим условиям применения.

Одним из перспективных направлений улучшения состояния крепи в выработках является ее усиление, в том числе за счет применения анкерования. В этой связи проведение исследований, направленных на установление особенностей деформирования массива, вмещающего выработки с комбинированной крепью для обоснования ее рациональных параметров, обеспечивающих устойчивое состояние поддерживаемых выработок, является актуальной научной задачей.

Анализ основных исследований и публикаций. В научно-технической литературе представлено большое количество исследований, посвященных изучению характера взаимодействия различных конструкций крепи с массивом. Это работы А.П. Широкова, В.Т. Глушко, А.А. Борисова, Н.И. Мельникова, Л.М. Ерофеева, А.Н. Зорина, И.А. Ковалевской, Б.К. Чукуна, А.В. Ремезова, И.А. Юрченко, А.Н. Шашенко, В.В. Виноградова, А. Югона, А. Коста и др.

Выполненный анализ работ, посвященных изучению взаимодействия комбинированной крепи и массива, а также разработке методик расчета их параметров, позволил авторам разделить их на 3 большие группы:

первая группа работ учитывает наличие усиливающей раму анкерной крепи коэффициентом уменьшения смещений, который вводится в формулы для расчета ожидаемых смещений контура выработки и зависят от плотности установки анкеров [1];

вторая группа работ рассматривает рамную и усиливающую рамную крепь как единую грузонесущую конструкцию, конструктивные параметры которой принимаются в зависимости от ожидаемых смещений контура незакрепленной выработки, горно-геологических и горнотехнических факторов, характеризующих условия ее заложения [2];

третья группа работ рассматривает рамную и усиливающую крепь как единую связную конструкцию, параметры которой рассчитываются теоретически с использованием метода сил [3].

Вместе с тем, всем проанализированным работам присущ ряд недостатков. Так, в них не содержится четкого разграничения между существующими конструкциями комбинированных крепей на основе анкерных систем, при этом механизм взаимодействия комбинированной крепи и вмещающего массива во времени практически не изучен. Кроме того, в известных методиках расчета параметров комбинированных крепей не установлено распределение нагрузок, воспринимаемых отдельными составными элементами системы «крепежная рама – оболочка из укрепленных пород», что не позволяет достоверно рассчитать их параметры.

Кроме того, анализ опыта применения рамно-анкерной крепи показывает, что получаемый технический эффект существенно зависит от времени установки усиливающей крепи относительно выемки породы в забое. Следует также отметить, что в настоящее время отсутствуют

научно обоснованные рекомендации по определению времени и места установки анкеров относительно проходческого забоя.

В этой связи *целью* настоящей работы является изучение особенностей деформирования и разрушения пород, вмещающих выработки с рамно-анкерной крепью.

Изложение материала и результатов. Шахтные исследования проводились в трех подготовительных выработках шахты «Добропольская» (рис. 1), в которых оборудовались комплексные замерные станции. Станции (рис. 2) устанавливались в местах возведения анкерной крепи с различным отставанием от забоя, а также на контрольных участках с рамной крепью.

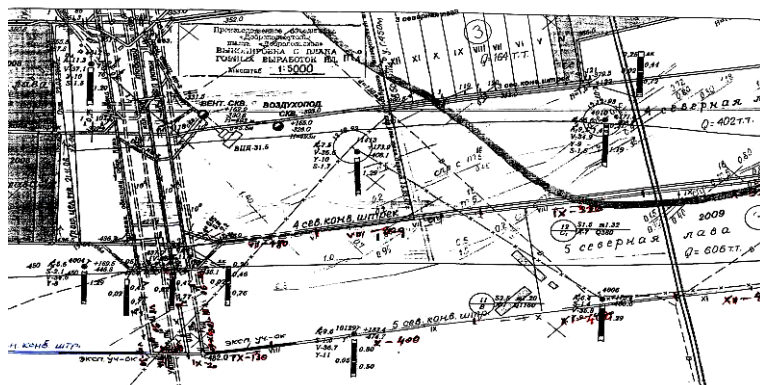


Рис. 1. Выход из плана горных выработок по пласту m_4^0

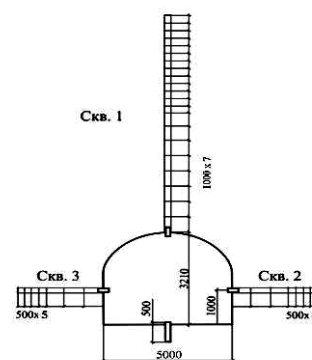


Рис. 2. Схема замерной станции

Рассмотрим в качестве примера результаты наблюдений на замерных станциях, заложенных в 5-ом северном конвейерном штреке пласта m_4^0 . Выработка проводилась по пласту с двухсторонней подрывкой пород прочностью на сжатие от 15 до 45 МПа, максимальная высота нижней подрывки – 1,7 м. Средняя мощность пласта – 1,2 м. Угол залегания – 10° . Глубина заложения выработки 700 м. Сечение арочное. Высота в проходке – 3,44 м, ширина – 5,12 м. Выработка проводилась комбайном 1П110. Средняя скорость проведения – 110 м/мес. Проектная длина – 1275 м. Часть выработки была закреплена комбинированной рамно-анкерной крепью. Усиливающая анкерная крепь устанавливалась с различным отставанием от забоя (0, 1, 2, 5 и 8 м), что соответствует разрыву во времени между установкой анкерной крепи и выемкой породы в забое 0; 0,23; 0,46; 1,14 и 1,81 сут. Анкера устанавливались в кровлю выработки между рамами, под металлическую полосу длиной 3,2 м. В полосу, по шаблону, в соответствии с расстоянием между анкерами были сделаны отверстия, через которые забуривались анкерные штанги. При помощи опорных плит полоса прижималась к породам кровли. Расстояние между рядами анкеров по длине выработки составляло 0,8 м, а в ряду – 1,0 м. Устанавливалось четыре анкера в кровлю. Расстояние от крайнего анкера в кровле до стенки выработки – 0,9 м. Длина анкерных штанг, устанавливаемых между рамами крепи в кровлю составляла 2,4 м. В качестве затяжки применялись деревянные распилы, которыми вплотную затягивали кровлю и бока выработки. Остальная часть выработки была закреплена металлической рамной податливой крепью с плотностью установки 2,0 рамы/м.

Замеры смещений глубинных реперов проводились по методике НИМИ. Результаты обрабатывались в виде графиков смещений глубинных реперов и изменения коэффициента разрыхления на участках скважины между реперами в зависимости от времени установки анкерной крепи после выемки породы в забое на 20, 60, 100, 200 и 300 суток наблюдений (рис. 3). Для удобства анализа развития вокруг выработки зоны разрушенных пород (ЗРП) был построен график изменения ее размера во времени на контрольной замерной станции (рис. 4).

Как видно из графика на рис.4, к моменту возведения усиливающей анкерной крепи с отставанием 1, 2, 5 и 8 м от забоя вокруг выработки образовалась ЗРП с размером, соответственно, 0,12; 0,28; 0,64 и 1,1 м.

Анализ графиков, представленных на рис. 3, показывает, что на 20 суток наблюдений на контрольной замерной станции и станциях, установленных на участках выработки с усиливающей анкерной крепью, возведенной без отставания и с отставанием 1, 2, 5 и 8 м от забоя, смещения кровли составили, соответственно, 127, 89, 94, 97, 108 и 118 мм.

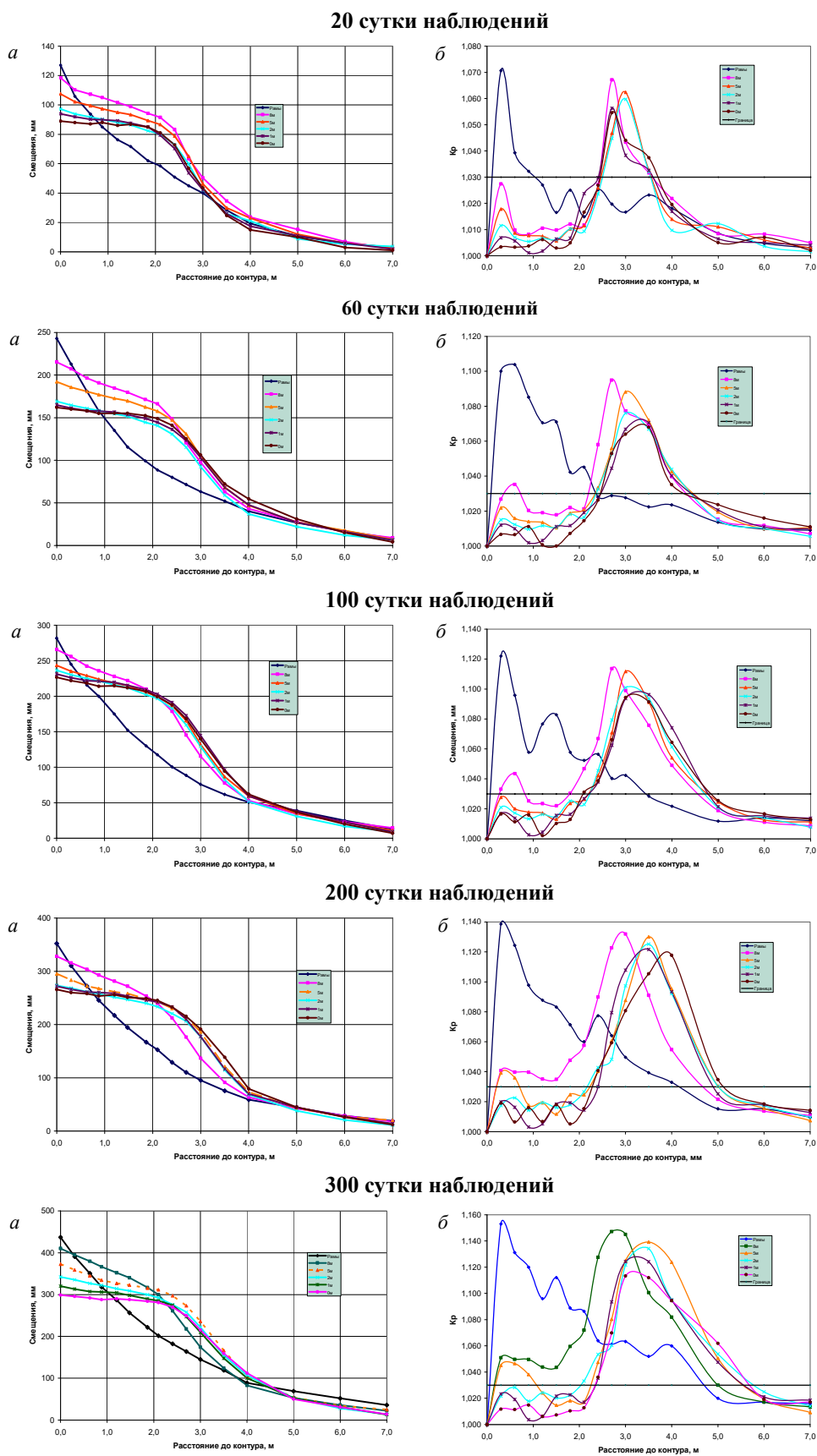


Рис. 3. Смещения глубинных реперов в кровле выработки с рамно-анкерной крепью *a* и изменения коэффициента разрыхления на участках скважины между глубинными реперами *б* в зависимости от времени установки анкерной крепи после выемки породы в забое на 20,60,100,200 и 300 сутки наблюдений

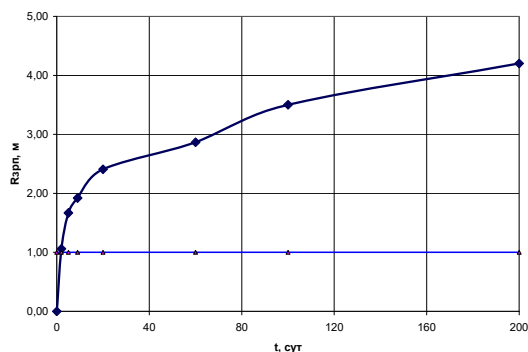


Рис. 4. Изменение размера ЗРП во времени на контрольной замерной станции

Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки на этих участках составил, соответственно 0,9 м; 1,0 м; 0,9 м; 0,95 м; 1,0 м и 1,2 м. При этом, если на контрольном участке ЗРП образовывалась на контуре выработки, то на участках с комбинированной крепью - в глубине массива на удалении 2,2-2,4 м от контура. Размер зоны неупругих деформаций в кровле, сформировавшейся вокруг выработки, зафиксированный на всех станциях

превышает 7,0 м. Максимальное значение коэффициента разрыхления на контрольной станции 1,071, а на остальных станциях не превышает 1,067. Скрепленный анкерами массив на всех станциях с комбинированной крепью не разрушен.

На 60 сутки наблюдений на контрольной замерной станции и станциях, установленных на участках выработки с усиливающей анкерной крепью, возведенной без отставания и с отставанием 1, 2, 5 и 8 м от забоя, смещения кровли составили, соответственно, 243, 162, 165, 169, 192 и 215 мм. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки на этих участках составил, соответственно, 2,2; 1,7; 1,9; 2,1; 2,2 и 2,3 м. При этом на контрольном участке ЗРП продолжала увеличиваться вглубь массива. На участках же с комбинированной крепью положение ЗРП не изменилось – ее развитие начиналось за пределами скрепленного анкерами участка. Размер зоны неупругих деформаций (ЗНД) в кровле, сформировавшейся вокруг выработки, зафиксированный на всех станциях, остался неизменным. Максимальное значение коэффициента разрыхления на контрольной станции 1,104, а на остальных станциях не превышает 1,095. При этом на участке, где анкерная крепь устанавливалась с отставанием 8 м от забоя, скрепленный анкерами массив был частично разрушен (участок 0-0,65 м). На остальных станциях скрепленный анкерами массив с комбинированной крепью не разрушен.

На 100 сутки наблюдений на контрольной замерной станции и станциях, установленных на участках выработки с усиливающей анкерной крепью, возведенной без отставания и с отставанием 1, 2, 5 и 8 м от забоя, смещения кровли составили 282, 227, 231, 237, 243 и 266 мм соответственно. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки на этих участках составил, соответственно, 3,41 м; 2,6 м; 2,5 м; 2,3 м; 2,6 м и 2,85 м. При этом на контрольном участке ЗРП продолжала увеличиваться вглубь массива. На участках с комбинированной крепью разрушилась часть скрепленной анкерами оболочки (от внешней ее границы в сторону контура выработки - участок 1,8-2,2 м). Размер зоны неупругих деформаций в кровле, сформировавшейся вокруг выработки, зафиксированный на всех станциях превышает 7,0 м. Максимальное значение коэффициента разрыхления на контрольной станции 1,122, а на остальных станциях не превышает 1,114. При этом на участке, где анкерная крепь устанавливалась с отставанием 8 м от забоя, скрепленный анкерами массив был частично разрушен (участок 0-0,8 м). На остальных станциях скрепленный анкерами массив с комбинированной крепью не разрушен.

На 200 сутки наблюдений на контрольной замерной станции и станциях, установленных на участках выработки с усиливающей анкерной крепью, возведенной без отставания и с отставанием 1, 2, 5 и 8 м от забоя, смещения кровли составили, соответственно, 352, 266, 272, 274, 295 и 328 мм. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки на этих участках, составил, соответственно, 4,35 м; 3,0 м; 2,7 м; 2,8 м; 3,0 м и 4,6 м. Размер зоны неупругих деформаций в кровле, сформировавшейся вокруг выработки, зафиксированный на всех станциях, остался неизменным. Максимальное значение коэффициента разрыхления на контрольной станции 1,139, а на остальных станциях не превышает 1,132. При этом замечены следующие особенности формирования массива:

на участках, где анкерная крепь устанавливалась с разрывом во времени 0; 0,23 и 0,46 суток, ЗРП образовывалась за пределами скрепленного анкерами участка (на удалении 2,0-2,2 м от контура). Скрепленный анкерами массив на этих станциях не разрушен;

на участке, где анкерная крепь устанавливалась с разрывом во времени 1,14 сут, скрепленный анкерами массив был частично разрушен (участок 0-0,7 м);

на участке, где анкерная крепь устанавливалась с разрывом во времени 1,81 сут (отставание 8 м от забоя), скрепленный анкерами массив был полностью разрушен.

К моменту окончания наблюдений (300 сутки наблюдений) на контрольной замерной станции и станциях, установленных на участках выработки с усиливающей анкерной крепью, введенной без отставания и с отставанием 1, 2, 5 и 8 м от забоя, смещения кровли составили, соответственно, 437, 299, 320, 342, 373 и 410 мм. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки на этих участках, составил, соответственно, 4,75 м; 3,5 м; 3,2 м; 3,9 м; 3,6 м и 5,0 м. Размер зоны неупругих деформаций (ЗНД) в кровле, сформировавшейся вокруг выработки, зафиксированный на всех станциях, не изменился. Максимальное значение коэффициента разрыхления на контрольной станции 1,153, а на остальных станциях не превышает 1,147. При этом замечены следующие особенности деформирования массива:

на участках, где анкерная крепь устанавливалась с разрывом во времени 0; 0,23 и 0,46 сут, ЗРП образовывалась за пределами скрепленного анкерами участка (на удалении 2,0-2,1 м от контура). Скрепленный анкерами массив на этих станциях не разрушен;

на участке, где анкерная крепь устанавливалась с разрывом во времени 1,14 сут, скрепленный анкерами массив был частично разрушен (участок 0-1,1 м);

на участке, где анкерная крепь устанавливалась с разрывом во времени 1,81 сут (отставание 8 м от забоя), скрепленный анкерами массив был полностью разрушен.

Аналогичные результаты были получены на замерных станциях в других выработках.

Выводы и направления дальнейших исследований. Проведенные исследования позволили установить особенности развития зоны разрушенных пород (ЗРП) вокруг выработки с рамно-анкерной крепью, заключающиеся в том, что если на момент установки анкеров размер ЗРП не превышает половину их длины, то ее развитие прекращается, а фронт разрушения переносится на внешнюю границу области скрепленных анкерами пород. При этом коэффициент разрыхления в пределах не разрушенной заанкерванной части массива не превышает 1,03, а размер ЗРП на 30% меньше, чем вокруг выработки с рамной крепью. Так, при формировании к моменту усиления рамной крепи вокруг выработки ЗРП с размерами до половины глубины анкерования, остаточный размер неразрушенной оболочки из укрепленных анкерами пород составляет не менее 50 % от глубины анкерования что позволяет при $(\gamma H/\sigma_{сж}) = 0,35-0,65$ уменьшить смещения контура выработок на 32 до 47 %.

Установленные особенности протекания деформационных процессов во вмещающем выработку массиве будут использованы для обоснования расчетной схемы и постановки теоретической задачи по определению рациональных параметров комбинированных крепей.

Список литературы

1. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. ВНИМИ, 1986 – 222 с.
2. СОУ 10.1.05411357.010:2008. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования. – 89 с.
3. Черев Д.А. Выбор параметров рамно-анкерной крепи на основе исследования закономерностей изменения внутренних усилий.: Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 225.0022 – Геотехнология (открытая, подземная и строительная), Екатеринбург, 2004.- 18 с. Рукопись поступила в редакцию 17.01.12

УДК 622.026.5

В.Г. КРАВЕЦЬ, О.М.ТЕРЕНТЬЄВ, доктора техн.наук, проф., Т.В. КОСЕНКО, інженер,
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

ВИБІР СПОСОБУ ПІДРИВАННЯ ГРАНІТНИХ МАСИВІВ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ МЕТОДУ АНАЛІЗУ ІЄРАРХІЙ

У роботі розглянуто метод аналізу ієрархій при оцінюванні варіантів вибору способу підривання гранітних масивів. Проведено порівняння способів підривання суцільним зарядом, зарядом з проміжками та зарядом в рукавах. Установлено, що найкращим серед розглянутих способів є спосіб підривання зарядами в рукавах.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Руйнування гранітних масивів проводять шляхом підривання моноліту. Для забезпечення належної якості подрібнення та безпеки підривних робіт необхідно здійснити правильний вибір способу підривання масиву. Для руйнування гранітів застосовуються способи підривання суцільним

зарядом, зарядом з проміжками та зарядом у рукавах, які обумовлюються критеріями максимального тиску продуктів вибуху, виходу негабариту та завищення підосви уступу. Тому одним з найважливіших напрямків підвищення ефективності руйнування гранітів на кар'єрі є правильний вибір заряду вибухових речовин при підриванні. Для вибору оптимального способу підривання пропонується застосування методу аналізу ієрархій з ранжуванням критеріїв.

Аналіз досліджень та публікацій. Метод аналізу ієрархій (МАІ) застосовується для визначення вагових коефіцієнтів параметрів процесу, продукту або послуги. Сутність методу аналізу ієрархій [1] полягає в наступному. Маємо деяку мету і сукупність методів, які забезпечують досягнення мети. Обрана мета розкладається на ряд складових завдань або критеріїв. Обрані критерії попарно порівнюються між собою і визначається відносна ступінь важливості кожного критерію в парі. На основі отриманої матриці порівнянь визначається відносна величина ступеня важливості кожного з критеріїв для досягнення поставленої мети загалом. Аналогічно шляхом попарного порівняння для кожного з критеріїв формуються матриці способів, на основі яких визначається ступінь відповідності кожного способу кожному з критеріїв. У подальшому з урахуванням ступеня важливості кожного критерію визначається ваговий коефіцієнт кожного зі способів для досягнення мети. Таким чином, МАІ полягає у виконанні наступних дій: структуруванні задачі у вигляді ієрархічної структури з декількома рівнями; виконанні попарних порівнянь елементів кожного рівня; визначенні коефіцієнтів важливості для кожного рівня; підрахунку комбінованого вагового коефіцієнта і визначенні найкращого варіанта.

Постановка завдання. Задачею дослідження є вибір та обґрунтування способу підривання гранітного масиву із застосуванням методу аналізу ієрархій з метою підвищення якості й ефективності руйнування гірських порід.

Викладення матеріалу та результати. Задачу вибору способу підривання гранітного масиву можна розглядати як задачу прийняття рішень, тому для прийняття рішень можливе застосування методу аналізу ієрархій. Як спосіб руйнування масиву розглядаються способи підривання суцільним зарядом (P_1), зарядом з проміжками (P_2) і зарядом у рукавах (P_3). Для досягнення поставленої мети прийняті наступні вихідні критерії: максимальний тиск продуктів вибуху (H_1), вихід негабариту (H_2), завищення підосви уступу (H_3).

Задача вирішується за таких вихідних даних: застосована вибухова речовина – грамоніт 79/21, висота уступу, де проводяться вибухові роботи, – 15 м. Проведено порівняння способів підривання масиву, що наведені вище, за обраними критеріями.

Максимальний тиск продуктів вибуху $P_{\max}$ визначається за формулою [2]

$$P_{\max} = 0.125 \cdot \rho_{BP} \cdot D_{ce}^2,$$

де ρ_{BP} – щільність вибухової речовини, кг/м^3 ; D_{ce} – діаметр свердловини, м.

На основі розрахунків максимальний тиск для суцільного заряду становить 1,54 ГПа при $v_{det} = 3600 \text{ м/с}$ та $\rho_{BP} = 950 \text{ кг/м}^3$ [3]; максимальний тиск для заряду з проміжками 1,08 ГПа, що складає 70% від максимального тиску суцільного заряду при $l_{ce} = 15 \text{ м}$, $l_3 = 10 \text{ м}$, $l'_3 = 7 \text{ м}$, $l_{np} = 3 \text{ м}$; максимальний тиск для заряду в рукавах становить 0,99 ГПа, тобто 64% від максимального тиску суцільного заряду при $S_{ce} = 0,049 \text{ м}^2$, $D_{ce} = 0,25 \text{ м}$ та при $S_{ce} = 0,0314 \text{ м}^2$, $D_{ce} = 0,20 \text{ м}$.

Другим критерієм для ранжування обрано вихід негабариту, який за даними експериментальних досліджень складає для суцільного заряду 5 %, для заряду з проміжками - 7 %, для заряду в рукавах – 6 %. Третім критерієм є завищення підосви уступу, яке за експериментальними даними складає для суцільного заряду – 0 м, для заряду з проміжками - 0,05 м, для заряду в рукавах - 0,3 м.

У цьому випадку кількість обраних критеріїв – 3, кількість застосованих способів – 3, а людина, що приймає рішення, достатньо компетентна. Ранжування являє собою розташування критеріїв у порядку зростання ступеня їх важливості. Прийняті для оцінки бали позначають ступінь важливості для критеріїв або ступінь відповідності способу обраному критерію: 1 – низька, 2 – середня, 3 – висока. Інші градації мають проміжне значення.

Кожному критерію й способу привласнюються бали або ранги, що заносяться в матрицю логічного ранжирування критеріїв порівняння. Результати заносяться до табл. 1.

Таблиця 1

Ступінь важливості критеріїв

Критерій	Максимальний тиск продуктів вибуху, H_1	Вихід негабариту, H_2	Завищення підшви уступу, H_3
	$a_0^1 = 2$	$a_0^2 = 3$	$a_0^3 = 1$
1. Суцільний заряд, P_1	$a_1^1 = 1$	$a_1^2 = 3$	$a_1^3 = 3$
2. Заряд з проміжками, P_2	$a_2^1 = 2$	$a_2^2 = 1$	$a_2^3 = 3$
3. Заряд у рукавах, P_3	$a_3^1 = 3$	$a_3^2 = 2$	$a_3^3 = 3$

Примітка: а – бали (ранги); індекси: верхній – номер критерію, нижній – номер способу.

Подальший алгоритм відповідає класичному методу аналізу ієрархій. Для критеріїв заповнюється матриця і визначається ступінь важливості (табл. 2).

Таблиця 2

Матриця відносного ступеня важливості критеріїв

Спосіб заряджання свердловин	Максим. тиск продуктів вибуху, H_1	Вихід негабариту, H_2	Завищення підшви уступу, H_3	Середнє геометричне або вага критерію	Ступінь важливості критерію
Максим. тиск продуктів вибуху, H_1	$A_0^{11} = \frac{a_0^1}{a_0^1} = 1$	$A_0^{12} = \frac{a_0^1}{a_0^2} = \frac{2}{3}$	$A_0^{13} = \frac{a_0^1}{a_0^3} = 2$	$B_0^1 = \left(A_0^{11} \cdot A_0^{12} \cdot A_0^{13} \right)^{\frac{1}{3}} = 1,1$	$M_0^1 = \frac{B_0^1}{B_0} = 0,33$
Вихід негабариту, H_2	$A_0^{21} = \frac{a_0^2}{a_0^1} = \frac{3}{2}$	$A_0^{22} = \frac{a_0^2}{a_0^2} = 1$	$A_0^{23} = \frac{a_0^2}{a_0^3} = 3$	$B_0^2 = \left(A_0^{21} \cdot A_0^{22} \cdot A_0^{23} \right)^{\frac{1}{3}} = 1,65$	$M_0^2 = \frac{B_0^2}{B_0} = 0,50$
Завищення підшви уступу, H_3	$A_0^{31} = \frac{a_0^3}{a_0^1} = \frac{1}{2}$	$A_0^{32} = \frac{a_0^3}{a_0^2} = \frac{1}{3}$	$A_0^{33} = \frac{a_0^3}{a_0^3} = 1$	$B_0^3 = \left(A_0^{31} \cdot A_0^{32} \cdot A_0^{33} \right)^{\frac{1}{3}} = 0,55$	$M_0^3 = \frac{B_0^3}{B_0} = 0,17$
Сума				$B_0 = B_0^1 + B_0^2 + B_0^3 = 3,30$	$M_0 = M_0^1 + M_0^2 + M_0^3 = 1$

Аналіз розрахунків відносного ступеня важливості обраних критеріїв для вибору способу підривання показав, що найбільшу вагу (1,65) має критерій виходу негабариту, а найменшу (0,55) має критерій завищення підшви уступу. Відносний ступінь важливості обраних критеріїв наведено на рис. 1.



Рис. 1. Відносний ступінь важливості обраних критеріїв для вибору способу підривання свердловин

Найбільший ступінь важливості обраних критеріїв для вибору способу підривання має критерій виходу негабариту - 0,50, далі йдуть: критерій максимального тиску продуктів вибуху – 0,33, критерій завищення підшви уступу – 0,17.

Для попарного порівняння способів підривання заповнюються відповідні матриці по кожному з критеріїв (табл. 3-5).

Таблиця 3

Ступінь важливості способів підривання за критерієм максимального тиску продуктів вибуху (H_1)

Спосіб заряджання свердловини	Суцільний заряд, P_1	Заряд з проміжками, P_2	Заряд у рукавах, P_3	Середнє геометричне (вага)	Ступінь відповідності критерію 1
Суцільний заряд, P_1	$A_{11}^1 = \frac{a_1^1}{a_1^1} = 1$	$A_{12}^1 = \frac{a_1^1}{a_2^1} = \frac{1}{2}$	$A_{13}^1 = \frac{a_1^1}{a_3^1} = \frac{1}{3}$	$B_1^1 = \left(A_{11}^1 \cdot A_{12}^1 \cdot A_{13}^1 \right)^{\frac{1}{3}} = 0,55$	$M_1^1 = \frac{B_1^1}{B^1} = 0,17$
Заряд з проміжками, P_2	$A_{21}^1 = \frac{a_2^1}{a_1^1} = 2$	$A_{22}^1 = \frac{a_2^1}{a_2^1} = 1$	$A_{23}^1 = \frac{a_2^1}{a_3^1} = \frac{2}{3}$	$B_2^1 = \left(A_{21}^1 \cdot A_{22}^1 \cdot A_{23}^1 \right)^{\frac{1}{3}} = 1,10$	$M_2^1 = \frac{B_2^1}{B^1} = 0,33$
Заряд у рукавах, P_3	$A_{31}^1 = \frac{a_3^1}{a_1^1} = 3$	$A_{32}^1 = \frac{a_3^1}{a_2^1} = \frac{3}{2}$	$A_{33}^1 = \frac{a_3^1}{a_3^1} = 1$	$B_3^1 = \left(A_{31}^1 \cdot A_{32}^1 \cdot A_{33}^1 \right)^{\frac{1}{3}} = 1,65$	$M_3^1 = \frac{B_3^1}{B^1} = 0,50$
Сума				$B^1 = B_1^1 + B_2^1 + B_3^1 = 3,30$	$M^1 = M_1^1 + M_2^1 + M_3^1 = 1$

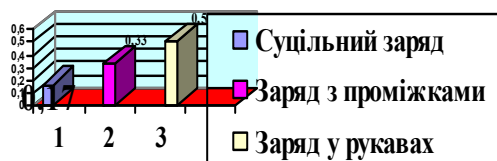


Рис. 2. Відносний ступінь відповідності способів підривання критерію 1

Аналіз розрахунків відносного ступеня відповідності способів підривання критерію 1 (критерію максимального тиску продуктів вибуху) показав, що максимальне значення

має спосіб підривання зарядами в рукавах – 0,50, а мінімальне – спосіб підривання суцільними зарядами – 0,17 (рис. 2).

Таблиця 4

Ступінь важливості способів підривання за критерієм виходу негабариту (H_2)

Спосіб заряджання свердловини	Суцільний заряд, P_1	Заряд з проміжками, P_2	Заряд у рукавах, P_3	Середнє геометричне (вага)	Ступінь відповідності критерію 2
Суцільний заряд, P_1	$A_{11}^2 = 1$	$A_{12}^2 = 3$	$A_{13}^2 = \frac{3}{2}$	$B_1^2 = 1,65$	$M_1^2 = 0,50$
Заряд з проміжками, P_2	$A_{21}^2 = \frac{1}{3}$	$A_{22}^2 = 1$	$A_{23}^2 = \frac{1}{2}$	$B_2^2 = 0,55$	$M_2^2 = 0,17$
Заряд у рукавах, P_3	$A_{31}^2 = \frac{2}{3}$	$A_{32}^2 = 2$	$A_{33}^2 = 1$	$B_3^2 = 1,10$	$M_3^2 = 0,33$
Сума				$B^2 = 3,30$	$M^2 = 1,0$

Аналіз розрахунків відносного ступеня важливості способів підривання за критерієм 2 показав, що найбільшу вагу (1,65) має суцільний заряд зі ступенем важливості (0,50), найменшу вагу (0,55) при важливості (0,17) має заряд з проміжками (рис. 3).

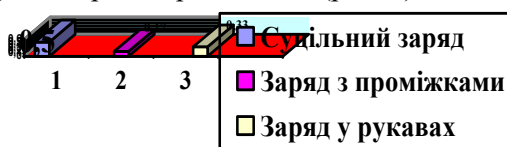


Рис. 3. Відносний ступінь відповідності способів підривання критерію 2

Таблиця 5

Ступінь важливості способів підривання за критерієм завищення підосви уступу (H_3)

Спосіб заряджання свердловини	Суцільний заряд, P_1	Заряд з проміжками, P_2	Заряд у рукавах, P_3	Середнє геометричне (вага)	Ступінь відповідності критерію 2
Суцільний заряд, P_1	$A_{11}^3 = 1$	$A_{12}^3 = 1$	$A_{13}^3 = 1$	$B_1^3 = 1$	$M_1^3 = 0,33$
Заряд з проміжками, P_2	$A_{21}^3 = 1$	$A_{22}^3 = 1$	$A_{23}^3 = 1$	$B_2^3 = 1$	$M_2^3 = 0,33$
Заряд у рукавах, P_3	$A_{31}^3 = 1$	$A_{32}^3 = 1$	$A_{33}^3 = 1$	$B_3^3 = 1$	$M_3^3 = 0,33$
Сума				$B^3 = 3$	$M^3 = 1,0$

Аналіз розрахунків відносного ступеню відповідності способів підривання критерію 3 (критерію завищення висоти уступу) показав, що всі критерії мають однакову вагу, яка становить 1, та однаковий ступінь відповідності – 0,33.

Підсумкове значення вагових коефіцієнтів для вибору оптимального способу підривання гранітних масивів за певними критеріями наведено у табл. 6.

Таблиця 6

Значення вагових коефіцієнтів

	Макс. тиск продуктів вибуху, H_1	Вихід негабариту, H_2	Завищення підосви уступу, H_3	Ваговий коефіцієнт
Суцільний заряд, P_1	$M_1^1 = 0,17$	$M_1^2 = 0,50$	$M_1^3 = 0,33$	$N_1 = M_1^1 \cdot M_0^1 + M_1^2 \cdot M_0^2 + M_1^3 \cdot M_0^3 = 0,362$
Заряд з проміжками, P_2	$M_2^1 = 0,33$	$M_2^2 = 0,17$	$M_2^3 = 0,33$	$N_2 = M_2^1 \cdot M_0^1 + M_2^2 \cdot M_0^2 + M_2^3 \cdot M_0^3 = 0,250$
Заряд у рукавах, P_3	$M_3^1 = 0,50$	$M_3^2 = 0,33$	$M_3^3 = 0,33$	$N_3 = M_3^1 \cdot M_0^1 + M_3^2 \cdot M_0^2 + M_3^3 \cdot M_0^3 = 0,386$
Ступінь важливості критеріїв	$M_0^1 = 0,33$	$M_0^2 = 0,50$	$M_0^3 = 0,17$	

Аналіз розрахунків вагових коефіцієнтів для розглянутих способів підривання показав, що найбільше значення (0,386) має спосіб підривання зарядами в рукавах, а найменше (0,250) спосіб підривання зарядами з проміжками (рис. 4.)

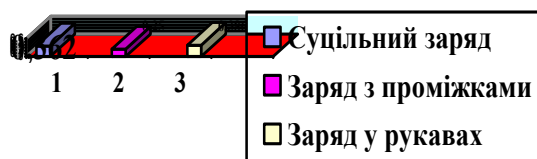


Рис. 4. Вагові коефіцієнти для вибору способу підривання

Висновки та напрямок подальших досліджень. 1. На основі методу аналізу ієрархій проведено порівняння способів підривання гранітних масивів суцільним зарядом, зарядом з проміжками та зарядом у рукавах відповідно до критеріїв максимального тиску продуктів вибуху, виходу негабариту, завищення підшви уступу.

2. Аналіз розрахунків відносного ступеня важливості обраних критеріїв показав, що найбільшу вагу (1,65) має критерій виходу негабариту, а найменшу (0,55) має критерій завищення підшви уступу.

3. У результаті порівняння встановлено, що ваговий коефіцієнт для способів підривання в суцільних зарядах, зарядах з проміжками та зарядах у рукавах складає відповідно 0,362; 0,250 та 0,386.

4. Згідно з оцінкою ступеня важливості кожного способу ведення вибухових робіт встановлено, що найкращим способом ведення вибухових робіт при руйнуванні гранітних масивів є спосіб підривання зарядами в рукавах, оскільки він має найбільший ваговий коефіцієнт 0,386.

Список літератури

1. Саати Т. Принятие решений. Метод анализа иерархий [Текст] /Т. Саати – М.: Радио и связь, 1993. – 254 с.
 2. Ефремов Э.И. Справочник по взрывным работам [Текст] /Э.И. Ефремов, А.А. Вовк, - К.: Наукова думка, 1983. – 227 с.
 3. Друкованый М.Ф. Буровзрывные работы на карьерах [Учебник] /М.Ф. Друкованый, В.И. Ильин, Э.И. Ефремов – М.: Недра, 1978. – 390 с.
- Рукопис подано до редакції 19.03.12
УДК 622.83

Б.Ф. КУЧЕР, Д.Ф. МОЙСЕЕВ, "ГПИ "Кривбасспроект",
А.В. САЗОНОВ, ООО "Индустриальная группа - Магнетит"

ОБРАЗОВАНИЕ ВОРОНОК-ПРОВАЛОВ В КАРЬЕРЕ ПАО «ЦГОК»

Проведен анализ случаев образования провалов-воронок в подработанном подземными горными работами железорудном карьере. Определено условие (критерий) появления воронок, позволяющее прогнозировать «выход» новых воронок. Предложены меры безопасного ведения горных работ над подземными пустотами.

Ключевые слова: провалы, воронки, свод обрушения, разведка и погашение пустот, контроль потолочины над пустотами, безопасность ведения работ над пустотами.

Карьер № 1 ПАО "ЦГОК" отрабатывает месторождение магнетитовых кварцитов. На расстоянии 300-600 м от контура восточного борта и дна карьера шахтой "Октябрьская" ПАО "Кривбассжелезрудком" отрабатываются залежи природно-богатых руд системами с обрушением руды и вмещающих пород.

От подземных горных работ в карьере внезапно образуются воронки провалы (рис.1), которые представляют опасность для ведения горных работ в карьере.

Провалы поверхности происходят в течение 1-10 и более лет после отработки.

Для принятия мер безопасности необходимо определить условия образования воронок.

По условиям образования воронки делятся [1] на первичные и вторичные.

Первичные воронки – воронки обрушения, до появления которых земная поверхность не имела опасной деформации. Эти воронки образуются при отработке слепых залежей, при отработке верхних горизонтов залежей, выходящих под наносы, при погашении потолочин и междокамерных целиков.



Рис.1. Воронка-провал на восточном борту карьера ЦГОКа, образовавшаяся 08.07.1982 г. по 78 оси ш. "Октябрьская"

На образование первичных воронок влияет много факторов. Основные из них следующие:

физико-механические свойства покрывающей толщи горных пород (структура, крепость, коэффициент разрыхления);

геологические условия залегания пород (наличие тектонических нарушений, даек, зон выветривания, трещиноватость);

размеры и форма выработанного пространства; мощность обрабатываемых залежей, суммарная мощность сближенных параллельных залежей; глубина залегания рудного тела – отработки.

Вторичные воронки – воронки, образующиеся в

зоне трещин и террас.

Образованию вторичных воронок способствует [1]:

оставление в выработанном пространстве рудных и безрудных целиков, нарушающих нормальное (равномерное) развитие процесса сдвига пород подработанной толщи;

разработка комплекса залежей сложного строения;

обрушение междупластья при разработке сближенных залежей;

неравномерный по площади выпуск руды из обрушенных блоков.

В связи с разнообразием влияющих факторов, сложностью их учета не разработаны теоретически обоснованные методы расчета образования воронок. Поэтому применяются эмпирические формулы.

Для условий разработки Криворожских железорудных залежей подземным способом "Правилами..." [1] установлены следующие критерии условия образования воронок.

При разработке слепых залежей образование первичных воронок определяется по формуле

$$K_{\partial} = \frac{V_o + V_{\partial}}{V_o} > 1,15, \quad (1)$$

где V_o - объем коренных пород в области свода обрушения; V_{∂} - объем выработанного пространства.

Условие образования вторичных воронок

$$H_{\partial}/m_{\partial} \leq 15, \quad (2)$$

где H_{∂} - вертикальная мощность налегающих пород (без наносов); m_{∂} - вертикальная мощность рудного тела (или суммарная вертикальная мощность выемки сближенных залежей).

В ранее выполненных исследованиях [2] и "Правилах..." 1968г. [3] возможность образования первичных воронок при разработке слепых залежей определялась условиями

$$H_{\zeta} \leq 2,5\ell \text{ или } H_{\zeta} \leq 10m_{\partial}, \quad (3)$$

где H_{ζ} - глубина залегания верхнего контура залежи (выемки) от контакта коренных пород с наносами; ℓ - пролет, меньший из двух размеров залежи (выемки) в плоскости пласта (длина выемки по простиранию или наклонная длина ее по падению); m_{∂} - наибольшая вертикальная мощность залежи (выемки).

Институтом ВНИМИ [4] в результате обобщения случая образования воронок при разработке "слепых" залежей Кривбасса получены условия образования первичных воронок

$$\frac{H}{m_{\partial}} < 10; \frac{H'}{L'} < 4; \frac{H'}{n} < 4, \quad (4)$$

где H' - мощность коренных пород над верхним контуром отработки.

Авторами [5] предлагается определять условия образования воронок по трем графикам в осях H/m_{∂} и H/L , которые образуют замкнутую область, где H - глубина отработки; L - пролет (наименьший размер) выработанного пространства; m_{∂} - вертикальная мощность выработанного пространства.

Критерии других авторов (Риттера В., Слесарева В., Акимова А., Ковалева,) теории свода обрушения для однородного массива, применимы и для слоистого строения массива при усреднении прочностных свойств горных пород.

Наблюдения за процессом сдвижения массива горных пород при подземных разработках рудных месторождений, а также моделирование этих процессов в лабораторных условиях показывают, что обрушения массива горных пород происходят с образованием свода над выработкой [6].

Сущность образования свода, по В. Риттеру [7], заключается в отрыве от вышележащей толщи пород ядра свода под действием собственного веса. Свод естественного равновесия в однородной среде имеет параболический вид и теоретическое обоснование к нему дано В. Риттером. Высота свода обрушения как однородной, так и слоистой среды пропорциональна квадрату пролета выработки.

Задача заключается в определении формы кривой, ограничивающей свод обрушения, и в определении коэффициента пропорциональности (коэффициент устойчивости массива – С) для конкретных прочностных свойств подработанного массива.

Определяющими факторами в образовании воронок, обрушении поверхности над пустотами являются: устойчивость пород кровли, площадь (эквивалентный пролет) обнажения, высота пустоты. Первые два критерия определяют возможность обрушения поверхности, последний – определяет глубину провала, воронки.

Определим критерии образования воронок для условий восточного борта карьера №1 по фактическим случаям (рис. 2а,б) и характеристикам геометрических параметров воронок, образовавшихся на восточном борту карьера №1, представленных в табл. 1.

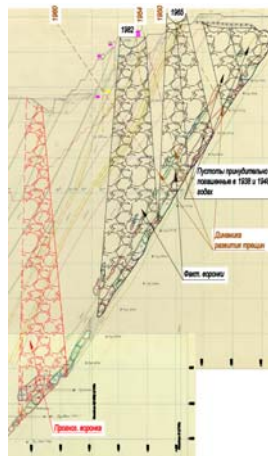


Рис. 2. Разрез по оси 68

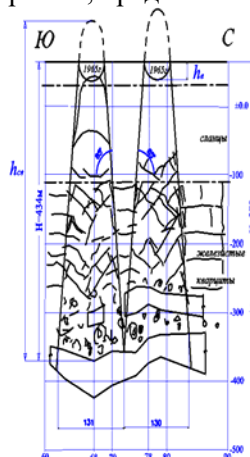


Рис. 3. Разрез (по ЛСП+300) по простиранию залежи в осях 60-90

Таблица 1

Геометрические параметры образовавшихся воронок

Номер воронки	Место, дата образования воронки	Диаметр воронки, м	Н- глубина до верха отработки в центре воронки, м	п- размер отработки по простиранию залежи, м	L _г - горизонтальная проекция отработки на разрезе вкост простирания, м	L _{накл} - наклонная проекция отработки на разрезе вкост простирания, м	L _{экв} - эквивалентный пролет отработки на , м	Коэффициент устойчивости массива $C_{cp} = n/(L_{экв}^2 \cdot d^2)$
1	м.о. 90 «Б» - ЛСП 350 м, 1960 г.	30	350	100	125	219	91	0,047
2	м.о. 100 «Б» - ЛСП 490 м, 1968 г.	47	526	150	180	316	136	0,032
3	м.о. 128 «Б» - ЛСП 670 м, 1969 г.	34	570	120	190	333	113	0,049
4	М.о 36 «О» - ЛСП 135 м, 1963 г.	50	100	70		250	67	0,050
5	м.о. 68 «О» - ЛСП 405 м, 1965 г.	68	434	131	180	286	119	0,046
6	м.о. 68 «О» - ЛСП 540 м, 1982 г.	40	646	126	215	377	120	0,050
7	м.о. 78 «О» - ЛСП 375 м, 1965 г.	54	400	130	135	237	114	0,040
8	м.о. 78 «О» - ЛСП 570 м, 1969 г.	16	674	85	135	237	80	0,110
9	м.о. 81 «Б» - ЛСП 290 м	32	330	90	135	237	84	0,055
10	м.о. 34 «О» - ЛСП 440 м, 1977 г.	23	450	75	100	159	68	0,110

В двух случаях был получен коэффициент устойчивости равный 0,110, в два раза превышающий все остальные. Это объясняется наличием участков, где провалы образовались в зоне террас и трещин, т.е. в зоне с интенсивным нарушением массива плоскостями смещения природного и техногенного происхождения.

По полученным значениям коэффициента устойчивости и эквивалентному пролету обнажения построены графики зависимости высоты устойчивого свода от эквивалентного пролета обнажения (рис. 4). Уравнение (кривая 1) аппроксимирует эту зависимость для случаев интенсивного нарушения массива террасами и плоскостями разрыва природного и техногенного происхождения с коэффициентом устойчивости, равным ($C=0,11$), кривая 2 – для случаев подработанного массива в зоне сдвижения и трещин ($C=0,55$), а кривая 3 – для неподработанного массива согласно "Правил ..." [1] ($C=0,008$).

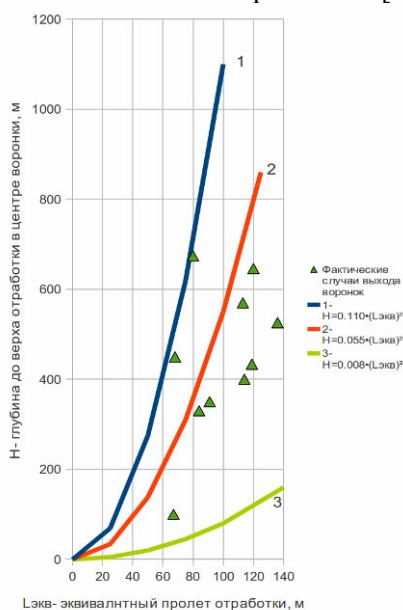


Рис. 4. График зависимости высоты устойчивого свода H от эквивалентного пролета обнажения $L_{\text{экв}}$

В представленных в табл. 1 случаях образования воронок глубина воронки (провала) составляла 0,4-0,5 m_v - вертикальной мощности отработки.

Значения коэффициента устойчивости, представленные в таблице и на рис. 4, позволяют определять параметры устойчивого свода в массиве для конкретных горно-геологических условий карьера №1 ПАО "ЦГОК". Использование коэффициента устойчивого свода позволяет оценить опасность пустоты на предмет образования воронки и провала в карьере

Процесс обрушения в массиве развивается послойно в течение многих лет. "Всплытие" пустоты может быть обнаружено геофизическими наблюдениями. В частности, над залежью "№ 8 ЦПЗ" положение пустоты контролировалось режимными гравиметрическими наблюдениями. В мае 1986 г. над этой залежью было зафиксировано уменьшение силы тяжести,

которое в декабре достигло 0,6-0,8 мГл. Участок карьера над отработанной залежью был закрыт. В середине 1987 г. на поверхности образовался провал размером в плане 45×55 м [8].

В этом периоде мы разведкой (геофизика и бурение скважин) определяем размеры обнажений. По этим критериям определяем высоту устойчивого свода. Если свод достигает поверхности, то принимаются меры для погашения пустоты, чтобы предотвратить образования воронок (провала). В случае если необходимо на короткое время выполнить горные работы над пустотой, проводится мониторинг состояния потолочины.

Меры безопасности работ над пустотами заключаются в следующем:

расчетами по вышеизложенной методике в местах предполагаемых пустот определяются размеры устойчивого свода (свода обрушения);

проводится разведка предполагаемых пустот геофизическими методами (АМТЗ, РАП, гравиразведка);

по результатам геофизической разведки в местах аномалий уточняются положение и размеры пустоты путем бурения разведочных скважин.

При выявлении пустоты опасных размеров принимается решение о погашении пустот (засыпкой и закладкой через закладочный шурф, подрывкой потолочины). В случае выявления пустоты с высотой менее двух метров (глубина воронки по критерию $0,5m_v$ составит менее 1 м) пустота может не погашаться.

Горные работы в местах возможного образования воронок производятся с применением режимных гравиметрических наблюдений.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок в Криворожском железорудном бассейне. Изд. ВНИМИ, Л. -1975.- 67 с.
2. Влияние подработки (подземных работ) на деформацию бортов карьеров ЦГОКа. Отчет о НИР №112: ВНИМИ, Ленинград, 1964. - 70 с.

3. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок в Криворожском железорудном бассейне. Изд. ВНИМИ, Л., 1968. - 71 с.
 4. Исследование устойчивости бортов карьеров Криворожского бассейна (карьера НКГОК'а и ЦГОК'а). Отчет о НИР №106: ВНИМИ, Ленинград, 1964. - 165 с.
 5. Сдвигание горных пород и земной поверхности при разработке рудных залежей Криворожского бассейна / **К.К. Бойчук, А.Л. Монахов, В.Н. Романенко, А.В. Сазонов** // В кн.: IX международный конгресс по маркшейдерскому делу, Чешская республика, Прага. 18-22 июня 1994г. Том-доклады, 1994 г.- С. 542-544.
 6. **Куликов В.В.** Выпуск руды. М., Недра, 1980. - 303 с.
 7. **W. Ritter.** Die Stalik der Nunnelgewlbe. Berlin, 1879.
 8. Геофизика в маркшейдерском деле. **Сазонов В.А., Сосик Д.И.** - М.: Недра, 1989. - 120 с.
- Рукопис подано до редакції 19.03.12

УДК 658.38

Н.Ю. ШВАГЕР, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К ОЦЕНКЕ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ И ГРУППОВЫХ ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ РИСКОВ

В статье изложены современные методы изучения профессиональных рисков, что позволяет актуально оценить объемы финансовых страховых ресурсов для компенсации утраты заработков и финансирования лечебных, оздоровительных и реабилитационных мероприятий.

Вступление. Масштаб анализа профессиональных рисков обусловлен сложной природой, значительным их многообразием, труднопредсказуемыми и длительными последствиями. Так, специалисты МОТ и ВОЗ выделяют более 150 классов профессиональных рисков и приблизительно 1 тыс. их видов, которые представляют реальную опасность для 2 тыс. различных профессий [1]. При этом считается, что данная классификация является неполной и охватывает только отдельные аспекты безопасности и гигиены труда.

Столь широкое распространение профессиональных рисков объясняется высоким уровнем развития индустриального труда, когда активное применение техники и технологии, химических и биологических веществ, различных видов энергии и проникающего излучения приводит к тому, что практически все сферы жизнедеятельности людей (в том числе и непроизводственные) буквально пронизаны рисками.

Анализ публикаций. Многие ученые говорят о том, что полностью избежать рискованных ситуаций в процессе труда в сфере материального производства сегодня уже невозможно. Так, Э. Гидденс считает риск одной из атрибутивных черт "высокой современности", которая характеризуется принципиальной неуправляемостью целого ряда ситуаций и процессов, угрожающих не отдельным индивидам и небольшим сообществам, а человечеству в целом.

Риск, по мнению У.Бека, - это всеобъемлющая характеристика общества на определенном уровне его развития, которое после индустриального и постиндустриального этапов превращается в "общество риска". Суть "общества риска" состоит в том, что логика производства индустриального общества (накопление и распределение богатства) трансформируется в логику производства массового распространения рисков, порождаемых научно-техническими системами. Растущие по масштабам и сфере распространения риски приводят к обесцениванию произведенного обществом богатства, порождают глобальную нестабильность, неопределенность и в конечном счете подрывают сам принцип рыночного хозяйства [2].

Интерес к природе различных видов риска стал предметом профессиональной деятельности специалистов различных областей знаний. Круг категорий риска, его понятийный аппарат существенно расширился. Помимо традиционных видов риска, все большее внимание уделяется таким его разновидностям, как цивилизационные, техногенные, политические и модернизационные риски. При этом риски изучаются применительно к различным объектам и субъектам и разным условиям: риск - индивид; риск - профессиональная группа работающих; риск - популяция целой территории (население страны и группы стран).

Изложение материала. Основным понятием, характеризующим степень защищенности от влияния риска, является безопасность. Данная категория имеет целеполагающее значение для управления риском (например, профессиональным его видом) и обеспечения максимально возможной степени защищенности социальных систем от экономических и технологических воздействий. Такая

трактовка безопасности соответствует содержанию английских терминов "safety" и "security", данных в Толковом словаре английского языка Уэбстера, которые выделяют характеристики защищенности объекта (субъекта) от внешних угроз (нападений, вмешательства), надежности защиты, включая даже такую ее специфическую форму, как страхование.

Изучение темы профессиональных рисков – одной из разновидностей техногенных рисков – особенно актуально. В первую очередь это связано со становлением страховых механизмов обязательного социального страхования от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний, формированием обязательных профессиональных пенсионных систем.

Выявление вероятности проявления профессиональных рисков во времени, определение тяжести их последствий для определенных групп работающих и отдельных работников позволяет принимать меры по профилактике и минимизации рисков, актуально оценить объемы финансовых страховых ресурсов для компенсации утраты заработков и финансирования лечебных, оздоровительных и реабилитационных мероприятий.

Только с помощью современных методов изучения профессиональных рисков возможно получить правильное представление о субъектах социальной защиты, определить приоритеты государственной социальной политики, распределить финансовое бремя по организации социальной защиты между основными субъектами, разработать адекватную текущим условиям модель управления охраной труда. Кроме того, оценка макроэкономических последствий профессиональных рисков позволяет вырабатывать рекомендации при проектировании оборудования и технологических процессов (эргономический подход), а также стратегические ориентиры при разработке инвестиционных программ.

Профессиональный риск - $R_{пр}$ складывается из следующих основных составляющих: риска повреждения вследствие травм различной степени тяжести - $R_{тр}$, выделяя летальный исход - $R_{см}$, риска повреждения здоровья вследствие профессиональных заболеваний - $R_{пз}$ и обусловленного вредными условиями труда, тяжестью и напряженностью трудового процесса скрытого риска повреждения здоровья - $R_{скр}$; описывается следующей зависимостью:

$$R_{пр} = R_{см} + R_{тр} + R_{пз} + R_{скр}$$

На основании этого структурная схема профессионального риска включает в себя как проявленные составляющие в виде производственных травм и профессиональных заболеваний, так и скрытые формы повреждения здоровья.

Уровень профессионального риска характеризуют:

вероятность (частота для данной профессиональной группы работающих за определенный период времени) наступления страховых случаев, приводящих к утрате заработков из-за несчастных случаев на производстве;

виды (нозология) и продолжительность повреждения здоровья (утраты трудоспособности);

набор компенсационных выплат, медицинских и реабилитационных услуг, требующихся для конкретной профессиональной группы работающих.

На уровне предприятий управление профессиональным риском включает набор различных приемов: измерение концентрации пыли и уровня содержания химических веществ в воздухе рабочей зоны, проведение биомаркерного мониторинга, регистрацию происшествий.

Все используемые в настоящее время модели оценки профессионального риска можно условно разделить на 3 группы [3,4]:

теоретические (математические); управленческие; экономические.

Первый тип модели оценки риска базируется на показателях профессиональной и профессионально обусловленной заболеваемости, не учитывает производственный травматизм, требует проведения специальных разовых исследований с последующим сравнением результатов с контрольными показателями, методология получения которых не отработана. В сущности, это разовые, локальные исследования.

При втором типе модели оценки риска в организации создаются специальные рабочие группы с включением в них менеджеров различных уровней и работников, т.е. персонала организации, которые затем по специальным опросным листам оценивают наличие или отсутствие риска на рабочих местах простым выбором из готовых вариантов либо экспертно. Количественная оценка риска не проводится. Заключение о наличии риска и необходимых мерах для его минимизации принимается непосредственно в ходе его оценки либо сразу после окончания процедуры.

Третий тип модели оценки риска в организации используется в системе обязательного социального страхования и основан на учете всех затрат, проведенных в организациях отрасли (подотрасли) вследствие профессиональных заболеваний и несчастных случаев на производстве в истекшем году. Данный метод не эффективен из-за неоправданно низкого уровня профессиональной заболеваемости и производственного травматизма в стране, уровень профессиональной заболеваемости имеет к тому же выраженную тенденцию к снижению.

Крайне низкий уровень профессиональной заболеваемости и травматизма не позволяет использовать эти показатели как основные критерии профессионального риска, потому что:

не менее 80% профзаболеваний скрыто в общей заболеваемости работников;

единичные случаи их выявления обесценивают значимость самих показателей и доводят до абсурда оценку эффективности профилактики: например, если на 5000 работников было выявлено 4 профзаболевания, то это в 5 раз выше среднего показателя, т.е. «очень много»;

если в следующем году будет 2 случая - значит «в 2 раза снизили профзаболеваемость».

Существует методика оценки индивидуального профессионального риска (ИПР) в зависимости от условий труда и состояния здоровья работника [5].

$$\text{ИПР} = (v_1 \cdot \text{ИОУТ} + v_2 \cdot Z_d + v_3 \cdot B + v_4 \cdot C_T) \cdot P_{\text{тр}} \cdot P_{\text{пз}},$$

где ИОУТ – интегральная оценка условий труда на рабочем месте; Z_d – показатель состояния здоровья работника; B – показатель возраста работника; C_T – показатель стажа работы работника во вредных и (или) опасных условиях труда (табл.1); $P_{\text{тр}}$ – показатель травматизма на рабочем месте; $P_{\text{пз}}$ – показатель профессиональной заболеваемости на рабочем месте (табл. 2); v_i – коэффициенты значимости и перевода параметров в относительные величины

Интегральный показатель здоровья работника базируется на отнесении его к одной из пяти групп диспансерного наблюдения по результатам периодического медицинского осмотра.

1 группа

Здоровые работники, не предъявляющие жалоб на состояние здоровья, у которых не выявлены какие-либо заболевания или нарушения функций отдельных органов и систем;

ОРВИ не более 1 раза в год; ВУТ по болезни не более 7 дней в году.

2 группа

Практически здоровые работники с функциональными нарушениями отдельных органов и систем;

ОРВИ не более 2 раз в год; ВУТ по болезни не более 14 дней в году.

3 группа

Работники с компенсированным течением хронических неинфекционных заболеваний, не являющихся противопоказанием для продолжения работы в профессии;

ОРВИ не более 3 раз в год; ВУТ по болезни не более 21 дня в году.

4 группа

Работники с субкомпенсированным течением хронических неинфекционных заболеваний, не являющихся противопоказанием для продолжения работы в профессии;

ОРВИ более 3 раз в год; ВУТ по болезни более 21 дня в году.

5 группа состоит из двух подгрупп:

работники с ранними признаками воздействия на организм вредных факторов рабочей среды и трудового процесса без клинических признаков профессионального заболевания;

работники, у которых по результатам ПМО выявлены общие медицинские противопоказания для продолжения работы в профессии.

Таблица 1

Показатели возраста и стажа работы во вредных и/или опасных условиях труда

Возраст	18-29	30-39	40-49	50-59	60и>
Показатель возраста, В	1	2	3	4	5
Стаж, лет	0-10	11-20	21-30	31-40	41и>
Показатель стажа, Ст	1	2	3	4	5

Показатель травматизма на рабочем месте определяется

$$P_{\text{тр}} = K_c \cdot K_T,$$

где K_c – коэффициент, учитывающий количество случаев травматизма на рабочем месте за истекший год.; $K_c = 1,0 - 1,4$.; K_T – коэффициент, учитывающий тяжесть последствий травмирова-

ния работников на рабочем месте за истекший год. Значение коэффициента K_T определяется по наибольшему значению среди всех коэффициентов K_T на данном рабочем месте; $K_T = 1,0 - 2,0$.

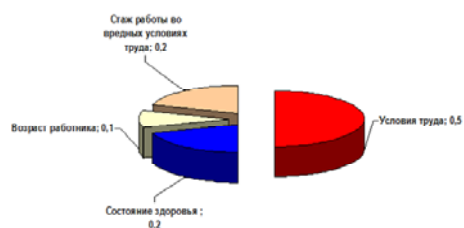
Таблица 2

Показатель профессиональной заболеваемости на рабочем месте

Число случаев проф. заболеваний за истекший год	0	1	2и>
$P_{пз}$	1	1,5	2,0

При расчете ИПР используются весовые коэффициенты w_i параметров, поскольку принятая значимость каждого из факторов, влияющих на формирование риска, неодинакова (рис. 1).

Рис. 1. Весовые коэффициенты показателей ИПР



Интегральный показатель уровня профессионального риска в организации - отношение сумм произведений группового риска на вес профессиональной группы (структурного подразделения) к сумме всех весов профессиональных групп (структурных подразделений) в организации.

Вес профессиональной группы (структурного подразделения) представляет собой величину, обратную среднему квадратическому отклонению от расчетного среднего показателя ИПР в целом по организации.

Общий алгоритм расчета интегрального показателя профессионального риска в организации (УПРО)

$$УПРО = \frac{\sum_{i=1}^N ИПР_i \cdot W_i}{\sum_{i=1}^N W_i}$$

$$W_i = 1/\sigma_i^2$$

Шкала интегрального показателя уровня индивидуального и группового профессионального риска

Значение показателей	Характеристика риска
>0,13	Низкий
0,13-0,21	Средний
0,22-0,39	Высокий
0,40и >	Очень высокий

Методика имеет выраженный модульный характер, т.е. каждый показатель рассчитывают независимо от других, что позволяет менять при необходимости критерии и методы расчета отдельных показателей риска без замены принципа расчета, и учитывает условия труда, травмобезопасность, обеспеченность СИЗ, общее состояние здоровья работника, его возраст и стаж работы, зарегистрированные случаи профессиональных заболеваний и травматизма.

Методика может быть использована для расчета страховых платежей, информирования работника и оценки эффективности профилактических мероприятий.

Апробация расчета индивидуального и коллективного профессионального риска была проведена на примере нескольких структурных подразделений ПАТ «ЮГОК».

Выявлено, что около 70 % работников изученных цехов должны быть отнесены к группе высокого профессионального риска и что этот же уровень определяют, и в целом по организации.

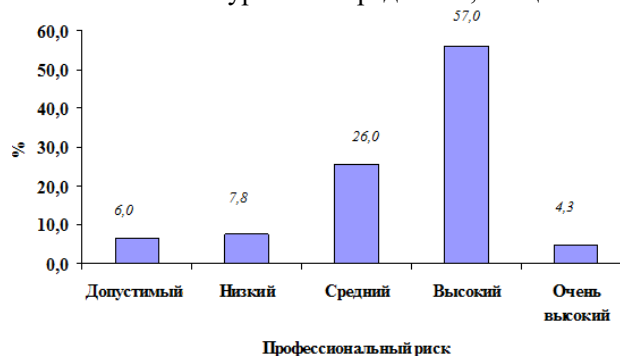


Рис. 2. Распределение работников ПАТ«ЮГОК» по величине индивидуального профессионального риска

Оценка профессионального риска в ПАТ «ЮГОК»

Способ определения	Величина риска	Риск
По профессиям	0,27	Высокий
По структурным подразделениям	0,22	Высокий

Как видно из таблицы, риск, рассчитанный двумя способами, практически совпадает.

Выводы. Таким образом, определение факторов профессионального риска, фундаментальные и прикладные исследования их воздействия на работающих, мониторинг здоровья и безопасности на рабочих местах, организация работы по изучению несчастных случаев и профессиональных заболеваний на государственном уровне и ряд других вопросов входит в круг задач по оценке профессионального риска. На сегодня необходимо:

во-первых, разработать качественно новую для нашей страны систему анализа профессиональных рисков;

во-вторых, сформировать систему взаимосвязанных организационных, медико-социальных, финансовых и правовых механизмов управления профессиональным риском.

Список литературы

1. Руководство по системам управления охраной труда МОТ-СУОТ 2001
2. Профессиональный риск для здоровья работников (Руководство) / Под ред. Н.Ф. Измерова, Э.И. Денисова. – М.: Тривант, 2003. – 448 с.
3. Руководство по оценке профессионального риска для здоровья работников. Организационно-методические основы, принципы и критерии оценки. Р 2.2.1766-03
4. **Муртонен М.** Оценка рисков на рабочем месте – практическое пособие. Тампере, 2007 (Опыт Финляндии. Субрегиональное бюро МОТ для стран Восточной Европы и Центральной Азии. - Москва, 2007)
5. Методика оценки индивидуального профессионального риска (ИПР) в зависимости от условий труда и состояния здоровья работника. НИИ Медицины труда РАМН. Москва. - 2009.

Рукопись поступила в редакцию 17.02.12

УДК 622.062:622.281

Б.Н. АНДРЕЕВ, д-р, техн. наук, профессор, 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-х – 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» (надежности, условий работы, материала 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 тем, что в нормативной базе не была регламентирована классификация состояний строительных объектов и их несущих элементов, которая впервые в нашей стране представлена в 1998 году [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 обследовании 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 аппаратурными 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], мы можем с помощью средств НМК определять лишь фактическую прочность материала конструкций. Переход же от прочности материала конструкций R к их «несущей способности» P_{nc} сегодня осуществляется лишь расчетно-теоретическими методами по правилам строительной механики и сопротивления материалов. В то же время специалистам известно, что такой переход

$$R \Rightarrow P_{nc}, \quad (1)$$

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_{nc} 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 $[P_{nc}]$. Длительная эксплуатация объекта со временем приводит к снижению несущей способности (по разным причинам) его элементов на некоторые величины $\Delta(P_{nc})$, так что фактическая несущая способность P_{nc} элементов объекта становится равной:

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

Далее вводим коэффициент снижения несущей способности η , который определяем

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

Тогда

$$\left. \begin{array}{l} \text{при } \Delta(P_{nc}) = 0 \Rightarrow [P_{nc}] = (P_{nc})_{\phi} \\ \eta = 1 \end{array} \right\}, \quad (7)$$

$$\left. \begin{array}{l} \text{при } \Delta(P_{nc}) > 0 \Rightarrow (P_{nc})_{\phi} \Rightarrow 0 \\ \eta = \infty \end{array} \right\}, \quad (8)$$

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 $(P_{nc})_{\phi}$ 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

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

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.

$$\gamma = \frac{(P_{nc})_{\phi}}{[P_{nc}]} > 1, \quad (13)$$

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 $A-B-C-D$. Логика ее построения заключается в следующем.

Для случая, когда имеются запасы по несущей способности строительного объекта и $\eta \leq 1$, вероятность обрушения объекта P , очевидно, следует принимать равной нулю (точка A на рис. 1).

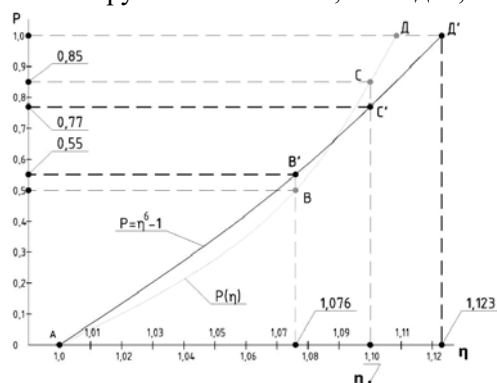


Рис. 1. График функции для зависимости $P=P(\eta)$

требованиями по [1-3].

Точка D (см.рис. 1) получается автоматически по результатам построения зависимости (10) по точкам A, B, C в виде гладкой параболы.

Если принять, что графическое построение зависимости (10) по выше рассмотренным точкам A, B, C, D является достаточно логичным и обоснованным, то можно выполнить аппроксимацию этой зависимости как параболической функции вида

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

в которой должны быть аппроксимированы параметры « A », « B », « C » с максимальным приближением зависимости (14) к графику функции (10), построенной по точкам $A-B-C-D$ (см.рис. 1).

Результат аппроксимации в диапазоне изменения показателя $1 \leq \eta \leq 2$ дает следующее аналитическое выражение для функции (14)

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

Как следует из рис. 1, функция (15), проходящая через точки A, B', C', D' , достаточно близка по своей графической форме к графику, построенному по точкам $A-B-C-D$.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, использование зависимости (10) в виде (15) позволяет в принципе оценивать состояние строительных объектов по критерию снижения их несущей способности функционально связанного с вероятностью риска обрушения зданий и сооружений. Вместе с тем задание функции (10), (15), выполненное авторами данной статьи, должно несомненно подвергаться корректировке другими специалистами-экспертами с учетом особенностей строительных объектов различного назначения.

Очевидно, что использование показателя рисков опасных и аварийных ситуаций вполне оправдано для очень ответственных объектов, аварии на которых потенциально опасны по своим последствиям для людей и окружающей среды.

Целесообразность использования показателя (10), (11), (15) диктуется и тем, что с его помощью может быть в дальнейшем обоснованно задана количественная взаимосвязь между снижением «несущей способности» элементов зданий и сооружений с «состояниями» строительных объектов, регламентируемыми в [3] лишь на качественном уровне, что на практике снижает объективность оценки фактического состояния эксплуатируемых зданий и сооружений при ситуациях (1), (4). Поэтому дальнейшие исследования по применению теории рисков могут дать существенный эффект в повышении надежности эксплуатируемых зданий и сооружений.

Список литературы

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 17.03.12

УДК 622.002.5:622.284.2:622.256

В.Я. КОЗАРІЗ, канд. тех. наук, доц., Р.О.ЧАЙКОВСЬКИЙ, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА СХЕМИ ГІДРОПРИВОДУ КОМПЛЕКСУ МАЛОГАБАРИТНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПІДВІСКИ ОПАЛУБКИ ПРИ ПОГЛИБЛЕННІ СТОЛІВ

Завдання підвищення технологічного рівня в капітальному будівництві є особливо актуальними при спорудженні шахт, де значно зросли обсяги і складність робіт, а також глибина розробки корисних копалин. Мета даної роботи полягає в розробці схеми гідроприводу для комплексу малогабаритного обладнання для підвіски опалубки.

Проблема та її розв'язок з науковими та практичними завданнями. Фактичні витрати часу на оснащення і поглиблення стволів у 2-2,5 рази перевищують припустимі строки, що не дозволяє забезпечити підтримку виробничих потужностей шахт. Значною мірою такий стан обумовлений складністю розміщення лебідок для підвіски прохідницького обладнання. Прохідницькі лебідки зазвичай розташовують у тимчасових камерах, що спеціально споруджуються для цих цілей, обсяг яких досягає 1500-2000 м³ на один ствол. Спорудження тимчасових виробок тягне великі витрати матеріальних і трудових ресурсів.

Такі витрати нічим не виправдані, тому що після поглиблення ствола при подальшій експлуатації шахти ці тимчасові виробки практично не використовуються. Слід також урахувати, що тимчасові гірські виробки для розміщення лебідок розташовуються поблизу ствола, адже в цьому випадку обсяги проходки найменші. Однак наявність біля ствола виробок великого поперечного перерізу, що є додатковими концентраторами напруг у масиві гірських порід, підвищує ймовірність виникнення гірських ударів і вимагає застосування матеріалоемних кріплень. Зі збільшенням глибини гірських робіт, що характерно для більшості розроблювальних родовищ, це стає усе більш актуальним для оснащення поглиблення вертикальних стволів.

Аналіз досліджень та публікацій. Проаналізувавши наукові публікації, ми прийшли до висновку, що скорочення обсягу тимчасових гірських виробок при оснащенні поглиблюючих стволів дотепер проводилося за двома напрямками: перший напрямок передбачає розміщення лебідок підвіски прохідницького устаткування на стаціонарних полках у перетині ствола; другим напрямком є розробка комплексів крокуючого обладнання.

Постановка завдання. Розробка схеми гідроприводу комплексу малогабаритного обладнання для підвіски опалубки при поглибленні стволів шахт.

Викладення матеріалу та результати. Кафедрою шахтного будівництва, Криворізького національного університету запропоновано для підвіски прохідницького обладнання застосувати гідравлічні домкрати-підйомники, що працюють при підйомі-спуску за принципом "крокування" по канатові.

Розроблена конструкція гідравлічних підйомників відрізняється малими габаритами, успішно пройшла стендові випробування, що підтвердило можливість їх практичного використання й створення на цій основі комплексу малогабаритного устаткування для бетонування стволів. Схема комплексу малогабаритного обладнання показана на (рис. 1).

Використання гідравлічних підйомників передбачає застосування маслососів, маслобака, а також елементів керування їх гідроприводом. Як робочий елемент при кріпленні стволів використовується стандартна секційна опалубка.

льного руху масла з протилежної порожнини Ц₄ через ЗМ4, маслопроводу 2, Р₂, К02, Ф₁ у маслобак Б₁. Після затиснення канатів у рухливих цангах Ц₄-Ц₆ здійснює підйом призабіної опалубки (відрив від бетону), а потім спуск її для закріплення чергової заходки.

Якщо необхідно здійснити підйом опалубки або холостий хід траверси з розціпленою рухливою цангою, подають масло в поршневу порожнину гідроциліндрів Г₁-Г₆. Для цього гідророзподільники Р₃, Р₄, Р₅ ставлять у положення з паралельними стрілками, чим забезпечується рух масла по трубопроводах 32,33,34 через гідрозамки ЗМ7, ЗМ8 і ЗМ9 у поршневій порожнині гідроциліндрів. У цей час відкривається шлях для витікання масла зі штокових порожнин гідроциліндрів через ті ж гідрозамки (вони двосторонньої дії) по трубопроводах 35,36,37 і розподільники Р₃, Р₄, Р₅ у трубопровід 3, а з останнього через фільтр Ф₁ у маслобак Б₁.

Висновки та напрямок подальших наукових досліджень. Перевагою цієї схеми керування по спускові й підйому призабіної опалубки є те, що вона дозволяє включити в роботу індивідуально кожний з гідропідйомників, що, у свою чергу, дозволяє ліквідувати можливі перекоси опалубки при її спуску або підйомі. Однак така схема не дозволяє робити роботу зі спуску або підйому в автоматичному режимі й вимагає ручного керування. Враховуючи всі недоліки схеми, вже ведуться роботи з розробки автоматичної схеми керування комплексом малогабаритного обладнання.

Список літератури

1. Барановский И.В., Першин В.В. Строительство и углубка вертикальных стволов. – М. Недра, 1995. с. 58-61
2. Журнал Комплекс малогабаритного оборудования. - Внешторгиздат, 1990. - С.1-9.
3. Веселов Ю.А., Задорожний А.М. Углубка стволов шахт., Справочник. - М.: Недра, 1989. - 239 с.

Рукопис подано до редакції 15.03.12

УДК 622. 271.33:550.3

Є.В. ГЕРАСИМОВА, канд. техн. наук, доц., А.В. БОЛОТНИКОВ, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ ГЕОФІЗИЧНИХ МЕТОДІВ СПОСТЕРЕЖЕНЬ ДЛЯ ОЦІНКИ СТІЙКОСТІ БОРТІВ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ

Безпека та ефективність роботи залізрудних кар'єрів визначається методами спостережень за станом стійкості бортів. На підґрунті аналізу використання геофізичних методів спостережень у гірництві зроблений висновок про доцільність і ефективність геофізичних методів контролю за станом пустот під східним бортом Глєєватського кар'єру №1 ПАТ «ЦГЗК»

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Гірничо-геологічні умови розробки східного борта кар'єру №1 ПАТ «ЦГЗК» ускладнені наявністю неактивної зони вторинного обвалення, що утворилася внаслідок підземного відпрацювання залізних руд. У масиві, порушеному розломами і підземними гірничими виробками шахт, періодично відбуваються геодинамічні процеси зрушування, розущільнення і розтягування, тріщиноутворення, ущільнення і стиснення. Виходячи з цілей і завдань проблеми геодинамічної безпеки залізрудних кар'єрів - забезпечення надійного контролю за виникненням і розвитком деформаційних процесів, спостереження необхідно проводити сучасними геофізичними і геодезичними методами на базі вискоефективних приладів і апаратури.

Постановка завдання. Метою роботи є проведення аналізу використання геофізичних методів досліджень для можливості їх застосування в районі східного борта кар'єру №1 ПАТ «ЦГЗК».

Аналіз попередніх досліджень і публікацій. При розробках родовищ зі складними гірничо-геологічними умовами комплекси досліджень з метою оцінки стійкості часто містять геофізичні дослідження методом вертикального електричного зондування з використанням такого фізичного параметра як питомий опір. На практиці встановлений і є важливим факт залежності опору гірських порід від їх напружено-деформованого складу. Зрушені зсувом або вибухом породи мають значно більший опір, ніж непорушений масив. Так, на кар'єрі Мурунтау (Узбекистан) впроваджені наземні (польові) геофізичні дослідження методом електричного вертикального зондування (ВЕЗ) порід, що

складають прибортовий масив [1]. Вихідними параметрами створеної геоелектричної моделі є питомі електричні опори шарів гірських порід, їх потужність, глибини залягання, границі розділу залягання літологічних шарів. Недоліками методу є неможливість виконання дистанційних вимірювань за допомогою апаратури низької частоти.

Аналіз результатів багатьох досліджень механічних властивостей структурно-порушеного масиву гірських порід дозволяє зробити висновок, що завдання удосконалення методик вимірів та інтерпретації тріщинуватості гірських порід у техногенних системах (кар'єри, шахти, свердловини) достатньо актуальні. Одним з прямих геофізичних методів дослідження структури гірських порід є метод свердловинної відеометрії, який застосовується комплексно з традиційним методом відбору керн із свердловини.

Авторами [2] за допомогою відеометричного комплексу проведені дослідження, метою яких було встановлення у свердловинах площин ослаблення породного масиву для оцінки стійкості уступів і бортів кар'єру. Експериментальна перевірка розробленого авторами [3] відео знімального пристрою на північно-східному борту кар'єру ВАТ «ІнГЗК» визначила напрямки і перспективність подальших досліджень у цьому напрямку. Слід зазначити, що акустичні методи для визначення тріщин і пустот у масиві гірських порід потребують чималої кількості підготовчих робіт. Крім того, цей метод показує адекватні результати тільки в необводнених масивах. В обводнених масивах в результаті взаємодії випромінювання звукових хвиль з водою виникає помилковий резонанс, який не дозволяє отримати вірогідну інформацію про розташування тріщин і пустот у глибині масиву.

Широке розповсюдження отримали методи діагностики гірських порід, що ґрунтуються на дослідженні характеристик сейсмічного шуму, амплітудно-частотний спектр якого суттєво залежить від особливостей геологічної будови гірського масиву.

Як показав аналіз науково-технічної літератури з цього питання традиційно слабким місцем є оперативна обробка та інтерпретація отриманих результатів.

Викладення матеріалу. Метою геофізичних досліджень на кар'єрах є: а) встановлення меж поширення і виду деформацій гірських порід; б) виявлення зон локальних обвалень; в) визначення поточної глибини та стану підземних пустот; г) встановлення меж зон з високою ймовірністю вирвоутворення; е) своєчасне попередження працівників підприємства, що знаходяться в небезпечній зоні, про можливе обвалення гірської породи або вихід вирви на денну поверхню.

Використання геофізичних методів ґрунтується на таких положеннях:

а) питомий електричний опір порід залежить від: питомого опору мінералів, що складають породу; питомого опору рідин і газів, що заповнюють породу; тріщинуватості і пористості, структури породи; б) існує зв'язок між процесом механічного (пластично-крихкого) руйнування гірських порід і виникненням при цьому імпульсів електромагнітного випромінювання; в) зміна напружено-деформованого стану масиву гірських порід супроводжується зміною природного акустичного поля; г) перед обваленнями і зсувами гірських порід можливе крихке руйнування порід у прибортовій частині породного масиву.

Комплекс геофізичних спостережень містить: візуальний внутрішньо-свердловинний контроль (ВБК); метод геополяритонного зондування (ГПЗ); електрометричні спостереження; метод РЕЛЕПЗ (ПЕМПЗ); метод резонансно-акустичного профілювання (РАП); метод мікросейсмічного моніторингу; теплову геотомографію; метод радіолокаційного супутникового моніторингу зсувів земної поверхні. Розглянемо принцип роботи кожного з перерахованих методів.

Візуальний внутрішньосвердловинний контроль (ВБК) виділений в окрему категорію, оскільки він базується на використанні спеціалізованих технічних засобів і вирішує задачі, недоступні при використанні інших варіантів візуальних спостережень.

В основу роботи комплексу ВБК покладена ідея отримання, передачі, зберігання та обробки відеоінформації (фотоінформації). Отримана відеоінформація про поверхню свердловин дозволяє безпосередньо на місці визначати геологічну будову масиву, його структурні порушення, а також оцінювати виявлені підземні пустоти. До комплексу обладнання для виконання візуальних досліджень внутрішньої поверхні свердловин (порожнин) входять: базовий блок, що включає комп'ютер, монітор, систему управління і джерела електричної енергії; відеокамера; насадка бокового спостереження для відеокамери з джерелами світла; силові, інформаційні та керуючі кабелі.

Метод геополяритонного зондування (ГПЗ). Метод ГПЗ призначений для геофізичного дослідження земних надр шляхом реєстрації природного геополяритонного випромінювання на земній поверхні або у свердловині.

ГПЗ має принципову перевагу над методами сейсмічної розвідки, теплової геотомографії, оскільки для останнього структура надр є практично єдиним джерелом інформації, на підставі якої можна судити про наявність пустот. За допомогою ГПЗ місцезнаходження порожнин, їх глибина визначається шляхом безпосередньої обробки вимірюваного сигналу. Вивчення структури надр розглядається при цьому як джерело додаткової інформації, що дозволяє підвищувати надійність локалізації порожнин, а також уточнювати їх межі.

Електрометричні спостереження. Метод заснований на вимірюванні електричного опору порід.

Розроблена методика спостережень і обробки даних дозволяє інтерпретувати результати з урахуванням впливу опадів, переміщень обсягів гірських мас [4, 5]. Комплекс спостережень, проведених електрометричним методом, дозволяє робити висновки про розвиток локальних обвалень у масиві або про стабілізацію процесів зсуву. Цей спосіб вигідно відрізняється можливістю використання його в місцях ведення гірських робіт. Негативними сторонами є наявність промислових перешкод, можливість пошкодження спостережних профілів, великі похибки при інтерпретації результатів спостережень над ділянками масиву.

Гравіметричний метод спостереження. Гравіметрична розвідка є одним з геофізичних методів, що застосовуються при геологорозвідувальних роботах для вивчення геологічної будови території, пошуків і розвідки родовищ корисних копалин.

Фізичною основою гравіметричної розвідки є відмінність густини порід рудних і нерудних корисних копалин. Під час гравіметричної розвідки вимірюються густини гірських порід, виконуються відносні вимірювання прискорення сили тяжіння, виділяються аномалії гравітаційного поля і проводиться їх геологічне тлумачення.

Гравіметричні спостереження на кар'єрі № 1 ПАТ «ЦГЗК» виконуються вже більш 30 років. Спочатку передбачалося оконтурювання підземних пустот, утворених після відпрацювання рудних покладів під східним бортом кар'єру № 1 на глибинах від 300 м. Однак складність гірничо-геологічних умов, постійна робота механізмів, велика глибина залягання пустот в порівнянні з їх обсягом не дозволили з достатньою точністю оконтурювати в плані і по висоті порожнечі. У зв'язку з цим на кар'єрі використовується методика гравіметричних спостережень за розвитком локальних обвалень порід над підземними пустотами з метою попередження раптового утворення на поверхні вирв обвалення.

Метод реєстрації природного імпульсного електромагнітного поля Землі (РЕІЕПЗ ПЕМПЗ). Методологічною основою застосування методу ПЕМПЗ для оцінки деформованого стану гірського масиву є існування зв'язку між процесом механічного (пластично-крихкого) руйнування гірських порід і виникненням при цьому імпульсів електромагнітного випромінювання.

Ділянки обводнених гірських виробок характеризуються зниженням щільності потоку ПЕМПЗ у 1,5-2 рази. Зони стискаючих напружень відповідають підвищеним значенням ПЕМПЗ, а зони розтягування і тріщинуватості - зниженим значенням. Відносна величина аномалії дозволяє якісно судити про інтенсивність прояву стиснення або розтягування природно-техногенного середовища. Слід зазначити, що метод ПЕМПЗ буде неефективний у зсуво-небезпечних зонах стиснення і високої вологості.

Основним графічним матеріалом, представленим за результатами польових робіт, є карти еквіпотенціальних ліній та графіки величин. Аномальні зони виділяються у процесі аналізу графіків вимірних компонент поля. Реальною вважається аномалія, інтенсивність якої більша трикратної величини середньої квадратичної похибки зйомки (для амплітуд і кількості імпульсів). Аномальні зони меншої інтенсивності заслуговують уваги лише в тому випадку, коли вони підтверджуються повторними зйомками. Зони, у яких можливе вирвоутворення, мають напружений стан по замкненому контуру (коло, овал тощо), так званий крайовий ефект. Тому можна зробити висновок про доцільність застосування даного методу для визначення можливих небезпечних ділянок східного борта Глеєватського кар'єру.

Метод резонансно-акустичного профілювання (РАП). Метод використовує для отримання інформації природне акустичне поле Землі, зокрема, поле акустичного резонансу, що виникає в

товщах гірських порід під впливом різних зовнішніх факторів. Зовнішніми факторами є джерела сейсмічної активності земної кори, механічні коливання, що виникають у результаті деформацій земної товщі.

Метод мікросейсмічного моніторингу. В останні роки новим напрямом у комплексі досліджень, що сприяють підвищенню безпеки та економічної ефективності відкритих гірських робіт, стає мікросейсмічний моніторинг. Цей вид моніторингу заснований на представницькій реєстрації сейсмічних коливань від невеликих актів крихкого руйнування в прибортовій зоні породного масиву.

Однією з головних переваг мікросейсмічних методів перед іншими (маркшейдерськими вимірами, візуальними оглядами) є те, що спостереженнями охоплюється 3-х мірний об'єм порід. Метод дозволяє безперервно проводити спостереження й оперативно отримувати результати. Але ряд специфічних труднощів гальмує практичну реалізацію мікросейсмічного моніторингу.

Так створення представницької розстановки сейсмічних датчиків вимагає буріння кількох глибоких (100-200 м) свердловин; необхідно забезпечувати збереження і працездатність наземних реєструючих модулів та каналів передачі даних (зокрема, під час проведення вибухів); на етапі обробки матеріалів моніторингу необхідно виділяти й усувати імпульсні сейсмічні сигнали, пов'язані з роботою гірського устаткування та іншими зовнішніми впливами.

Метод радіолокаційного супутникового моніторингу зсувів земної поверхні. Наземні інструментальні геодезичні вимірювання за допомогою реперів дозволяють отримати значення зсувів у точках і за профілем, але побудувати достовірну безперервну карту просідань та зрушень земної поверхні на всю площу родовища за цими даними не є можливим через відсутність інформації між вузловими точками і профілями.

Ефективність методу супутникового моніторингу геодинамічних процесів визначається можливістю картографування деформацій значних за площею територій з високою точністю при відносно невисокій вартості робіт. Принципова перевага диференціальної радіолокаційної інтерферометрії перед іншими методами моніторингу вертикальних і планових деформацій полягає в прямому вимірі зсувів рельєфу, що відбулися за період між кількома зйомками. Складаються карти зсувів земної поверхні, які відображають інтегральну просторово-тимчасову структуру об'ємного поля напружень і деформацій.

У результаті проведеного аналізу геофізичних методів при розробці схеми організації систематичних спостережень за станом східного борта кар'єру № 1 ПАТ «ЦГЗК» були визначені такі критерії:

1. Теоретична обґрунтованість розглянутого методу.
2. Практичні результати застосування геофізичних методів в умовах Глєсватського кар'єру №1 ПАТ «ЦГЗК».
3. Співвідношення простоти використання методики контролю та інформативності отриманих результатів.
4. Попередній досвід застосування геофізичних методів контролю службою зсуву ПАТ «ЦГЗК».
5. Складність інтерпретації результатів досліджень.
6. Рекомендації щодо складу геофізичних методів досліджень [5].

Результати аналізу позитивних і негативних характеристик по кожному з розглянутих методів наведені в табл. 1. Склад рекомендованих методів до застосування для контролю за станом пустот Глєсватського кар'єру наведено в табл. 2.

Таблиця 1

Результати аналізу ефективності методів контролю за станом пустот під східним бортом кар'єру №1 ПАТ «ЦГЗК»

Назва методу	Переваги	Недоліки
Візуальний внутрішньосвердловинний контроль	Значна інформативність, простота використання.	Відсутність можливості проведення розвідувального буріння в умовах Глєсватського кар'єру.
ГПЗ (Метод геополяритонного зондування)	Достатня інформативність, широке поширення в будівельних вишукуваннях, рекомендований ДБН А.2.1-1-2008.	Відсутність досвіду застосування для вирішення поставлених завдань. Необхідність проведення додаткових досліджень.
Електрометричні спостереження	Теоретична обґрунтованість, рекомендований ДБН А.2.1-1-2008.	Негативний досвід застосування службою зсуву в умовах Глєсватського кар'єру.

РЕІЕПЗ (ПІЕМПЗ), АМТЗ (реєстрація природного імпульсного електромагнітного поля Землі)	Достатня теоретична обґрунтованість, позитивний досвід застосування в умовах Глєсватського кар'єру.	Складність інтерпретації даних спостережень.
РАП (метод резонансно-акустичного профілювання)	Достатня теоретична обґрунтованість, досвід застосування в умовах Глєсватського кар'єра	Складність інтерпретації даних спостережень.
Мікросейсміка	Достатня теоретична обґрунтованість, висока інформативність.	Відсутня можливість застосування в небезпечних зонах, відсутній досвід застосування в умовах Глєсватського кар'єру.
Теплова геотомографія	Теоретична обґрунтованість, можливість охоплення великої площі.	Застосування в умовах Глєсватського кар'єру не дало очікуваних результатів.
Гравіметричні спостереження	Простота використання, позитивний досвід застосування службою зсуву.	Відсутня можливість визначення глибини залягання пустот.
Радіолокаційний супутниковий моніторинг	Можливість охоплення великих площ при відносно невисокій вартості.	Застосування в умовах Глєсватського кар'єра не принесло очікуваних результатів.
Електронні тахеометри	Розвинуте апаратне забезпечення, відпрацьована методика робіт.	Використовується тільки для спостереження за стійкістю по профільних лініях.
Системи GPS	Розвинуте апаратне забезпечення, відпрацьована методика робіт.	Використовується тільки для спостереження за стійкістю бортів по профільних лініях.
Нові системи SSR та лазерне сканування	Високий ступінь забезпечення безпеки робіт.	Висока вартість, немає досвіду застосування на вітчизняних кар'єрах

Таблиця 2

Методи спостереження за станом пустот під східним бортом кар'єру № 1 ПАТ «ЦГЗК»

Основні (виконуються службою зсуву)	Допоміжні (виконуються за необхідності підрядними організаціями)	Рекомендовані (для контролю за стійкістю бортів, уступів і груп уступів)
1. Систематичне візуальне обстеження 2. Гравіметричні спостереження за активністю процесу «спливання» порожнин	1. АМТЗ 2. РАП	1. Візуальний огляд 2. Електронні тахеометри 3. Системи високоточних GPS приймачів

Висновки і напрямки подальших досліджень. Отже, виконуючи режимні спостереження на кар'єрі, можна з достатньою вірогідністю відслідковувати зміну напружено-деформованого стану гірських порід у часі, визначати найбільш напружені поверхні ділянок прибортових масивів протягом періоду експлуатації, а також стан стійкості бортів кар'єру. Організація комплексних геодезичних і геофізичних спостережень у рамках заданого регламенту дозволить своєчасно виявити аномальні зміни геодинамічного стану масиву в межах кар'єру і розробити технічні заходи з мінімізації економічних збитків.

Список літератури

1. А.С. Быковцев, Д.Б.Крамаровский, А.П.Биленко. Влияние разломов на устойчивость бортов карьера Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. 1998. №2. - С.64-68.
2. С.С. Серый, А.В. Кожуховский, Е.Б. Яницкий. Опыт применения скважинной видеометрии для изучения структуры массива скальных пород // Маркшейдерия и недропользование.- №3(2009). 41. – С. 52-55.
3. А.В. Максимов, Г.И.Ткаченко, Д.В. Коробко. Метод определения трещин и пустот горных пород на железорудных карьерах // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. - Кривий Ріг: КТУ.- 2010.№25. - , С.72-76.
4. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем. - Днепрпетровск, ИГТМ НАН им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. - 75 с.
5. Выявление пустот в восточном борту Глєсватского карьера и разработка мероприятий по безопасному ведению горных работ в зонах его подработки подземными горными работами: Отчет по НИР (заключит.) / Министерство промышленной политики Украины ГП «НИГРИ» № ГР 0111U004428; – Кривий Ріг, 2011. – 545 с.

Рукопис подано до редакції 15.03.12

ДОСЛІДЖЕННЯ МОЖЛИВОСТІ ТАХЕОМЕТРИЧНОГО МЕТОДУ ЗЙОМКИ ОЧИСНИХ КАМЕР З ВИКОРИСТАННЯМ ЕЛЕКТРОННОГО ТАХЕОМЕТРУ

Розроблено методику зйомки камер, яка основана на тахеометричному методі зйомки з використанням електронного тахеометру японського виробника Topcon-7001.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними задачами. Під впливом різних природних факторів та антропогенної діяльності людини в масиві гірських порід утворюються пустоти різних розмірів і конфігурацій, форми і орієнтування яких в просторі можна визначити за рахунок виконання інструментальної маркшейдерської зйомки.

Аналіз досліджень і публікацій. Характерною особливістю заходів щодо зйомки очисних камер при відпрацюванні родовищ корисних копалин є точність проведення вимірювально-технічних замірів, за допомогою яких складається інженерна графічна маркшейдерська гірничо-геологічна документація. Дані для рішення гірничо-геологічних і техніко-економічних задач зв'язані з оцінкою стану порід підпрацьованого масиву та проявлення геофізичних процесів на відпрацьованих горизонтах. Важливим елементом управління геомеханічним станом надр є контроль співвідношення фактичних розмірів очисного простору їх проектним значенням.

Постановка задачі. Складність визначення контурів очисних камер при експлуатації залізрудних родовищ полягає в тому, що більшість елементів очисного простору є недоступними для проведення точних вимірювальних робіт. Враховуючи застарілість використовуваних маркшейдерсько-геодезичних приладів на підприємствах, які видобувають корисні копалини підземним способом, питання впровадження та використання сучасного обладнання для зйомки очисних камер є актуальним.

Ефективним методом зйомки при наявності прямого доступу к очисному простору є тахеометричний метод зйомки. Точність та достовірність цього методу та швидкість виконання поставленої інженерної задачі може бути досягнута при використанні сучасних маркшейдерсько-геодезичних приладів з лазерними далекомірами. Один з таких сучасних приладів є впровадження на підприємствах тахеометра Topcon-7001 (рис.1) японського виробника, з монтованим TFT 3.5" кольоровим ЖК- дисплеєм (240×320) та лазерним віддалеміром, який відрізняється від інших характеристиками:

збільшення	30 ^x ;
точність	2,5";
продуктивність	до 20 вимірюв/хв.;
вага (з батареєю)	6,2 кг.

За рахунок модернізованих конструктивних елементів прилад Topcon-7001 (рис.2) дозволяє з високою точністю та швидкістю забезпечити необхідні маркшейдерські заміри очисної камери, які потрібні для моніторингу виробки для зменшення простою гірничого обладнання та робітників під час виконання зйомки.



Рис. 1. Зовнішній вигляд приладу Topcon-7001

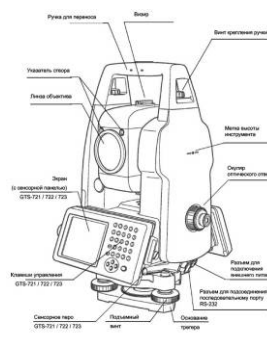


Рис. 2. Конструктивні елементи приладу Topcon-7001

Викладення матеріалу і результати. Зйомка відбувається як звичайна тахеометрична з використанням лазерних віддалемірів з встановленням тахеометру у підхідній виробці (рис.3). Точка установки прибору обирається якомога ближче до контуру камери та закріплюється тимчасовим чи постійним знаком, який залежить від мети з якою відбувається зйомка.

При прив'язці до пунктів рудничної мережі визначають три координати точок стояння інструмента. Відносна лінійна нев'язка визначення координат знімальних точок повинна бути мережею другого розряду і складати не більше ніж $1/500$. При цьому з метою максимально можливого зменшення кутової похибки в орієнтуванні зйомки камер рекомендується прив'язку виконувати до найбільш довшої сторони знімальної опорної мережі. Тахеометр Topcon-7001 встановлюють на точку в підхідній виробці, після увімкнення прибору на дисплеї вклочиться операційна система Microsoft® Windows®CE.NET 4.2, яка має вигляд, представлений на рис. 3.

З даного меню обирається ярлик TopSurv для того, щоб створити проект, у якому проводитиметься зйомка. Він має вигляд показаний на рис.4.

За допомогою пристрою Topcon-7001 інструмент наводиться на будь-яку точку, що знаходиться на стінці камери і доступна обзору зоровій труби та отримати її координати. Перед наведенням зорової труби на знімальні точки на них наводяться світлові марки або освітлюються ділянку камери, що знімається (за відсутності проекційного пристрою). Об'єктами зйомки в камерах є виступи, западини, контакти порід, геологічні порушення, виходи свердловин в камеру тощо. Точки на стінках камери можуть обиратися (рис. 7) у вільному порядку або за раніше обраним планом.



Рис. 3. Інтерфейс Microsoft® Windows®CE.NET 4.2

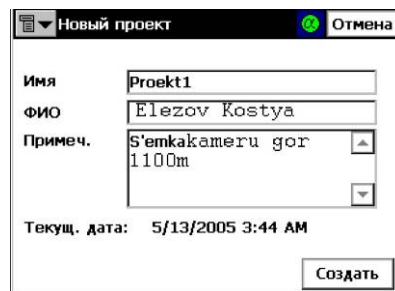


Рис. 4. Створення проекту

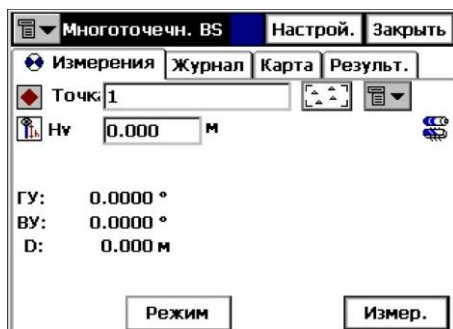


Рис. 6. Режим зйомки

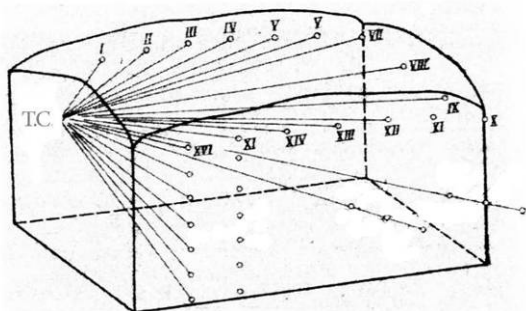


Рис. 7. Зйомка камери

Для наведення на точку можна використовувати лазерний промінь, що виходить із центру зорової труби і може відсвічуватися на предметі, який знаходиться на відстані до 25м, при цьому потрібно враховувати запилення очисного простору. Лазерну пляму, яку утворює промінь, проєктують за раніше обраним планом. Якщо точка обирається за вільним порядком – то величина інтервалів між перетинами і між точками, що знімаються, береться виходячи з масштабу, в якому нам потрібно отримати зображення контурів пустоти. Після наведення на точку, що знаходиться на стінці камери, на тахеометрі у режимі вимірів натискається кнопка Enter, після чого пристрій сам замінює номер точки і приступає до виміру наступної, що дозволяє прискорити процес знімання. Для забезпечення найбільшої повноти зйомки рекомендується її проводити з двох чи більше точок з певним перекриттям однієї зйомки іншою.

Аналіз розрахунків і результатів зйомок на різних родовищах [4] показують, що для зйомок масштабів 1:500, 1:200 і 1:100 доцільно дотримувати відповідно інтервали 5-6 м, 2-3 м і близько 1 м відповідно.

Обробка результатів польових спостережень (камеральні роботи). Після зйомки у маркшейдерському відділі тахеометр підключається через USB-шнур до комп'ютера, обирається проект у якому була зроблена зйомка пустоти та імпортується в GTS-7 форматі для збереження; за допомогою програми Toplink відкривається проект, у якому кожна точка має свій номер та відповідно координати X, Y, Z (таблиця 1). Отриманні координати ми можемо використовувати у різних програмних продуктах (виходячи із поставленого перед нами завдання) таких як Microsoft Exel, Autocad, GEONICS.

За допомогою AUTOCAD та GEONICS (рис 9) є можливість зробити будь-яку графічну документацію по камері, її зображення у будь-якій проекції. у GEONICS (сі) перевівши наші точки в геоточки ми можемо розрахувати площу та об'єми пустоти, тим самим маючи інформацію про контроль за відповідністю профілю, форми і розмірів виробки проектним, за стійкістю кровлі і стінок пустоти.

Таблиця 1

Координати точок камери			
Назва точок	X	Y	Z
1pust	32.176	40.306	61.562
2pust	31.097	22.174	62.459
3pust	65.098	5.023	3.001
4pust	57.088	39.009	6.954
5pust	55.481	20.780	5.097
6pust	54.081	7.045	6.035
7pust	30.655	30.980	5.085
8pust	23.908	18.900	4.123
9pust	19.251	8.936	6.112
10pust	5.008	39.111	59.176
11pust	26.009	38.687	4.667
12pust	21.034	28.317	2.009
13pust	2.909	5.444	3.387
14pust	4.897	40.564	2.750
15pust	3.076	19.098	3.334
16pust	62.647	41.658	60.123
1st	20.241	40.646	15.124
2st	20.109	39.129	48.302

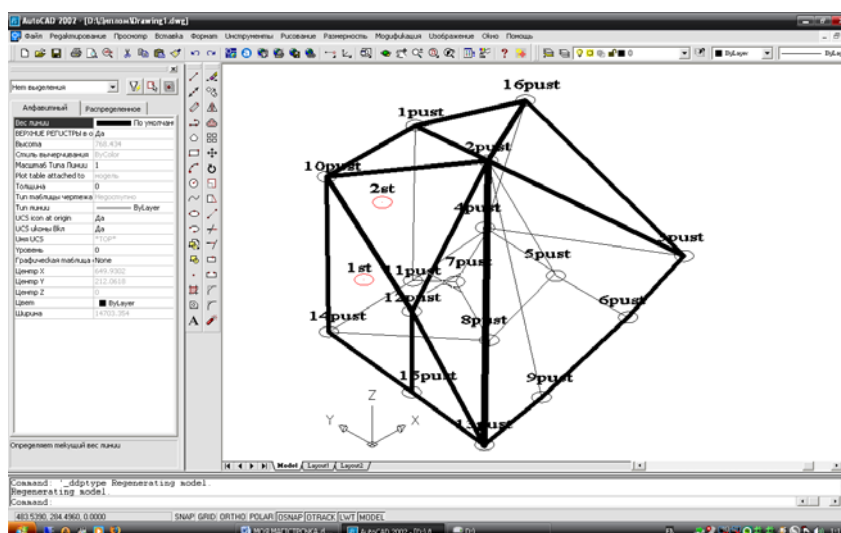


Рис. 9. Обробка результатів зйомки. Побудова контурів пустоти по отриманих координатах точок: St-точки стояння спостерігача з інструментом; Pust-знімальні точки на стінках камери

Висновки і напрямки подальших досліджень. Дана методика зйомки дає змогу із заданою точністю розрахувати параметри очисних камер. При цьому відбувається суттєва економія часу для виконання роботи за рахунок високої продуктивності приладу, яка потрібна для моніторингу очисної камери. При цьому зменшується простір гірничого обладнання та робітників під час виконання зйомки, що підтверджує оптимальність використання пристрою Торсон-7001 в сучасних умовах.

Список літератури

1. Д.Н. Оглоблин, Г.Й. Герасименко, А.Г. Акимов и др. Маркшейдерское дело / М.: Недра, 1981.- 704 с.
2. Ю.Ф. Крешда., Б.Г Кривоборець, Організація, планування і управління топографо-геодезичним виробництвом./ Донецьк: «ТОВ Лебідь», 2004.- 522 с.
3. Руководство пользователя. Электронный тахеометр серия GTS-720/GPT-7000.- TOPCON Corporation, 2004-121с.
4. Д.М. Козикаев, В.Я. Анцибор Маркшейдерская съёмка пустот на рудниках / М.: Недра, 1977, 192 с.

Рукопис подано до редакції 15.03.12

УДК 622.1: 528

О.Є. КУЛІКОВСЬКА[/], канд. техн. наук, доц.

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СУЧАСНИЙ СТАН ТА ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ТЕРИТОРІАЛЬНОГО УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОВИДОБУВНИМИ РЕГІОНАМИ НА ОСНОВІ МАРКШЕЙДЕРСЬКО-ГЕОДЕЗИЧНОГО МОНІТОРИНГУ

Обґрунтовано концептуальні шляхи розвитку організації сучасної системи управління територією гірничовидобувних регіонів на основі використання маркшейдерсько-геодезичного моніторингу для прийняття рішень щодо сталого та безпечного їх функціонування.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Нині в Україні здійснюється перехід в усіх органах влади на комп'ютеризоване автоматизоване управління ресурсами, у тому числі територіальними. Складні соціально-економічні та політичні умови, у яких перебувала і перебуває країна, не дозволили до цих пір досягти сучасного рівня автоматизації ведення й управління територіальними об'єктами, який сьогодні спостерігається в розвинених країнах. Автоматизовані системи оперативного управління територією є підмножиною інформаційних систем, що працюють з просторовими й атрибутивними даними, вони підконтрольні органам державної влади та самоврядування, громадським і комунальним службам. При існуючій формі державного та муніципального управління територією процес прийняття рішень, затягнутий у часі, природним чином відображає певні недоліки, які пов'язані з великою кількістю проміжних, з великою часткою рутинних, головним чином, ручних операцій. У кращому випадку використовується інструментарій геоінформаційних технологій для часткової автоматизації окремих процесів. З іншого боку, як і в більшості країн, що розвиваються, зростання соціальної активності населення, а також інші важливі зрушення і події в політичному й економічному житті України загострюють увагу до управління територіальними об'єктами на місцевому рівні, що висуває на перший план зростаючі потреби в оптимізації процесів оперативного управління територією.

Під поняттям «управління територією» розуміється управління станом і взаємодією всіх матеріальних об'єктів і суб'єктів господарювання, розташованих на даній території. Будь-які матеріальні об'єкти, що знаходяться на підлеглий території, являють собою матеріальні або інші ресурси, які можуть належати (управлятися) або суб'єктам господарювання, або органам державної влади. Суб'єктами управління на рівні держави є територіальні адміністративні одиниці (області, райони і населені пункти), у яких акумулюються і розподіляються податки, одержувані від суб'єктів господарювання. Суб'єктами управління на рівні територіальних адміністративних одиниць є населення в особі індивідуальних (фізичні особи) і колективних суб'єктів господарювання (організації і підприємства), які платять податки [1,2].

Постановка завдання. Українська держава побудована на принципах ієрархічної структури, засновані на поділі влади, ця структура володіє необхідними матеріальними ресурсами, за допомогою яких здійснюються завдання і функції держави та місцевого самоврядування [3]. Це означає, що для подальшого успішного розвитку держави необхідна добре налагоджена робота органів влади на місцях, у муніципальних утвореннях, зокрема й при територіальному управлінні.

Викладення матеріалу досліджень. Систему управління територією можна умовно розділити на три рівні, організація кожного з яких вирішує свої завдання відповідно до своєї компетенції та повноважень [4].

Структури першого облікового рівня здійснюють ведення інформації. Тут генерується основний обсяг інформації, яку потім використовують у своїй діяльності вищі рівні організації системи міського управління. Станом на сьогодні можна налічити більше двох десятків струк-

[/] © Куліковська О.Є., 2012

тур, що володіють певним «шаром» інформації, так чи інакше необхідної для компетентного управління територією.

На другому рівні – рівні оперативного управління і контролю за розвитком територіальних процесів - представлено основні відділи та служби адміністрації району або якогось іншого територіального утворення. Тут здійснюється прийняття основної маси конкретних управлінських рішень, реальне узагальнення й осмислення даних, їх аналіз та подання в необхідній для управлінців формі. Найпоказовішим прикладом такої організації в м. Кривому Розі є районний виконавчий комітет - це територіальний орган виконавчої влади міста.

Підрозділи третього рівня - стратегічного управління - виконують комплексний аналіз подій і процесів, що протікають на території, формують прогноз їх розвитку. Стратегічне планування включає в себе розробку проектів планування територій і населених пунктів, генеральних планів, які є основним видом містобудівної документації з планування території міста, що визначає стратегічні напрямки та умови формування середовища життєдіяльності.

Отже, можна сказати, що управління територією зводиться до взаємопов'язаних функцій управління. Якщо подивитися на щоденні завдання, що стоять перед органами оперативного управління, пріоритетні значення подаються так:

- інвентаризація фондів території;
- диференціальний облік використання земельних та інших ресурсів;
- картографічне представлення реального стану інфраструктури території;
- ведення карток функціонального використання території;
- формування карт функціонального використання території (функціональне й оціночне зонування).

Узагальнюючи з технічного виконання десятки і сотні завдань, що стоять перед органами оперативного управління територіальним утворенням, можна виділити такі групи: збір і акумулювання інформації про об'єкти; аналіз даних статистичного та іншого обліку об'єктів; планування заходів на території; розміщення об'єктів на території.

Насамкінець, одним з основних призначень інтегрованої інформаційної моделі території району (міста) є забезпечення на якісно новому рівні у структурі управління міським господарством реалізації прогнозно-оціночної функції, а саме попередження надзвичайних ситуацій: розвитку небезпечних екзогенних геологічних процесів, катастрофічних повеней та паводків, землетрусів, великих аварій, вибухів тощо. Розроблена загальна схема організації органів оперативного управління Криворізьким гірничовидобувним регіоном із впровадженням рекомендованого Інформаційно-аналітичним центром маркшейдерсько-геодезичного моніторингу представлена на рис. 1.

Через кілька десятиліть упровадження автоматизованих інформаційних систем до органів територіального управління ні в кого не залишилося сумнівів у необхідності застосування географічних інформаційних систем (ГІС). Сьогодні можна говорити лише про кількість та рівень завдань, покладених на них. Найбільш часто ГІС використовуються просто з метою ведення просторових даних. Наприклад, ця інформація використовується для межування та інвентаризації земельних ділянок у Таганрозі [5]. У Бюро Кадастру Таганрога дані М 1:500 створюються й оновлюються з 1994 р. Інформація у вигляді векторів об'єднана по планшетах і розбита на шари. Дані зберігаються на сервері ArcSDE, що дозволяє оновлювати їх одночасно на декількох робочих місцях.

Для оновлення даних використовувався знімок з космічного супутника Quickbird з роздільною здатністю 6 см. Ці дані разом з даними М 1:500 зберігаються на сервері SDE і за допомогою технології ArcIMS доступні для перегляду всім авторизованим користувачам. Використання технологій створення, зберігання та оновлення просторової інформації, наприклад, як у цьому випадку, сервера ArcSDE, технології ArcIMS, космічних знімків високої здатності, дозволяє спростити і прискорити роботу з просторовими даними, спрощує контроль якості та цілісності даних.

Перебудовувати узвичаєний протягом багатьох десятиліть стиль роботи завжди важко. У той же час у багатьох країнах світу, де муніципальні проблеми настільки ж гострі, до їх вирішення стали підходять по-новому. ГІС стали в цих країнах однією з базових технологій, що допомагають керівникам різних рангів успішно справлятися з проблемами, що постійно виникаючими.

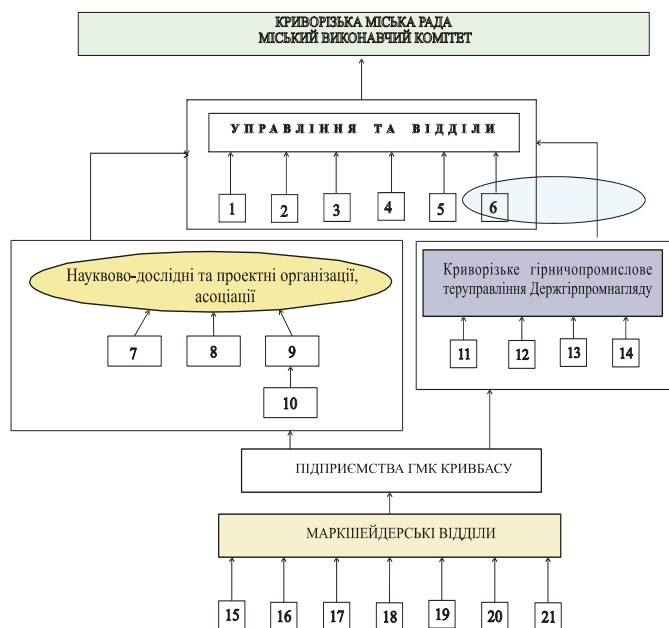


Рис. 1. Загальна схема організації органів оперативного управління Криворізьким гірничо-видобувним регіоном: Управління: 1 - земельних ресурсів; 2 - надзвичайних ситуацій та цивільного захисту; 3 - екології; 4 - містобудування та архітектури; 5 - відділ стратегічного розвитку електронних інформаційних ресурсів міста, апарату міськради і виконкому; 6 - регіональний інформаційно-аналітичний центр (ІАЦ маркшейдерсько-геодезичного моніторингу «Кривбас»); 7 - ДП «ДП «Кривбаспроект»; 8 - ДП «НДГРІ»; 9 - Асоціація «Укррудпром»; 10 - дочірнє підприємство асоціації «Укррудпром»; 11- Державна гірничотехнічна інспекція охорони надр та геолого-маркшейдерського нагляду; 12 - Державна інспекція промбезпеки та охорони праці на виробництвах підвищеної небезпеки; 13 - Державна інспекція промислової безпеки та охорони праці в металургії; 14 - відділ організації державного нагляду, управління охороною праці та гірничого нагляду; 15 - ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»; 16 - ПАТ «ПівнГЗК»; 17 - ПАТ «ПівдГЗК»; 18 - ПАТ «ЦГЗК»; 19 - ПАТ «КЗРК»; 20 - ПАТ «Єв-

раз Суха Балка»; 21 - ПАТ «ІнГЗК»

В усіх розвинених країнах, у десятках тисяч великих і малих міст, ГІС відіграють важливу роль у переході муніципалітетів до більш ефективної і продуктивної роботи [6]. Ще 14 років тому, за даними відомого журналу GIS 27 WORLD (тепер Geo World), тільки в США в муніципальних органах працювало 200-300 розвинених ГІС-систем, а кількість тих, які вводяться в дію, становила 1500-2000. За оцінками журналу, великий інтерес до ГІС виявляли керівники близько 20 000 муніципальних структур, з них більше 1000 щорічно ставали користувачами ГІС-технологій. З тих пір високі темпи впровадження ГІС у муніципальних органах країн зберігаються. Улітку 2003 року некомерційна дослідницька компанія Public Technology, Inc (PTI) спільно з Національною лігою міст США (NLC), Національною асоціацією округів (NACO), Міжнародною асоціацією міського/окружного управління (ISMA) та Департаментом внутрішніх справ США (DOI) провели загальнонаціональне опитування з метою з'ясувати, як відбувається управління з використанням ГІС-технологій місцевими (міськими та окружними) урядами. Це опитування проводилося в руслі урядових ініціатив з розробки та впровадження системи Інтерактивного геопросторового порталу (Geospatial One-Stop) - проєкту, успішно реалізованого на загальнодержавному рівні. Спонукальним мотивом створення цього ГІС-порталу з'явилася президентська стратегія електронного управління, яка підтримує, зокрема, створення Національної інфраструктури просторових даних. Результати аналізу даних, отриманих у ході цього опитування, були представлені у вигляді спеціального звіту, представленого на веб-сайті PTI. Як виявилось, більшість місцевих урядів у цій країні отримують реальну користь від використання ГІС-додатків і технологій створення та надання картографічних матеріалів. ГІС використовують 97 % міст і округів із кількістю жителів не менше 100 тисяч та 88 % - з населенням від 50 до 100 тисяч. Крім того, 56 % малих міст з кількістю мешканців менше 50 тисяч у своїй діяльності також використовують різні ГІС-додатки. На рівні округів ГІС використовується ще активніше, ніж у містах. Звіт показує, що ГІС-додатки стали інтегральним ресурсом для виконання різних функцій місцевих урядів, зокрема в сфері забезпечення громадської безпеки. Так, наприклад, 77 % респондентів використовують цю технологію для прив'язки і перегляду даних аерофотознімання, 38 % - при розробці та реалізації заходів з реагування на надзвичайні ситуації. Також все більшою мірою починають працювати ініціативи з обміну ГІС-даними. Переважна більшість респондентів заявила про те, що вони забезпечують доступ федеральних структур до своїх картографічних даних про зони затоплення, землекористування, плани швидкого реагування на НС [6].

Сьогодні спостерігається перехід на масову комп'ютеризацію завдань, які вирішуються в муніципальному управлінні, що обумовлено високою динамічністю зміни обстановки в нових економічних умовах, необхідністю врахування значної кількості факторів і обмежень при вирішенні питань забезпечення життєдіяльності міста та необхідністю обробки великих обсягів інформації в процесі вивчення й оцінки обстановки, підготовки та прийняття управлінських

рішень. Інформатизація управлінської діяльності в містах реалізується, як правило, відповідно до розроблених концепцій створення автоматизованих інформаційних систем, у яких визначаються мета й основні положення побудови конкретної системи, її організація, пріоритетність та етапність виконання робіт. Вимоги до таких створюваних ГІС для гірничовидобувного регіону можна представити у вигляді алгоритму, який наведено на рис. 2.

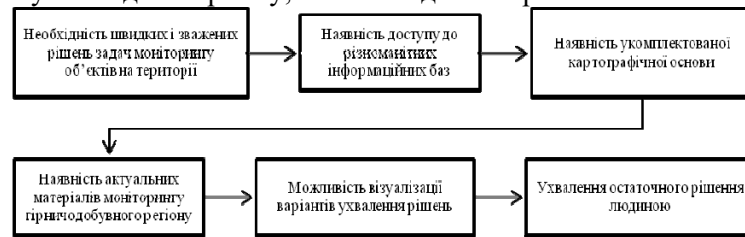


Рис. 2. Вимоги до ГІС гірничовидобувного регіону на основі маркшейдерсько-геодезичного моніторингу

З урахуванням сучасних досягнень у галузі інформатизації управління ведуться розробка та впровадження в адміністративно-господарські структури обчислювальної техніки, засобів зв'язку та нових інформаційних технологій. Особлива увага приділяється забезпеченню інформаційної та інтелектуальної підтримки управлінської діяльності адміністративних органів (починаючи від мерії до низових ланок управління) і надання інформаційних послуг підприємствам, організаціям і населенню міста. Цьому сприяє ретельне вивчення організаційних структур та основних етапів процесу управління, що включають планування діяльності, контроль за ситуаціями, що складаються, формування за результатами їх аналізу керуючих впливів. Управлінські функції реалізуються фахівцями і керівниками структурних підрозділів постійно, протікають у жорсткому часовому ритмі оперативного реагування на мінливу обстановку, а тому вимагають інформаційного супроводу і вироблення сценаріїв поведінки фахівців на кожному АРМ, як ланці міського мережевого інформаційного середовища. Можна помітити, що в інтересах забезпечення ефективного функціонування системи адміністративних органів управління, їх подальшого розвитку, а також для інформаційного обслуговування населення в містах функціонують відділи інформатики, які можуть створюватися у структурі мерії або бути підрозділом муніципального Інформаційно-аналітичного центру (рис. 3).

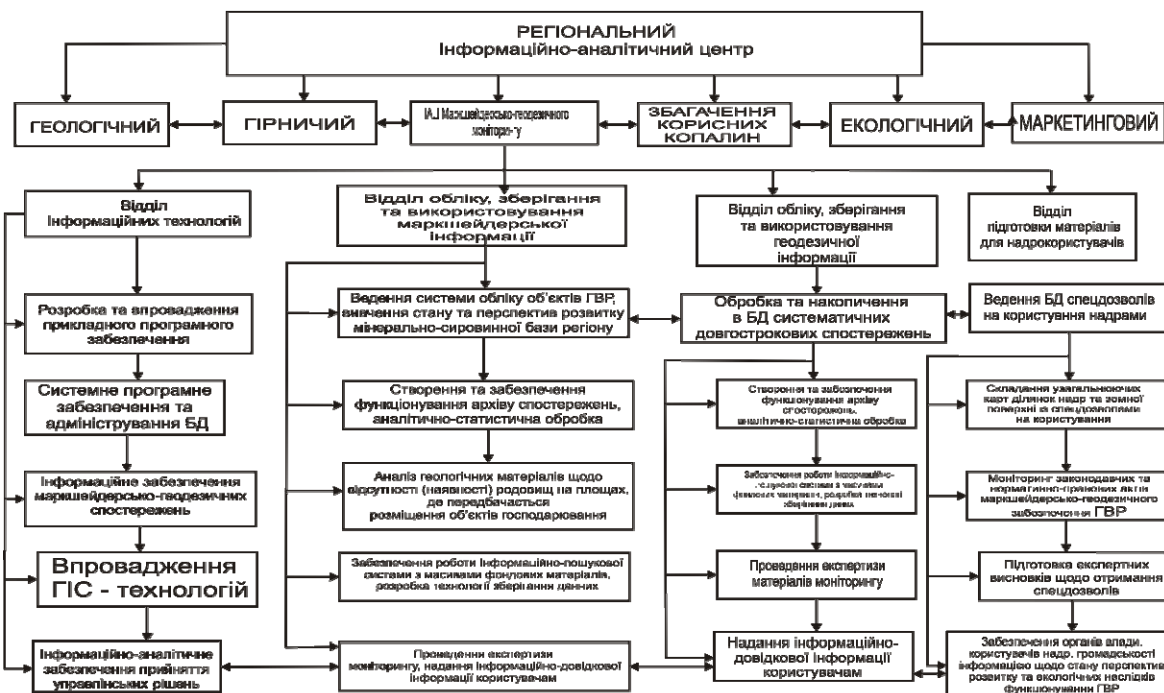


Рис. 3. Модель організаційної структури регіонального Інформаційно-аналітичного центру гірничовидобувного регіону із виділенням маркшейдерсько-геодезичного напрямку

Інформаційна структура міста будується з урахуванням структури і процесів функціонування його органів управління, потреб в інформаційному забезпеченні населення і різних орга-

нізацій. Безумовно, найважливішою метою створення і функціонування ІС управлінської діяльності адміністративних структур є автоматизована обробка всієї інформації, що надходить для прийняття мером і керівною ланкою мерії своєчасних, виважених і найбільш обґрунтованих рішень з управління соціально-господарським комплексом міста. Традиційні методи управління, засновані на паперових технологіях, не дозволяють мати всю сукупність необхідних вихідних даних і повноцінно враховувати цю інформацію при прийнятті відповідальних рішень. Тут на допомогу приходять сучасні інформаційні технології. Також відбувається заміна більшості процесів, заснованих на використанні телефонів і факсів-апаратів, на можливості мережових комунікацій, що зменшує витрати, завдяки більш ефективному управлінню ланцюжками взаємодій службовців, приватних осіб і організацій (див. рис. 2).

Структури не повинні замикатися на себе в локальній приватній мережі. Завдяки Інтернету і мережним технологіям забезпечуються безперервні потоки даних між різними відділами, прискорюється робочий процес, створюються електронні зв'язки з окремими особами, організаціями та державними органами. Усе більша кількість обов'язків і питань стосується окремо взятого службовця. Жителі території, організації вимагають відкритості дій органів управління, а також можливостей легкої взаємодії з ними і швидкого вирішення проблем, які виникають.

Загалом у системі управління територією сьогодні відбуваються такі зміни: управління та контроль у глобальному масштабі; перехід до знань та інформації як основи всього; інноваційні послуги та конкуренція на основі часу; обмеження власних знань службовців; прагнення до зменшення рівнів і структур управління; децентралізація і незалежність від розміщення; зниження витрат на виконання операцій; часткова передача повноважень; співпраця і робота в команді; комп'ютеризовані зв'язки із зовнішніми організаціями та приватними особами; комп'ютеризоване управління ресурсами; необхідність у швидкому реагуванні; постійна різнорівнева звітність; безперервний обмін інформацією.

Масштабність і складність задач безпечного функціонування Криворізького гірничодобувного регіону вимагають необхідності рішення проблеми створення й розвитку інфраструктури просторових даних маркшейдерсько-геодезичного моніторингу, яка б забезпечувала швидкий і ефективний пошук, доступ і обмін інформації, а також її подальше використання в системах підтримки ухвалення рішень, системах управління територіями та інших інформаційно-аналітичних системах різних рівнів державної влади, а також у значущих суб'єктах господарювання. При створенні інфраструктури просторових даних важливо враховувати наступне:

обсяги накопичених просторових даних доцільно зберігати в місцях їх створення, оскільки там їх раціональніше поновлювати;

доступ до локальних, регіональних і центральної баз просторових даних (БПД) може бути забезпечений за допомогою засобів телекомунікації, які можуть використовуватися по комутованих або виділених каналах зв'язку як державних, так і комерційних. Передбачається, що споживачами одержаних даних стануть здебільшого гірничодобувні регіони (суб'єкти баз даних) і муніципальні органи;

необхідність оперативного доступу до локальних просторових даних, їх компоновки, уточнення даних по локальних базах і отримання загальної картини по гірничодобувному регіону загалом вимагає наявності центрального серверу з докладними посиланнями на всю інформацію локальних серверів (центральної бази метаданих – Інформаційного центру маркшейдерсько-геодезичного моніторингу) і безпосередньо БПД з просторовим дозволом, який дає право органам державної влади міського або регіонального рівня здійснювати територіальне планування й управління;

для реалізації процесів формування, підтримки та ефективного використання просторових даних в органах державної влади необхідне створення відповідної законодавчої, нормативно-технічної, організаційно-технічної і методичної бази.

Висновки. Все зазначене вище дозволяє визначити такі концептуальні шляхи розвитку організації системи управління територією гірничодобувного регіону: по-перше, у рамках єдиної інформаційної системи управління міським господарством необхідна організація регіонального головного геоінформаційного центру (на базі міськвиконкому), по-друге, створення геоінформаційних центрів на суб'єктах, що забезпечують ефективний обіг інформації про територію. Це надасть право сформувати централізовану систему оперативного забезпечення органів

державної влади як відомостями про наявність, склад і місцезнаходження актуальної, юридично значущої, однорідної і зіставленої просторової інформації, так і самою інформацією, тим самим створити умови для ефективного та якісного забезпечення рішення стратегічних й оперативних задач безпечного функціонування техногенно небезпечної території, якою, безперечно, є територія гірничовидобувних регіонів. При цьому стануть доступними відкриті інформаційні ресурси міста зацікавленим громадянам та юридичним особам. Тільки в такому випадку можна створити обґрунтовану і реальну модель сталого розвитку й безпечного функціонування гірничовидобувних регіонів.

Список літератури

1. **Иванова В.Н.** Технологии муниципального управления: Учебное пособие / **В.Н. Иванова, Ю.Н. Гузов, Т.И. Безденежных.** - М.: Финансы и статистика, 2005. - 396 с.
2. Информационные технологии управления: Учебное пособие / под ред. **Ю.М. Черкасова.** - М.: ИНФРА-М, 2001. - 216 с.
3. Закон України « Про місцеве самоврядування» від 21.05. 1997. № 280/97 (діє в редакції з 07.08.2011 р.).
4. **Атаманов С.А.** Информационный аспект в технологиях управления территориальными комплексами / С.А. Атаманов // Геодезия и аэрофотосъемка. – М.: 2006. – С. 177–180.
5. <http://abc.vvsu.ru/>
6. **Гохман В.** Корпоративные муниципальные ГИС / **В. Гохман** // ArcReview. - М.: ООО «Дата +», 2006. - №38. - С. 2-3.

Рукопис подано до редакції 12.03.12

УДК622.012.2

А.С. САММАЛЬ, д-р техн. наук, проф., **О.А. ТОРМЫШЕВА**
ФГБОУ ВПО «Тульский государственный университет»

ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ДЕЙСТВИИ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ЛОКАЛЬНОЙ НАГРУЗКИ

Предлагается аналитический метод расчета монолитной замкнутой крепи капитальных горных выработок произвольного поперечного сечения на действие внутренней локальной нагрузки, обусловленной весом проходческого оборудования, действием домкратов, подъемных устройств и механизмов, распираемых в крепь. Метод реализован в виде компьютерной программы. Приводится пример расчета.

При проектировании капитальных выработок, особенно сооружаемых в сложных горнотехнических условиях, особую актуальность приобретают вопросы оценки влияния внутренних локальных нагрузок большой интенсивности на несущую способность подземных конструкций. К таким нагрузкам можно отнести, например, вес тяжелой техники, складываемых материалов, а также усилия подъемных и распорных устройств в выработках и пр.

В настоящее время общепринятым является подход к расчету обделок тоннелей, базирующийся на рассмотрении взаимодействия подземной конструкции с окружающим массивом пород (грунта) как элементов единой деформируемой системы и использовании строгих решений соответствующих задач механики сплошной среды. Имеющиеся аналитические методы позволяют производить расчет обделок кругового и некругового поперечного сечения на основные виды статических воздействий, в том числе - нормального давления, локально распределенного по наружному контуру подземной конструкции, моделирующего давление нагнетаемого за обделку связующего раствора при инъекционном укреплении пород. Аналогичных методов, предназначенных для расчета обделок тоннелей на действие внутренних вертикальных локальных нагрузок, до настоящего времени не имелось.

В связи с этим на основе обобщения накопленного в Тульском государственном университете опыта математического моделирования напряженного состояния подземных сооружений при различных видах воздействий [1,2] предлагается новый аналитический метод расчета обделок тоннелей произвольного поперечного сечения на действие внутреннего локального вертикального давления (*Работа выполнена при поддержке грантом МК-164.2009.5*).

В основу разработанного метода положена соответствующая математическая модель, базирующаяся на современных представлениях геомеханики о взаимодействии подземной конструкции и окружающего массива горных пород как элементов единой деформируемой

системы и позволяющая учитывать основные факторы, существенно влияющие на напряженное состояние подземной конструкции, к которым относятся: формы и размеры поперечного сечения подземной конструкции, деформационные характеристики массива пород и материала крепи, интенсивность нагрузки и расположение участка ее приложения.

Для реализации сформулированной математической модели рассматривается плоская задача теории упругости о равновесии кольца в общем случае некруговой формы (с одной осью симметрии), подкрепляющего отверстие в линейно-деформируемой бесконечной среде, при действии на части внутреннего контура равномерно распределенного вертикального давления. Расчетная схема представлена на рис. 1.

Здесь среда S_0 , моделирующая массив пород, механические свойства которой характеризуются усредненными значениями модуля деформации E_0 и коэффициента Пуассона ν_0 , ослаблена отверстием произвольной формы, подкрепленным кольцом S_1 , моделирующим крепь выработки, выполненным из другого материала с деформационными характеристиками E_1 и ν_1 . Кольцо S_1 и среда S_0 деформируются совместно, т.е. на линии контакта L_0 выполняются условия непрерывности векторов напряжений и смещений.

Внутренний контур кольца L_1 нагружен локальным равномерно распределенным вертикальным давлением, участок приложения которого определяется углами φ_1^* , φ_2^* .

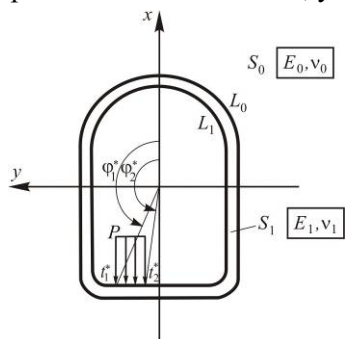


Рис. 1. Расчетная схема

После введения комплексных потенциалов $\tilde{\varphi}_j(z)$, $\tilde{\psi}_j(z)$, ($j = 0, 1$), связанных с напряжениями и смещениями в соответствующих областях S_j ($j = 0, 1$) известными формулами Колосова – Мусхелишвили [3], поставленная задача сводится к краевой задаче теории аналитических функций комплексного переменного, которая решена с использованием аппарата конформных отображений, комплексных рядов.

В основу полученного решения положен прием разложения заданной функции, определяющей действующую на части внутреннего контура нагрузку, в виде ряда Фурье в отображенной области с комплексными коэффициентами.

Решение задачи реализовано в виде полного алгоритма и компьютерной программы, позволяющей производить многовариантные расчеты.

Принятая в математической модели линейная постановка позволяет определять напряженное состояние крепи в случаях, когда действующая нагрузка существенно отличается от равномерной. При этом исходное нагружение в расчетной схеме заменяется с заданной точностью совокупностью равномерных нагрузок и используется принцип суперпозиции решений.

Ниже в качестве примера приводятся результаты расчета монолитной крепи двухпутной выработки сводчатого поперечного сечения (рис. 2), на лотковую часть которой действует локальная распределенная нагрузка интенсивности P , моделирующая вес подвижного состава, при следующих исходных данных: $E_0=1000$ МПа, $\nu_0=0,3$, $E_1=270000$ МПа, $\nu_1=0,2$. Для удобства все размеры отнесены к величине R - средний радиус выработки.

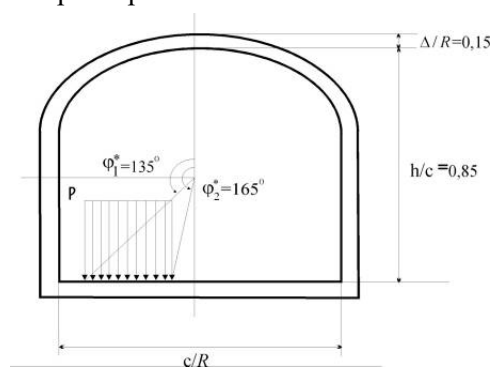


Рис. 2. Форма и размеры поперечного сечения

Расчетные эпюры безразмерных нормальных тангенциальных напряжений $\sigma_\theta^{(in)}/P$, $\sigma_\theta^{(ex)}/P$ соответственно на внутреннем и наружном контурах поперечного сечения каждой из рассмотренной обделки приведены на рис. 3. Для сравнения пунктирными линиями здесь же показаны аналогичные результаты, полученные при $\varphi_1^* = 135^\circ$, $\varphi_2^* = 225^\circ$, соответствующие случаю симметричного нагружения лотковой части конструкции.

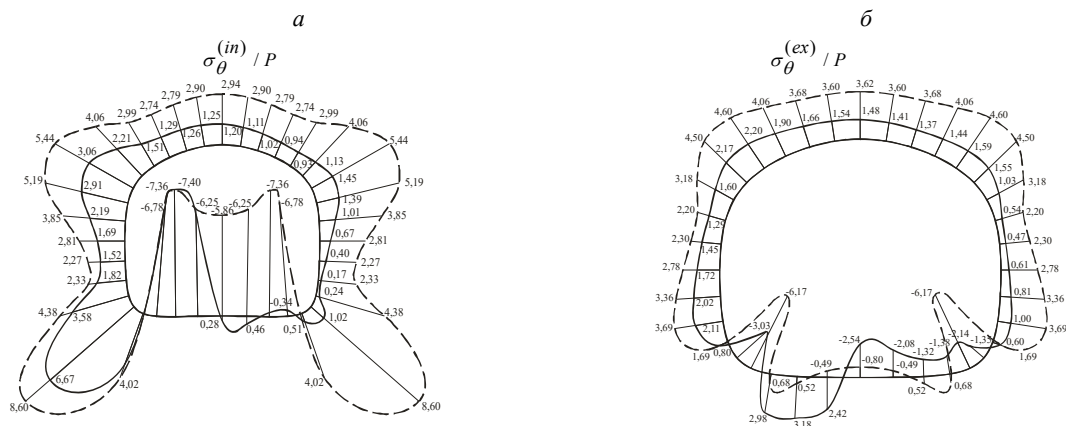


Рис. 3. Расчетные напряжения на контурах обделки: а – внутреннем, б – наружном

Как следует из представленных результатов, давление на лотковую часть крепи приводит к появлению не только существенных сжимающих нормальных тангенциальных напряжений в нижней части внутреннего контура поперечного сечения конструкции, но и к значительным растягивающим напряжениям в своде и углах. При этом в случае несимметричного нагружения растягивающие напряжения возникают также и в лотковой части крепи. Эти обстоятельства следует учитывать при проектировании подземных конструкций, особенно сооружаемых в слабых, трещиноватых и сильно нарушенных породах, обладающих низким модулем деформации.

В заключение отметим, что найденные из решения рассматриваемой задачи напряжения должны суммироваться с напряжениями от других видов действующих нагрузок в самых неблагоприятных сочетаниях, после чего можно переходить к проверке прочности сечений обделки на сжатие и растяжение.

Список литературы

1. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: Учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1989. – 270 с.
2. Фотиева Н.Н. Расчет крепи подземных сооружений в сейсмически активных районах. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
3. Мухелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – М.: Наука, 1966. – 708 с.

Рукопись поступила в редакцию 12.04.12

УДК 622.271.4.012.3

Е.А. НЕСМАШНЫЙ, д-р техн. наук, проф.,
А.В. БОЛОТНИКОВ, А.С. НАМИНАТ, аспиранты
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ И ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА №4, ВНЕШНИХ И ВРЕМЕННЫХ ОТВАЛОВ АРТЕМОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Определены предельно допустимые параметры откосов бортов и отвалов Артемовского карьера при разработке проекта его отработки до глубины 195 м (отм. -60 м). Выполнено геомеханическое обоснование параметров проектируемого отвала «Западный» и прогноз его влияния на устойчивость западного борта карьера № 4 ПАО «ЦГОК». При расчетах использовалась автоматизированная обработка данных GPS-мониторинга напряженно-деформированного состояния открытых горных выработок в виде пакета прикладных программ «Репер».

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Железорудные месторождения Кривбасса являются основным объектом использования горно-металлургической отрасли, поскольку продукция горнодобывающих предприятий весьма значима в экономике Украины. В тоже время горнодобывающим предприятиям традиционно свойственны, кроме техногенного воздействия на недра, способы перемещения горной массы в больших объемах с мест природного залегания для дальнейшей переработки и складирования (отвалы, хвостохранилища). Практически все внешние отвалы примыкают к бортам карьеров, образуя единую техно-

генно-нагруженную систему «карьер-отвал». Изменение гидрогеологического баланса, экологического состояния, осложнения горно-технологических условий разработки месторождения на первый план выдвигают вопросы прогнозирования, оперативности и надежности при расчетах устойчивости бортов карьеров и отвалов.

Анализ исследований и публикаций. Многолетний опыт проектирования, строительства и эксплуатации железорудных карьеров показывает, что с ростом глубины разработки возникает много проблем технологического характера, связанных с обеспечением динамики и стабильности горных работ. Территория карьера и прилегающие к нему обширные зоны, которые попадают в область влияния горных разработок, претерпевают сложное деформирование и находятся в напряженно-деформированном состоянии. Анализ предыдущего опыта и научных исследований в данной области показал, что на современном этапе развития открытых горных работ возросли требования к качеству и точности расчетов устойчивости [1,2].

Еще до сравнительно недавнего времени при решении проблемы устойчивости бортов карьеров, и особенно при проектировании, часто ограничивались определением так называемых «генеральных» углов наклона карьеров, и в лучшем случае выбором их профиля, в которые затем без должного обоснования и соответствующих расчетов «вписывались» уступы и бермы. При этом, как правило, параметры уступов и берм, сверху и до дна карьера, были одинаковыми. Это приводило к повсеместному образованию осыпей и обрушениям, так как при обеспеченной общей устойчивости борта не обеспечивалась устойчивость локальных участков – уступов, зон.

На современном этапе развития горной науки конструктивно борт в предельном положении отстраивают, исходя из высот и углов откосов устойчивых уступов, ширины съездов и ширины берм различного назначения, которые, как правило, рассчитываются на основе базовой величины призмы возможного обрушения. Это нашло свое отражение в работах Г.Л. Фисенко, А.И. Арсентьева, В.В. Ржевского, Ю.И. Туринцева, П.С. Шпакова, Р.П. Окатова, А.И. Ильина, Н.К. Звонарева, Э.Л. Галустьяна и др.

Изложение материала и результаты. Геологическое строение карьерного поля Артемовского месторождения характеризуется слоистым горизонтальным залеганием трех основных видов пород: песчано-глинистые наносы; пески; каолины (выветрелые гнейсы); породы скального состава. Структура месторождения и особенно вскрышных пород изучена явно недостаточно. Характерным примером залегания породных слоев Артемовского месторождения железных руд является геометрическая схематизация разреза по м. оси 180 (рис. 1). На большей части месторождения мощность верхнего пласта песчано-глинистых пород составляет 20-30 м до гор. (+105) м. С геомеханической точки зрения наибольшую опасность для устойчивости уступов и бортов карьера представляет слой выветрелых гнейсов (каолинов), мощность которого достигает 50-60 м. В этих породах формируются участки, состоящие из групп уступов высотой до 80 м, сложенные не очень прочными породами.

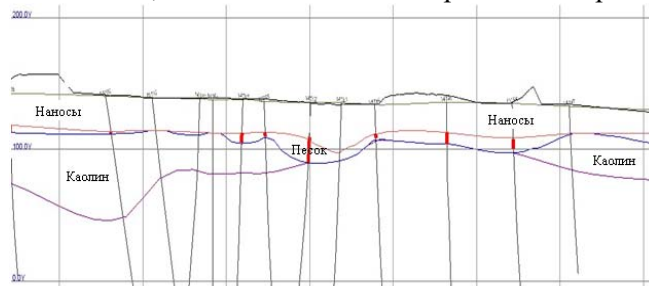


Рис. 1. Схема залегания породных слоев по разрезу 200 м.о.

Прочностные и деформационные свойства пород вскрышного комплекса Артемовского месторождения практически не изучены. Определялись только физико-механические свойства железных руд месторождения с точки зрения их последующей переработки. Однако их использование в геомеханических расчетах возможно только частично, так как устойчивость нерабочих уступов, групп уступов и бортов любого карьера определяют

прочностные параметры вскрышных пород. Таким образом, для определения расчетных показателей прочности горных пород и массивов Артемовского месторождения использовались методы инженерно-геологической аналогии. На основе анализа данных о прочностных и деформационных свойствах пород Глееватского и Петровского месторождений определялись породы аналогичные породам Артемовского месторождения и, таким образом, выбирались значения, которые в последующем использовались для расчета устойчивости уступов, групп уступов и бортов Артемовского карьера и отвала № 3 (табл. 1).

Таблица 1

Физико-механические свойства пород Артемовского карьера и отвала №3

Наименование породы	Удельная масса, т/м ³	Угол внутреннего трения, град	Сцепление, Мпа	Коэффициент структурного ослабления	Примечание
Супесь легкая	1,98 - 2,25	24-27	0,05 - 0,105	-	-
Суглинок средний и тяжелый	1,73-2,07	18-26	0,014-0,173	-	-
Глина песчаная	1,86-2,13	14-25	0,046-0,14	-	-
Кварциты	3,302-3,50	30-35	100-200	0,001	Сильно трещиноватый
Кварциты	3,302-3,50	30-35	100-250	0,001	Трещиноватый
Мигматиты	2,77-2,80	28-30	80-95	0,003	
Каолин	2,55-2,65	28-30	1-5	0,025	

Свойства вскрышных пород отвала №3					
Породы скальной вскрыши	2,56	35	0,02	-	-
Породы смешанного состава	2,33	16	0,036	-	-

На основании проектного решения по обработке Артемовского карьера до глубины 195 м с учетом тектоники и структуры месторождения определены шесть расчетных разрезов, устойчивость которых и будет, по нашему мнению, определять устойчивость уступов, групп уступов и всех бортов карьера в целом (рис.2). Расположение выбранных вертикальных разрезов на плане карьера № 4, который соответствует проектному положению горных работ на конечном контуре, совмещено с проектным положением первой очереди отсыпки отвала «Западный» (рис. 3). Координаты вертикальных разрезов восточного и западного бортов получены в результате GPS съемки [3,4,6]. Выполнена геометризация трех характерных инженерно-геологических разрезов по юго-западной части отвала, необходимых для расчета устойчивости ярусов и бортов отвала № 3.

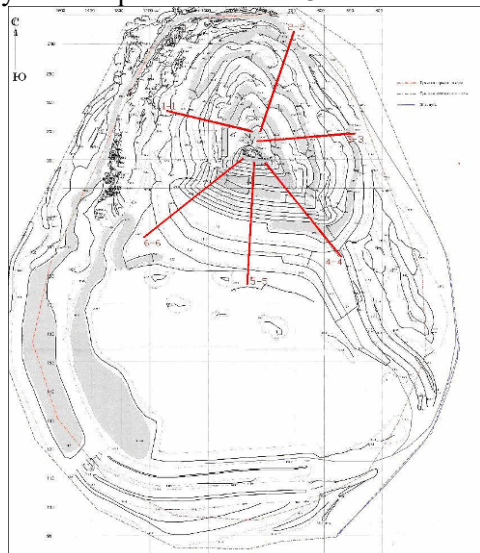


Рис. 2. Расположение расчетных разрезов на плане горных работ Артемовского карьера (проектное положение горных работ на 01.01.2012 г.)

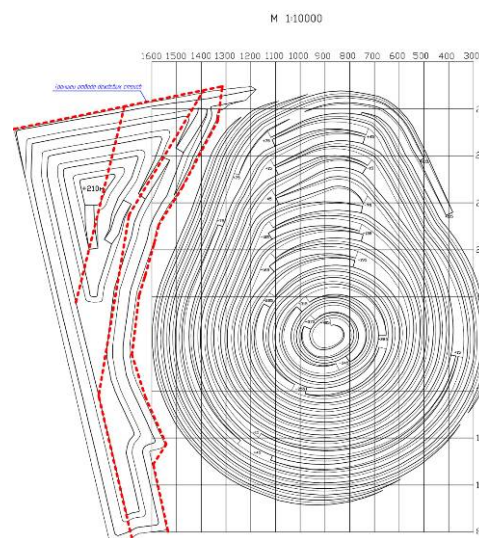


Рис. 3. Совмещенная схема первой очереди отвала «Западный» и карьера с указанием положения закрытых каналов, предназначенных для отвода поверхностного стока с подготовленной территории

Для расчета коэффициента устойчивости использовалась геомеханическая схема для плоского борта карьера, в котором отсутствуют неблагоприятно ориентированные поверхности ослабления и отчетливо прослеживается горизонтальное залегание породных слоев (рис.4) [2]. Именно данная расчетная схема наиболее полно отображает реальную геомеханическую ситуацию на Артемовском карьере (горизонтальное расположение породных слоев, отсутствие неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления или отсутствие достоверных сведений о них).

Форма и расположение поверхности скольжения в неослабленном массиве, прилегающем к откосу, определяется основными положениями теории предельного равновесия сыпучей среды. При углах внутреннего трения $\rho < 13^\circ$ пород, залегающих в нижней части откоса, поверхность скольжения выходит в подошву откоса, пересекая ее под углом $\varepsilon = 45^\circ - \rho/2$. Для оценки устойчивости горных массивов находится наиболее слабая поверхность скольжения с минимальным соотношением удерживающих и сдвигающих сил. От правильности установления формы и местоположения этой линии зависит точность и надежность результатов расчета коэффициента запаса устойчивости. Установлено, что поверхность скольжения призмы возможного обрушения для данных горно-геологических условий является плавно криволинейной, по форме близкой к круглоцилиндрической. Расчеты по определению степени устойчивости бортов и групп уступов Артемовского карьера выполнены с помощью разработанного пакета прикладных программ [5]. Результаты расчетов представлены в табл. 2.

Сравнение полученных значений коэффициента запаса устойчивости с нормативными показало, что устойчивое состояние для бортов и групп уступов (согласно проектному положению горных работ на 01.01.2012 при отработке до отм. (-60 м) не вызывает опасений.

Расчеты показали, что борта карьера № 4 ПАО «ЦГОК» при достижении ими предельного контура, который обеспечивает отработку всех балансовых запасов, будут обладать степенью устойчивости, соответствующей нормативным параметрам.

Таблица 2

Результаты расчета устойчивости бортов и групп уступов Артемовского карьера
(проектное положение горных работ на 2011 год)

Номер разреза	Объект	Высота, м.	Угол откоса, град.	Коэффициент запаса устойчивости
1-1	Западный борт в целом	155	30	1,26
2-2	Северный борт в целом группа уступов (м.о. 231-248)	146	27	1,30
		105	40	1,25
3-3	Восточный борт в целом группа уступов (м.о. 227-229)	164	30	1,28
		114	35	1,25
4-4	Южный борт в целом группа уступов (м.о. 211-195)	165	25	1,34
		102	34	1,28
5-5	Южный борт в целом группа уступов (м.о. 201-194)	187	27	1,33
		60	42	1,20
6-6	Южный борт в целом группа уступов (м.о. 212-205)	165	37	1,29
		75	45	1,22

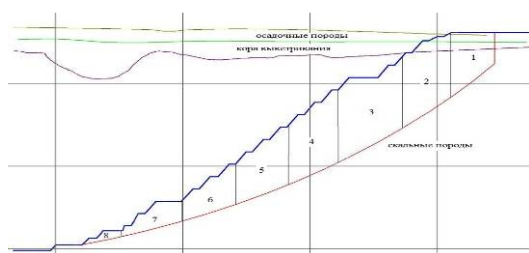


Рис.4. Схема к расчету устойчивости восточного борта карьера № 4 по разрезу 6

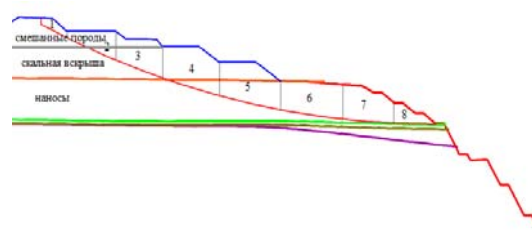


Рис.5. Схема к расчету устойчивости северо-восточного борта отвала «Западный»

В основу расчета устойчивости внешнего отвала «Западный» взято его проектное положение на конец отсыпки первой очереди. При решении этой задачи нами использовались вертикальные разрезы по проектным контурам первой очереди отсыпки внешнего отвала «Западный», совмещенные с конечным контуром отработки карьера № 4; информация об объемах отсыпки горной массы в отвал и ее составе; усредненные физико-механические свойства пород в основании отвала (табл. 1).

Пример расчетного профиля восточного борта внешнего отвала «Западный» и верхней части западного борта карьера № 4 с учетом геологического строения и потенциальной поверхностью скольжения показан на рис.5. При этом мы учитывали тот очевидный факт, что возможное нарушение ус-

тойчивости восточного борта отвала «Западный» может коснуться не только самого отвала, но и захватить верхние уступы, сложенные наносами, западного борта карьера № 4.

Очевидно, что верхние уступы (сложенные песчано-глинистыми породами) западного борта карьера № 4 и внешнего отвала «Западный» необходимо рассматривать при оценке их устойчивости как единую систему «карьер-отвал». Расчеты степени устойчивости северо-восточного борта отвала «Западный» выполнялись по следующим вариантам: вариант №1 – поверхность возможного скольжения выходит в зону верхних, сложенных наносами, уступов западного борта карьера; вариант №2 – поверхность возможного скольжения, характерная для подподошвенных оползней; вариант №3 – поверхность возможного скольжения занимает промежуточное положение вариантов № 1 и № 3).

Таблица 3

Результаты расчета устойчивости внешнего отвала «Западный»					
Номер разреза	№ варианта	Высота борта, м.	Количество ярусов	Угол наклона, град.	КЗУ
Западный борт					
1	1	60	4	13	1,71
	2				1,91
	3				1,96
2	1	30	2	20	1,47
	2				1,60
	3				1,51
1a	1	25	3	15	1,47
	2				1,73
	3				1,66
2a	1	60	4	14	1,71
	2				1,87
	3				1,75
3a	1	45	3	17	1,64
	2				1,62
	3				1,53
Восточный борт					
1		60	4	13	1,86
2a		60	4	14	2,19

Результаты расчетов, представленные в табл.3, показали, что коэффициент запаса устойчивости западного борта отвала «Западный» изменяется по разным профилям в пределах 1,86 – 2,19. Это означает наличие необходимого резерва устойчивости, позволяющего принять нагрузку от отвальных пород его второй очереди отсыпки. Несмотря на то, что прогнозируемая степень устойчивости восточного борта отвала «Западный» на участке его сопряжения с верхней частью западного борта карьера № 4 соответствует нормативным требованиям (коэффициент запаса устойчивости изменяется в пределах 1,47 – 1,71), существуют реальные геомеханические риски нарушения их устойчивого состояния. Эти риски обусловлены, прежде всего, вероятностью существенного изменения гидрологического режима в районе расположения данной системы «карьер-отвал».

Проведенными исследованиями определены довольно высокие прочностные и деформационные параметры пород, входящих в песчано-глинистый комплекс основы отвала «Западный» [3]. Однако эти параметры определены в условиях естественной влажности, которая осенью 2011 года была существенно ниже среднестатистической. На территории повсеместно развиты просадочные грунты, общей мощностью 5,0 – 10,8 м. Логично предположить, что если в процессе замачивания просадочных грунтов произойдет резкое увеличение их влажности, то это приведет не только к снижению их прочностных и деформационных параметров, но и к изменению консистенции грунтов от твердой фазы до мягкопластичной и текучей. Очевидно, что это может отрицательно повлиять на устойчивость всей рассматриваемой системы «карьер-отвал».

При этом необходимо учитывать то, что процесс возведения проектируемого отвала «Западный» существенно изменит рельеф на данной территории. Максимальная высота отвала будет достигать 70–110 м. Вес отвала, при его максимальном развитии будет достигать 173,951 млн. т, что окажет существенное влияние на грунты основания. Опыт строительства подобных отвалов однозначно указывает на возможность формирования и развития техногенного водоносного горизонта под воздействием комплекса природных и техногенных факторов.

Выводы. Выполненные расчеты устойчивости показали, что степени устойчивости западного борта отвала «Западный» и восточного борта отвала «Западный» на участке его сопряжения с верхней частью западного борта карьера № 4 отвечают нормативным требованиям и имеют необходимый резерв, позволяющий принять нагрузку от вскрышных пород второй очереди отсыпки.

Выполненные геомеханические расчеты подтверждают принятое в ТЭО решение о размещении на западном борту карьера автомобильного отвала «Западный» [4].

Также оценка состояния устойчивости показала, что проектные параметры бортов карьера №4 в отработанном виде обеспечивают безопасные, с точки зрения геомеханики, условия производства горных работ. Однако на данном этапе исследований инженерно-геологических особенностей Артемовского месторождения нет предпосылок для возможного увеличения углов откоса нерабочих бортов карьера № 4.

Список литературы

1. Норми технологичного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. – Київ: МППУ. - 2008. - 702 с.
2. **Е.А.Несмашний** Оптимизация геометрических параметров открытых горных выработок. – Кривой Рог: Изд-во "Минерал", 1999.
3. Прогноз изменения степени устойчивости бортов карьера, внешних и временных отвалов Артемовского карьера ОАО «ЦГОК»: отчет по нир (заключит.), договор № 118-13-09/10-859-11 от 11.01. 2011 г/ МОНМСУ - КТУ.- Кривой Рог - 104 с.
4. Комп'ютерна програма «Комплекс комп'ютерних програм «РЕПЕР»: Свідство про реєстрацію авторського права на твір. Україна, МОНУ/Є.Я.Бехлер, А.В. Болотников, Є.О.Несмашний, О.В.Максимов, Г.І.Ткаченко. – № 39943; Зареєстр. 02.09.11.
5. Комп'ютерна програма для оцінки і розрахунку стійкості укосів бортів кар'єрів і ярусів відвалів «KUSTO»: Свідство про реєстрацію авторського права на твір. Україна, МСП 03680 / **В.О.Півень, Д.М.Шпирок, О.В.Романенко, Є.Я.Бехлер, Є.О.Несмашний, О.В.Максимов, Г.І.Ткаченко.** – № 18720; Заявл. 03.10.06; Зареєстр. 22.11.06.
6. **Болотников А.В.**//Особенности решения маркшейдерско-геодезических задач устойчивости железорудных карьеров и отвалов с использованием GPS-оборудования//Вісник Криворізького технічного університету: Збірник наукових праць. – №26. – Кривий Ріг, 2010.- С. 84-87.
Рукопись поступила в редакцию 14.02.12

УДК 622.235

П.И. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
К.Ю. ПАСИЧЕНКО, Ю.К. ПАСИЧЕНКО, кандидаты техн. наук,
Украинский политехнический техникум

ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ ЗАРЯДОВ ПРИ РЕГИСТРАЦИИ ВЗРЫВНЫХ ВОЛН В ПОЛИГОННЫХ УСЛОВИЯХ

Обосновано, что максимальное расстояние от заряда, при котором амплитуда массовой скорости остается такой же по величине, как при неограниченной длине заряда, равна порядка длине заряда.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Для эффективного управления энергией взрыва при отбойке горных пород необходима достоверная информация о закономерностях процессов, протекающих в массиве при взрыве зарядов взрывчатых веществ (ВВ). В частности необходимо знать об закономерностях изменения во времени и с расстоянием параметров волн напряжений, прежде всего массовой скорости частиц массива и величины их смещения за фронтом волны, радиальных и тангенциальных напряжений [1]. Эта информация может быть получена при проведении экспериментальных взрывов с регистрацией параметров волн методом осциллографирования [2].

В горнодобывающей промышленности и в подземном строительстве при взрывной отбойке горных пород преимущественно используются удлиненные (колонковые) заряды, значительно реже – сосредоточенные. При взрыве удлиненного заряда в массиве возникает и распространяется взрывная волна осевой симметрии, при взрыве сосредоточенного – центральной (сферической) симметрии. Затухание параметров волны осевой симметрии в радиальных направлениях происходит значительно менее интенсивно, чем в центральной, а радиус разрушения удлиненного заряда в несколько раз больше, чем сосредоточенного того же диаметра [1].

При исследовании действия взрыва в горных породах широко применяются экспериментальные взрывы в полигонных условиях. В этих экспериментах обычно в качестве взрывающей среды используются реальные горные породы, а в качестве ВВ – промышленные взрывчатые вещества, что значительно облегчает перенос результатов полигонных экспериментов на натурные условия. Одной из особенностей полигонных экспериментальных взрывов с применением колонковых зарядов является широкое использование зарядов уменьшенной длины, что позволяет существенно снизить затраты на проведение экспериментов. Вместе с тем, параметры волн напряжений определенным образом зависят от длины заряда, что обусловлено перераспределением энергии взрыва вокруг заряда ограниченной длины [3]. При недостаточной длине заряда (при определенном расстоянии от него) регистрируются заниженные величины параметров волн напряжений. Поэтому при проведении экспериментальных взрывов в полигонных условиях необходимо располагать данными о зависимостях предельных расстояний от заряда, при которых при определенной длине заряда параметры волны напряжений такие же, как при неограниченной длине заряда.

Анализ исследований и публикаций. В монографии Ханукаева А.Н. [4] представлен обширный материал, полученный на основе регистрации параметров волн напряжений, в том числе при проведении экспериментов в полигонных условиях. Полигонные эксперименты проводили в гранитах. При этом в качестве ВВ в основном использовали аммонит 6ЖВ. При проведении экспериментов с удлиненными зарядами их диаметр принимали от 25 до 100 мм, а длину – от 10 до 18,4 диаметра. Большинство же экспериментов проводили с зарядами диаметром d_3 25 и 32 мм и длиной l_3 соответственно 18,4 и 14,4 их диаметра (36,8 и 28,8 радиуса заряда R_0). Параметры волн напряжений регистрировали в интервале расстояний от 60 до 280 R_0 от заряда.

На основе этих экспериментов были получены графики зависимости максимальной массовой скорости V_{max} (а также других параметров) от относительного расстояния R/R_0 от заряда. В указанных выше условиях проводились также экспериментальные взрывы с использованием сосредоточенных зарядов аммонита 6ЖВ, получены соответствующие графики зависимости параметров волны напряжений.

При выборе длины колонковых зарядов руководствовались положением Ханукаева А.Н. о том, что при указанном выше диапазоне изменения расстояний от заряда и длине заряда, равной или больше 10...12 его диаметров, параметры волн напряжений такие же, как и при неограниченной длине заряда [4]. Следует отметить, что на момент проведения экспериментальных взрывов в гранитах Ханукаевым А.Н. не были проведены специальные эксперименты по установлению длины зарядов, при которых достигаются максимальные величины регистрируемых параметров волны напряжений. Его рекомендации по выбору длины зарядов основывались в основном на опыте других исследователей. В дальнейшем под научным руководством профессора Ханукаева А.Н. Арбиевым К.К. были проведены экспериментальные взрывы специально для установления влияния длины зарядов на параметры волн напряжений [5].

При проведении Арбиевым К.К. экспериментов взрывали заряды аммонита 6ЖВ диаметром 180 мм различной длины в габбродиобазах с регистрацией массовой скорости на расстоянии $140R_0$ от заряда. На основе проведенных экспериментов был получен график зависимости максимальной массовой скорости V_{max} за фронтом волны от величины отношения длины заряда к его диаметру l_3/d_3 . Согласно этого графика, при увеличении l_3/d_3 от 5 до 15...16 значение V_{max} равномерно возрастает до величины, близкой к максимальной. При l_3/d_3 больше 18 величина V_{max} остается постоянной и равной порядка 0,4 м/с.

На основе этих данных Ханукаев А.Н. рекомендовал при расположении датчиков на расстоянии $140R_0$ от заряда принимать длину заряда равной или больше 16...18 его диаметров [5]. Таким образом, произошла определенная эволюция взглядов проф. Ханукаева А.Н. по вопросу выбора длины зарядов и максимального расстояния датчиков от заряда при проведении экспериментальных взрывов. В два раза было уменьшено максимальное расстояние от заряда и несколько увеличена длина зарядов.

В работе [3] авторами проводилось сравнение интенсивности затухания амплитуд массовой скорости с расстоянием при взрывах удлиненных зарядов длиной 14,4 и 18,4 d_3 и сосредоточенных зарядов. При этом использовались графики V_{max} – относительное расстояние R/R_0 , полученные Ханукаевым А.Н. при проведении экспериментальных взрывов в гранитах [4]. При аппроксимации кривых $V_{max} - R/R_0$ выражением

$$V_{max} = A_V / (R / R_0)^{K_V} \quad (1)$$

получена формула для расчета показателя K_V на отдельных участках кривой

$$K_V = lq(V_2 / V_1) / lq(R_1 / R_2), \quad (2)$$

где A_V - константа, которая зависит от симметрии волны напряжений, характеристик горных пород и ВВ; V_1 и V_2 - максимальные массовые скорости соответственно в начале и в конце участка; R_1 и R_2 - расстояние начала и конца участка от заряда.

Как показали расчеты K_V , интенсивность затухания амплитуды массовой скорости с расстоянием для удлинённых зарядов длиной 14,4 и 18,4 d_3 на расстоянии больше $60R_0$ от заряда не только не ниже, как можно было ожидать, но даже несколько выше, чем для сосредоточенных зарядов. Так, показатель K_V для сосредоточенных зарядов вне зоны пластических деформаций на различных расстояниях от заряда был практически постоянным и равным 1,45...1,50, в то время как для удлинённых зарядов в интервале расстояний от 60 до $120 R_0$ он составлял 1,90...1,94. Это дало основание авторам полагать, что на расстояниях, превышающих $60R_0$ от заряда, при указанной выше его длине амплитуда массовой скорости за фронтом волны существенно ниже, чем при неограниченной длине заряда.

Что касается зависимости V_{max} от l_3/d_3 , полученной Арбиевым К.К., следует отметить следующее. В указанном графике имеет место неестественно резкий переход от наклонного участка к горизонтальному. Причем последний построен лишь по двум значениям V_{max} - при l_3/d_3 равном 19 и 25. Участок графика, лежащий в интервале значений l_3/d_3 от 18 до 25 полностью определяется значением V_{max} при l_3/d_3 , равном 25. Это дает основание предполагать, что при регистрации массовой скорости при указанной величине l_3/d_3 была допущена серьезная погрешность, что и привело к искажению графика. Таким образом, проведенный анализ свидетельствует, что зависимости параметров волн напряжений от длины зарядов изучены недостаточно. Вместе с тем, для выбора длины зарядов при проведении полигонных экспериментов крайне необходима информация о зависимости предельных расстояний от заряда от его длины. Поэтому по данному вопросу необходимо проводить дополнительные исследования.

Постановка задачи. Задачей исследований является установление предельных расстояний от зарядов различной длины, при которых амплитуды кинематических параметров волны такие же, как и при неограниченной длине заряда. Достижение решения этой задачи предусматривается на основе изучения процесса перераспределения энергии взрыва вокруг колонкового заряда по мере распространения фронта волны напряжений в массиве.

Изложение материала и результаты исследований. Рассмотрим процесс формирования и распространения в массиве общего фронта взрывной волны, генерированной взрывом колонкового заряда ограниченной длины. При этом сделаем допущение, что детонация заряда происходит мгновенно, а скорость ударной волны и волны напряжений в горной породе равны по величине. Исходя из этого и используя принцип Гюйгенса, представляется возможным построить для различных моментов времени положения фронтов волны относительно заряда при взрыве его в однородной горной породе (рис. 1). Геометрические параметры фронтов волн для различных моментов времени при взрывании зарядов длиной 20 и 40 R_0 представлены в табл. 1, составленной на основе соответствующих построений для указанных зарядов.

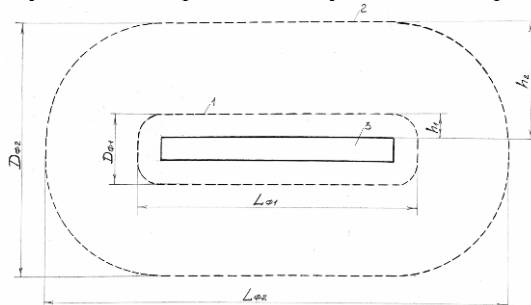


Рис. 1. Положения овальнообразных фронтов взрывной волны относительно зарядной полости в различные моменты времени: 1 и 2 – фронты волны; 3 – зарядная полость

Согласно рисунку и данным таблицы, под действием взрыва колонкового заряда в окружающем массиве формируется овальнообразный фронт взрывной волны.

Таблица 1

Геометрические параметры фронтов взрывных волн в различные моменты времени

Приведенное расстояние фронта волны от стенок зарядной полости h/R_0	Длина заряда $20R_0$			Длина заряда $40R_0$		
	приведенная длина овально- образного фронта L_ϕ/R_0	приведенный диаметр овально- образного фронта D_ϕ/R_0	$\frac{L_\phi}{D_\phi}$	приведенная длина овально- образного фронта L_ϕ/R_0	приведенный диаметр овально- образного фронта D_ϕ/R_0	$\frac{L_\phi}{D_\phi}$
2	24	6	4	44	6	7,33
10	40	22	1,82	60	22	2,73
20	60	42	1,43	80	42	1,90
40	100	82	1,22	120	82	1,46
80	180	162	1,11	200	162	1,23
160	340	322	1,06	300	322	1,12

В нем можно выделить три участка – центральный и два торцевых. Центральный участок цилиндрической формы. Прилегающие к нему торцевые участки представляют собой две полу-сферы. По мере увеличения расстояния фронта волны от зарядной полости отношение длины овальнообразного фронта к его диаметру постепенно уменьшается и в пределе стремится к единице. Это свидетельствует о том, что при увеличении расстояния фронта волны напряжений от зарядной полости волна напряжений постепенно приобретает сферическую симметрию. В результате этого в радиальном направлении возрастает геометрическое расхождение и интенсивность затухания параметров волны с расстоянием.

В связи с тем, что торцевые участки общего фронта волны обладают сферической симметрией, затухание параметров волны с увеличением расстояния от торцов зарядной полости происходит более интенсивно, чем на центральном участке. Вследствие этого от его торцевых участков массива к центральному распространяются волны разгрузки. Происходит перераспределение энергии взрыва вдоль фронта волны, что приводит к повышению интенсивности затухания параметров волны с расстоянием на центральном участке.

В дополнение к анализу интенсивности затухания массовой скорости с расстоянием, проведенном нами в начале статьи, проанализируем интенсивность затухания $V_{\max}$ на расстояниях, соизмеримых с длиной заряда. Для этого воспользуемся участком графика $V_{\max} - R/R_0$, полученного Ханукаевым А.Н. при экспериментальных взрывах, проведенных в гранитах [4]. В интервале расстояний от 20 до 60 R_0 величину $V_{\max}$ определяли методом откола с использованием сверхскоростной киносъемки. Взрывали заряды аммонита 6ЖВ диаметром 32 мм и длиной 14,4 его диаметра ($28,8R_0$).

Согласно указанного графика, для расстояний 20, 30, 40 и 60 R_0 величины $V_{\max}$ соответственно составляют: 13,5; 7,5; 4,4; 1,9 м/с. Произведя расчеты по формуле (2), получаем соответственно следующие значения K_V в интервалах расстояний от заряда 20-30, 30-40, 40-60 R_0 : 1,45; 1,85; 2,07.

Интервал расстояний от 20 до 60 R_0 в основном находится в зоне пластических деформаций действия взрыва колонкового заряда, что обуславливает высокие диссипативные потери на фронте волны. Несмотря на это, в интервале 20-30 R_0 величина показателя K_V умеренная. Это дает основание утверждать, что в интервале расстояний 20-30 R_0 при длине заряда $28,8R_0$ параметры волны такие же, как и при неограниченной длине заряда. При дальнейшем увеличении расстояния от заряда интенсивность затухания параметров волны значительно возрастает, достигая наибольшей величины в интервале 40-60 R_0 , на котором проявляется как перераспределение энергии взрыва вдоль фронта волны, так и повышенная диссипация энергии волны, вызванная неупругими процессами.

Одним из наиболее важных факторов, от которого зависит интенсивность перераспределения энергии взрыва вдоль фронта взрывной волны, является отношение расстояния от заряда к длине заряда R/l_0 . Выразим приведенные выше интервалы расстояний через длину заряда, которая равнялась $28,8R_0$: 0,69-1,04; 1,04-1,39; 1,39-2,08. Таким образом, согласно проведенным исследованиям, при длине заряда 14...15 его диаметра при расстоянии от заряда, не превышающего его длину, амплитуда массовой скорости за фронтом волны такая же, как и при неограниченной длине заряда. Анализ процесса перераспределения энергии взрыва удлинённых зарядов дает основание считать, что подобная закономерность сохраняется и при других длинах зарядов.

Выводы и направление дальнейших исследований. За фронтом взрывных волн колонковых зарядов ограниченной длины происходит перераспределение энергии взрыва. В результате этого по-

вышается интенсивность затухания амплитуд параметров волн с расстоянием в радиальных направлениях. Выполненные исследования свидетельствуют о том, что при взрывании зарядов ВВ длиной $28,8 \dots 36,8 R_0$ в крепких породах высокой акустической жесткости на расстояниях больших $30 \dots 40 R_0$ от заряда интенсивность затухания с расстоянием амплитуды массовой скорости значительно выше, чем при взрывании зарядов неограниченной длины. Установлено, что максимальное расстояние от заряда, при котором амплитуда массовой скорости остается такой же по величине, как при неограниченной длине заряда, равно порядку длины заряда.

В дальнейшем предусматривается исследовать механизм перераспределения энергии взрыва за фронтом взрывных волн колонковых зарядов.

Список литературы

1. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1983. – 344 с.
2. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974. – 224 с.
3. Федоренко П.И., Пасиченко К.Ю., Пасиченко Ю.К. Закономерности изменения параметров взрывных волн с расстоянием // Вісник КТУ, вип.27. – Кривий Ріг: КТУ, 2011. – С. 53-56.
4. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 200 с.
5. Ханукаев А.Н. О закономерностях распространения волн напряжений в твердых горных породах при взрывании одиночных и групповых удлиненных зарядов // Проблемы разрушения горных пород взрывом. – М.: Недра, 1967. – С. 33-44.

Рукопись поступила в редакцию 12.03.12

УДК 622.34:658.562

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., О.Л. ТОПЧІЙ
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОГНОЗУВАННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ РУД ТА ПОРІВНЯННЯ ЇХ ЕФЕКТИВНОСТІ

Розглянуто методи прогнозування якісних показників руд у надрах. Виконано детальний аналіз мінливості показників у конкретних умовах оцінювання якості руд. Наведені результати порівняння по точності традиційних і геостатистичних методів.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Завдання прогнозування оцінки середніх значень геологічних показників у надрах – одна з найважливіших при реалізації функцій маркшейдерсько-геологічного управління якістю руд і рудної сировини. Застосування методів, заснованих на теорії випадкових функцій, дає задовільні результати для блоків малого розміру, слабо «освітлених» розвідувальними даними, з якими найчастіше доводиться зустрічатися в умовах діючих підприємств.

Аналіз досліджень і публікацій. Питаннями прогнозування якісних показників руд у надрах займалися провідні вчені Марголін О.М., Єршов В.В., Ушаков І.М. та інші. Запропоновано досить багато методів прогнозування, більшість із яких не є ефективними з погляду похибки оцінки, оскільки не враховують характер мінливості показників.

Постановка завдання. Завдання оцінки якісних показників руд у надрах можуть бути успішно вирішені рівняннями крайгінга й оцінкою величини дисперсії, якщо модель розміщення ознаки в просторі не містить закономірної складової $C_T(x,y,z)$, а автокореляційна функція $K(h)$ або власна функція $\gamma(h) = \frac{1}{2}S(h) = K(0) - K(\infty)$ задані.

Викладення матеріалу та результати. Існує два варіанти реалізації методу в зазначених умовах. Перший варіант пов'язаний з точним вирішенням системи рівнянь крайгінга (дискретний крайгінг), другий – з можливими спрощеннями, виходячи з фізичного смислу рівнянь (випадковий крайгінг).

Спрощення рівнянь можливе, зокрема, при таких ситуаціях, коли результат оцінювання очевидний до проведення розрахунків. Якщо лінійні розміри блоку, що оцінюється, мають той же порядок, що і середня відстань між точками опробування, тоді в оцінку блоку істотний внесок зроблять лише ті проби, які ближче всього розташовані до центра оцінюваного блоку, тобто вагові коефіцієнти проб, що вилученні від блоку, будуть дорівнювати нулю. Такий висновок підтверджується точним вирішенням системи рівнянь крайгінга, що враховують всі вихідні дані. Другий варіант пов'язаний з оцінкою порівняно більших блоків. У цьому випадку варто очікувати, що всі проби, які перебувають у межах блоку, що оцінюється, будуть мати приблизно

однакові ваги. Проби на периферії блоку також увійдуть в оцінку з однаковими вагами, відмінними від ваг для проб в середині блоку.

Таким чином, висновок про можливість спрощення рівнянь крайгінга, а отже, й оцінки середнього значення показника повинен базуватися як на дослідженні мінливості показників, так і на аналізі геометричних характеристик блоків, що оцінюються, параметрів розвідувальних мереж. Як показують розрахунки, для малих блоків досить залучити для оцінки три – шість найближчих проб. У цьому випадку для регулярних мереж опробування розрахунки коефіцієнтів можуть бути проведені заздалегідь для найбільш типових конфігурацій взаємного розташування блоку і проб, що беруть участь в оцінці.

Подібні розрахунки для моделей мінливості, описаних схемами де Вейса і сферичною, наведені в [4]. Аналогічні приклади для експонентної схеми розглянуті в роботі [1]. При використанні комп'ютерних технологій для знаходження оцінок середніх значень якісних показників у таких блоках у випадках відхилень від стандартних умов алгоритмічно зручніше вирішувати, задаючи число проб, що беруть участь в оцінці, або межі ореола, у межах якого проби залучаються до оцінки. І в тому, і в іншому випадку порядок системи рівнянь крайгінга не перевищує шести.

Якщо лінійні розміри блоків перевершують середню відстань між пробами в декілька разів, а об'єми блоків набагато менші об'єму рудного тіла, у якому вони перебувають, то оцінка може бути спрощена.

Якщо число проб, що попадають в оцінюваний блок об'єму v , дорівнює n , а число всіх проб у межах поля V дорівнює N , тоді в якості оцінки інтеграла використаємо вираз

$$\tilde{C} = \lambda C_n + (1 - \lambda) \bar{C}_N, \quad (1)$$

де $\bar{C}_n = \frac{1}{n} \sum_{k=1}^n C_k$ - середня арифметична оцінка показника по пробах у середині блоку v ;

$\bar{C}_N = \frac{1}{N} \sum_{m=1}^N C_m$ - середня арифметична оцінка показника по пробах всього поля V .

Якщо припустити, що проби в межах блоку v розташовані випадково і сам блок розташований випадково в полі V (гіпотеза випадкового крайгінга), то вираз для λ і дисперсії будуть мати зручний для розрахунків вигляд

$$\lambda = \frac{\sigma_v^2}{\sigma_n^2 + \frac{n}{N-n} \sigma_v^2}; \quad \sigma_k^2 = (\sigma_n^2 - \sigma_v^2) \left[1 - \frac{\sigma_n^2 - \sigma_v^2}{\frac{N}{N-n} \left(\sigma_n^2 + \frac{n}{N-n} \right) \sigma_v^2} \right], \quad (2)$$

де

$$\sigma_n^2 = \frac{1}{n^2} \sum_{k=1}^n \sum_{m=1}^n K(|\bar{r}_k - \bar{r}_m|).$$

Якщо число проб N по всьому полю V значно перевершує число проб n в середині блоку v , що оцінюється, то можна одержати наближені формули:

$$\lambda \approx \frac{\sigma_v^2}{\sigma_n^2}; \quad \sigma_k^2 = \left(1 - \frac{\sigma_v^2}{\sigma_n^2} \right) \sigma_v^2. \quad (3)$$

Параметри оцінки і дисперсії крайгінга блоку v залежать від числа проб, а також від характеристик автокореляційної $K(r)$ або структурної $S(r)$ функцій. Отже, при оцінці великих і малих блоків громіздкі рівняння крайгінга значно спрощуються. Розрахунки можуть бути проведені досить швидко при відсутності закономірної складової в розміщенні ознаки $C(x,y,z)$.

При наявності тренда, всі розглянуті наближення стають неправомочними. У цьому випадку необхідно виділити тренд, використовуючи метод найменших квадратів. Коефіцієнти рівняння тренда, обумовлені цим методом, не зміщені, однак вони не мінімізують дисперсію, якщо відхилення значень ознаки від тренда автокорельовані. При визначенні тренда можна досліджувати відхилення на автокореляцію. За її наявності оцінки коефіцієнтів автокореляції, що обчислюються по різницях, будуть зміщеними.

Геостатистичні розрахунки для відхилень від тренда, що обумовлений методом найменших квадратів, можуть виявитися неефективними, необхідно також враховувати автокореляції відхилень при підборі рівнянь тренда. У такому обліку немає необхідності, якщо число точок опробування більше 100. В іншому випадку варто видозмінити підхід до проблеми оцінки, що приводить до рівнянь крайгінга.

Методика універсального крайгінга, що дозволяє зменшити зсув оцінок, має своїм підґрунтям таке: значення показника в надрах можна представити у вигляді

$$C(r) = m(r) + R(r), \quad (4)$$

де $m(r)$ – закономірна складова (тренд); $R(r)$ – відхилення, що представляють значення реалізації стаціонарної випадкової функції з нульовим математичним очікуванням, тобто

$$M[C(r)] = m(r) \quad \text{і} \quad M[R(r)] = 0$$

Рівняння тренда представимо у вигляді лінійної комбінації відомих функцій $\varphi_k(x)$

$$m(r) = b_1\varphi_1(r) + b_2\varphi_2(r) + \dots + b_q\varphi_q(r). \quad (5)$$

Оптимальний вибір коефіцієнтів b_q і становить сутність універсального крайгінга. Якщо відоме значення показника C у точках r_i , тобто $C_i = C(r_i)$, причому число проб N перевершує число коефіцієнтів у рівнянні тренда $q(N > q)$, тоді

$$C_i = m(r_i) + R(r_i); \quad (6)$$

$$m(r_i) = b_1\varphi_1(r_i) + b_2\varphi_2(r_i) + \dots + b_q\varphi_q(r_i), \quad i = 1, 2, \dots, N. \quad (7)$$

Оцінку компонента $m(r)$ у точці r_o знайдемо у вигляді лінійної комбінації

$$\tilde{m}(r_o) = \sum_{i=1}^N p_i C_i. \quad (8)$$

Умова незміщення такої оцінки

$$M[\tilde{m}(r_o) - m(r_o)] = 0 \quad (9)$$

Підставивши (6) і (8) в (9), отримаємо

$$\sum_{i=1}^N p_i \varphi_k(r_i) = \varphi_k(r_o), \quad k = 1, 2, \dots, q. \quad (10)$$

Додатковою умовою є вимога мінімуму дисперсії оцінки $\tilde{m}$

$$M[\tilde{m}(r_o) - m(r_o)]^2 = \min \quad (11)$$

Мінімізація дисперсії методом множників Лагранжа приводить до системи рівнянь універсального крайгінга

$$\sum_{j=1}^q Q_{ij} b_j = P_i, \quad i = 1, 2, \dots, q, \quad (12)$$

де Q_{ij} – елементи матриці Q з q рядками і N стовпцями, причому

$$Q = \Phi^T S^{-1} \Phi,$$

де $\Phi = \|\varphi_{ij}(x_i)\|$; Φ^T – матриця, транспонована стосовно матриці Φ ; S^{-1} – матриця, зворотня матриці коваріаційних відхилень у точках опробування S , елементи якої визначаються як

$$S_{ij} = M[R(r_i)R(r_j)], \quad i, j = 1, 2, \dots, N.$$

У свою чергу, P_j представляє собою елементи вектора-стовпця P

$$P = \Phi^T S^{-1} F,$$

де F – вектор-стовпець, елементи якого суть значення показника C_i у точках опробування r_i ($i = 1, 2, \dots, N$).

Оцінку тренда в довільній точці r_o знаходимо з виразу

$$\tilde{m}(r_o) = \sum_{k=1}^q \tilde{b}_k \varphi_k(r_o), \quad (13)$$

Для знаходження оцінки показника в точці r_o необхідно оцінити також компоненту $R(r_o)$. Проводячи відповідність крайгінгу до загальної теорії і враховуючи, що $M[R(r)] = 0$, одержимо вираз оцінки

$$\tilde{R}(r_o) = S_o S^{-1} \tilde{R} \quad (14)$$

де $S_o = (S_{01}, S_{02}, \dots, S_{0N})$ – вектор-рядок, елементи якого $S_{0i} = M[R(r_i)R(r_o)]$; R – вектор-стовпець із елементами $f_i - \tilde{m}(r_i)$.

Розглянуті вище геостатистичні методи оцінки якісних показників (дискретний, випадковий і універсальний крайгінг) найбільш ефективні (за точністю) в умовах геологічної і статистичної однорідності блоків, що оцінюються. Однак на більшості родовищ ці умови рідко виконуються, що спричиняє необхідність поділу блоків на однорідні об'єми. Враховуючи це пропо-

нуємо модифікацію крайгінга - індикаторний крайгінг, що дозволяє одержати ефективну геостатистичну оцінку якості в блоках, складених різнотипними рудами. Викладемо суть методу.

Поряд зі звичайними варіограмами вмістів для кожного типу руди будують індикаторні варіограми. Для цього вводять індикаторні мінливості

$$I(x) = \begin{cases} 1, & \text{якщо проба в точці } x \text{ віднесена до руди даного типу,} \\ 0, & \text{у протилежному випадку.} \end{cases}$$

Отже для n типів руд вводяться n індикаторних мінливих $I_i (i = 1, 2, \dots, n)$. Потім будують варіограми для індикаторних мінливих. Після побудови моделі мінливості проводять звичайний крайгінг індикаторних мінливих у заданому блоці. Отримані оцінки $I_1^*, I_2^*, \dots, I_n^*$ представляють собою відносні частки руд кожного типу в блоці.

Після оцінювання результати мінімізують

$$\sum_{i=1}^n \omega_i [I_i - I_i^*]^2 = \min$$

при обмеженнях

$$\begin{cases} I_1 + I_2 + \dots + I_n = 1; \\ I_1 \geq 0; I_2 \geq 0; \dots; I_n \geq 0, \end{cases}$$

де ω_i - вагові коефіцієнти, які задані заздалегідь, у найпростішому випадку $\omega_i = 1/n$,

Остаточні оцінки I_i знаходять методом квадратичного програмування. Якщо відомі варіограми для вмістів Z_i по кожному типу руд, то середній вміст в блоці знаходять таким же способом. Тобто спочатку визначають оцінки за допомогою крайгінга мінливості $Z_1^*, Z_2^*, \dots, Z_n^*$, потім методом квадратичного програмування знаходять остаточні оцінки $Z_1, Z_2, \dots, Z_n$, виходячи з виразу

$$\sum_{i=1}^n \omega_i (Z_i - Z_i^*)^2 = \min$$

при обмеженнях

$$\sum_{i=1}^n I_i Z_i = Z; \quad Z_i \geq 0.$$

де Z - оцінка крайгінга в блоці по усередненій варіограмі по всіх типах руд.

Питання про ефективність застосування різних математичних методів прогнозування показників у надрах досліджувалося в [2,3,5]. До цього часу отримані дані не дозволяють віддати перевагу традиційним або геостатистичним методам, що пов'язано з недостатньо глибоким аналізом конкретних гірничо-геологічних умов їхнього використання.

Для обґрунтування доцільності включення в систему маркшейдерсько-геологічного управління якістю руд і рудної сировини найбільш ефективних (за точністю) математичних методів прогнозування якості на великому фактичному матеріалі по експлуатованих рудних родовищах було проведено порівняння розглянутих модифікацій крайгінга з трьома найбільш часто застосовуваними на практиці традиційними методами: середньозваженого арифметичного; зі зважуванням назад пропорційно квадратам відстаней; зі зважуванням з урахуванням анізотропії.

У результаті порівняння встановлена залежність точності оцінок, отриманих різними методами від виду моделі мінливості кількості інформації, розмірів і просторового співвідношення блоків, що оцінюються, і розвідувальної мережі. Дані порівняння методів прогнозування якості руд у надрах наведено в табл. 1. Розглянуто оцінку блоків малого і великого розмірів з різним числом розвідувальних даних у блоках і за їхніми межами. Ефективність методів визначалася за величиною відносної похибки оцінок у порівнянні їх з фактично вимірюваними значеннями на відпрацьованих ділянках родовищ.

Наведені дані свідчать, що універсальний крайгінг, який враховує автокореляції відхилень при підборі рівняння тренда, дає помітно кращі результати для блоків малого розміру. За умови відсутності тренда методи оптимального статистичного оцінювання характеризуються меншою похибкою, величина якої залежить від відносного внеску C_k у загальну мінливість. Дискретний крайгінг дає тим меншу похибку в порівнянні з іншими методами, чим більшою є корельована випадкова складова. Результати, отримані всіма методами, по точності рівні, якщо випадкова складова C_c превалює.

При оцінці якісних показників великих блоків випадковий крайгінг порівняно із середньозваженою арифметичною оцінкою дає кращі результати за наявності кореляційної складової C_k і за умови, що величина інтервалу кореляції порівнювана з лінійними розмірами блоку.

Порівняння методів прогнозування якості руд у надрах

Вид моделі мінливості	Похибка оцінок (%), що отриманні методами					
	середньозваженого арифметичного	зі зважуванням назад пропорційно квадрату відстаней	зі зважуванням і обліком анізотропії	дискретний крайгінг	випадковий крайгінг	універсальний крайгінг
$C_{Fe_{до}} = C_T + C_K + C_C$	12,1	11,8	11,5	9,6	—	8,3
$C_{Fe_{внеск}} = C_K + C_C$	18,1	18,2	18,1	16,4	—	16,4
$C_{Si} = C_C$	8,5	8,6	8,4	8,5	—	—
$C_{CO_2} = C_K + C_C$	17,6	—	—	—	15,9	—
$C_{Fe_{зем}} = C_C$	9,2	—	—	—	9,3	—

Примітка. C_T – закономірна складова (тренд); C_C – випадкова (некорельована) складова, яка характеризується деяким законом розподілу; C_K – випадкова (корельована) складова, що представляє собою реалізацію стаціонарної випадкової функції і характеризується автокореляційною (або структурною) функцією.

За умови випадкового розміщення ознаки обидва методи по точності оцінок дають фактично однакові результати. Запропонований у [6] індикаторний крайгінг є найбільш ефективним серед всіх методів (у тому числі і серед розглянутих геостатистичних) у процесі оцінки якісних показників блоків, складених рудами різних типів.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Співставлення по точності результатів застосування традиційних і геостатистичних методів при оцінці якості руд у надрах суперечить теорії оптимального статистичного оцінювання і може бути пояснене тільки невдалим вибором моделі мінливості показників або окремих її параметрів. Детальний аналіз мінливості показників і конкретних умов оцінювання якості блоків повинен завжди передувати обґрунтованому вибору математичного методу прогнозування.

Список літератури:

1. Аврамов В. Е., Азбель Е. И., Ефремова Н. И. Планирование эксперимента и прогнозирование качества сырья на горных предприятиях. – Новосибирск: Наука, 1979.
2. Ершов В. В. Прогнозирование показателей при геолого-маркшейдерском управлении качеством руд.// Применение ЭВМ и математических методов в горном деле. Т. 2.– М.: Недра, 1982.– С. 95–100.
3. Марголин А. М. Оценка запасов минерального сырья. Математические методы. М.: Недра, 1974.
4. Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. М.: Мир, 1968.
5. Ушаков И. Н. Горная геометрия. М.: Недра, 1979.
6. Kwa B. L. Mousset — Jones P. F. Indicator approach to the mineral reserve estimation of a gold deposit in Nevada — In: 18 th Int. Symp. APCOM; London, 1984, p. 343–366.

Рукопис подано до редакції 16.01.12

УДК 533.6:622.4

О.М. ГОЛИШЕВ, д-р техн. наук, проф., О.В. ГЕРАСИМЧУК, канд. техн. наук, доц.,
Т.В. ДЕНЬГУБ, магістрант, «Криворізький національний університет»

ПОРІВНЯННЯ АЕРОДИНАМІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ДРОСЕЛЮЮЧИХ ДІАФРАГМ АСПІРАЦІЙНИХ СИСТЕМ

Проаналізовано конструктивні та аеродинамічні параметри дроселюючих діафрагм для усунення нев'язок тисків у відгалуженнях аспіраційних систем, запропоновано конструкції променевих діафрагм, що не змінюють своїх характеристик в пилоповітряних потоках.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Аспіраційні системи, які забезпечують мінімально допустимий рівень забруднення повітря в промислових будівлях залізорудних комбінатів (ЗРК), гірничозбагачувальних комбінатів (ГЗК) тощо, мають складну схему розгалужень з безліччю окремих гілок. Ефективна робота аспіраційних систем неможлива без забезпечення їх аеродинамічної стійкості в процесі експлуатації. Це потребує використання дроселюючих засобів для усунення нев'язок тисків на відгалуженнях, які не змінювали б своїх аеродинамічних характеристик в пилоповітряних потоках через відкладення шарів пилу в місцях їх розташування або через абразивне зношення окремих елементів.

Аналіз досліджень і публікацій. Одним із відомих засобів усунення нев'язок тиску на відгалуженнях є застосування менших діаметрів циліндричних трубопроводів, що спричиняє зростання швидкості повітря і, як наслідок, збільшення втрат тиску на подолання тертя на стінках трубопроводів і в місцевих опорах. Але через незначну довжину відгалуження трубопроводу, зростання швидкості вище оптимальної (16-20 м/с) можливе утворення нещільностей («свищів») через високу абразивність мінеральних часток пилу. Тому цей засіб не знайшов достатнього застосування.

Постановка задачі. У статті розглянуто питання застосування дроселюючих діафрагм для практичного використання з метою зміни тисків на відгалуженнях повітроводів аспіраційних систем.

Викладення матеріалу і результати. Найбільш поширеним засобом усунення нев'язок тиску в аспіраційних системах є застосування дроселюючих діафрагм [1]. Аналіз конструкцій відомих діафрагм дає можливість виявити таке.

Найбільш простими за конструкцією та ефективними за дроселюючою здатністю є діафрагми у вигляді поперечної перегородки з центральним отвором. Такі діафрагми використовуються в коробчатих та циліндричних трубопроводах вентиляційних систем. Їх застосування можливе і в аспіраційних системах при умові усунення відкладення пилу (наприклад, після першої стадії очищення повітря від грубих фракцій). Коефіцієнт ζ місцевого опору таких діафрагм підпорядкований залежності [2]

$$\zeta = [(n\varepsilon)^{-1} - 1] = ((\pi + 2(1 - n^2)^{0.5})(n\pi)^{-1} - 1)^2, \quad (1)$$

де n – ступінь стиснення течії в отворі діафрагми; ε – коефіцієнт стиснення струменя після виходу з отвору

$$\varepsilon = \pi(\pi + 2(1 - n^2)^{0.5}), \quad (2)$$

Необхідна площа ω_n отвору діафрагми обумовлюється значенням коефіцієнта місцевого опору ζ , який визначається величиною нев'язки тисків Δp (Па)

$$\zeta = 2\Delta p(\rho v^2)^{-1}, \quad (3)$$

де ρ – густина повітря, кг/м³; v – середня швидкість повітря в трубопроводі, м/с.

На основі значень коефіцієнта ζ та живого перерізу трубопроводу площею ω розраховується площа центрального отвору, геометрично подібного з формою перерізу трубопроводу:

$$\omega = \omega(0.85 + 0.58\zeta^{0.5})^{-1}, \quad (4)$$

Для циліндричних труб діаметр отвору D_0 діафрагми обчислюється за формулою:

$$D_0 = D_y(0.85 + 0.58\zeta^{0.5})^{-0.5}, \quad (5)$$

де D_y – умовний (внутрішній) діаметр трубопроводу.

Для аспіраційних трубопроводів, якими транспортуються значні масові витрати пилу (від 5 г/м³ і вище), рекомендовані конусні діафрагми з вершинним кутом 2α розкриття конусів і висотами h , які з'єднуються між собою вузькою частиною конусів [1]

$$h = (D_y - D_0)(2\tan\alpha)^{-1}, \quad (6)$$

Діаметри більшої основи конусів дорівнюють умовному діаметру трубопроводу D_y , а діаметри меншої частини конусів (вузької частини діафрагми) D_0 визначаються на основі ступеня стиснення n повітряного потоку

$$D_0 = (n)^{0.5}D_y, \quad (7)$$

Отже, висоти конусів будуть складати

$$h = (0.5D_y(1 - \sqrt{n}))/\tan\alpha \quad (8)$$

а довжини твірних l

$$l = (0.5D_y(1 - \sqrt{n}))/\sin\alpha \quad (9)$$

При значеннях кута $\alpha = 90^\circ$ конусні діафрагми трансформуються в діафрагми з круглим отвором діаметром D_0 .

У довідковій літературі наведені графічні залежності коефіцієнта місцевого опору ζ конусної діафрагми від ступеня стиснення потоку $n = (D_0/D_y)^2$ і кута $\alpha - 20^\circ$ та $\alpha - 30^\circ$. Для зручності обчислень авторами здійснена обробка графічних даних і отримана емпірична залежність $\zeta(\alpha, n)$

$$\zeta(\alpha, n) = (51.61 - 0.97\alpha) \exp[(0.14\alpha - 9.53)n] \quad (9)$$

Результати обчислень $\zeta(\alpha, n)$ та графічні дані наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Порівняння графічних ζ_r та емпіричних ζ_e результатів значень коефіцієнта місцевого опору для конусної, круглї та променевої діафрагм

Параметр	Значення параметра									
$n = (D_0/D_1)^2$	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65	0,70	0,75	0,80	0,85
Конусна діафрагма										
$\zeta_e(15^\circ)$	1,91	1,32	0,91	0,63	0,43	0,30	0,21	0,14	0,10	0,07
$\zeta_e(20^\circ)$	<u>2,20</u>	<u>1,57</u>	<u>1,12</u>	<u>0,80</u>	<u>0,57</u>	<u>0,41</u>	<u>0,29</u>	<u>0,21</u>	<u>0,13</u>	<u>0,11</u>
$\zeta_r(20^\circ)$	<u>2,20</u>	<u>1,60</u>	<u>1,15</u>	<u>0,85</u>	<u>0,60</u>	<u>0,45</u>	<u>0,30</u>	<u>0,25</u>	<u>0,15</u>	—
$\zeta_e(25^\circ)$	2,48	1,84	1,36	1,00	0,75	0,55	0,41	0,30	0,22	0,17
$\zeta_e(30^\circ)$	<u>2,70</u>	<u>2,07</u>	<u>1,39</u>	<u>1,22</u>	<u>0,94</u>	<u>0,72</u>	<u>0,53</u>	<u>0,42</u>	<u>0,32</u>	<u>0,23</u>
$\zeta_r(30^\circ)$	<u>2,70</u>	<u>1,95</u>	<u>1,60</u>	<u>1,25</u>	<u>0,95</u>	<u>0,75</u>	<u>0,55</u>	<u>0,45</u>	<u>0,26</u>	—
$\zeta_e(35^\circ)$	2,81	2,23	1,77	1,41	1,11	0,89	0,71	0,56	0,44	0,35
Кругла діафрагма $\alpha = 90^\circ$										
$\zeta_{\text{фор}}(1)$	8,75	6,18	4,42	3,16	2,33	1,64	1,16	0,82	0,52	0,32
Променева діафрагма										
$\zeta_{\text{фор}}(9)$	6,89	4,94	3,61	2,68	2,00	1,51	1,15	0,87	0,66	—
$\zeta_{\text{фор}}(10)$	7,16	5,13	3,76	2,80	2,10	1,59	1,21	0,92	—	—

*Примітка: у чисельнику наведені емпіричні значення $\zeta_e(\phi(9))$, у знаменнику – графічні значення ζ_r [1] коефіцієнта місцевого опору конусних діафрагм.

Аналіз даних, що розміщені в рядках 3* та 5* табл. 1, показує їх майже ідентичну збіжність. Це дозволяє розширити інтервал розкриття конусних діафрагм від значень $\alpha_{\min} = 15^\circ$ до $\alpha_{\max} = 35^\circ$, і в цьому проміжку кути α можуть приймати довільні значення.

Оцінюючи параметр ζ конусних діафрагм та їх конструкції, слід відзначити наступне. Навіть при значних ступенях стиснення потоку $n=0,40-0,45$ конусні діафрагми мають низьку дроселюючу властивість $\zeta_{\max} = 2,81 + 2,23$. При цьому внаслідок значного звуження конусів збільшується швидкість пилоповітряних потоків, можливе абразивне зношення стінок конусів, що призводить до утворення небажаних нещільностей. Крім цього, конструкція конусної діафрагми потребує детальних геометричних розрахунків і в практичному їх виготовленні операцій криволінійних вирізок металу та його згинання.

Найбільшу дроселюючу здатність мають круглі діафрагми (див. рядок 7 табл. 1). Але через відкладення пилу біля центральної перегородки (до центрального отвору або за ним) центральна діафрагма за своєю сутністю може наближатися до конусної діафрагми і значно погіршувати свою дроселюючу здатність.

У зв'язку з цим автори запропонували конусні діафрагми замінити променевими, на конструкцію яких отримано патенти на корисну модель [2]. На рис. 1 наведено принципову схему променевої діафрагми, яка є змінним варіантом круглї діафрагми.

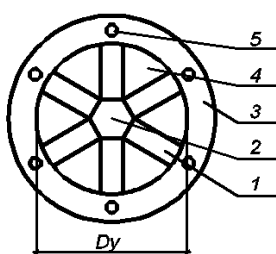


Рис. 1. Принципова схема шестипроменевої діафрагми: 1 – радіальний промінь; 2 – центральний отвір; 3 – зовнішнє плоске кільце; 4 – периферійний отвір; 5 – отвір для гвинта кріплення

Суцільне кільце круглї діафрагми замінено радіальними променями 1, яких може бути в кількості шести, чотирьох або трьох. Промені в центральній частині з'єднуються між собою і створюють центральний отвір 2 у вигляді правильного багатокутника зі стороною, що дорівнює ширині променя 1. Іншими кінцями промені 1 закріплюються до зовнішнього плоского кільця 3, рівного за розмірами фланцем, виконаним на трубопроводі відгалуження аспіраційної системи. Сусідні промені 1 утворюють периферійні отвори 4. Промені 1 можуть бути виготовлені з рівнополічних кутиків, які розташовуються розкритою стороною назустріч пилоповітряному потоку, або з плоских пластин. Променева діафрагма монтується між фланцями трубопроводу з еластичними прокладками і скріплюється гвинтами, що проходять через

отвори 5. Відношення «живого» перерізу діафрагми до площі трубопроводу позначалося параметром n (ступінь стиснення потоку в діафрагмі).

Аеродинамічні дослідження залежності коефіцієнта місцевого опору діафрагми ξ від параметра n показали наступне [3]. Для трьох -, чотирьох - та шестипроменевих діафрагм визначальним чинником, що впливає на значення ξ є відношення n площ «живих» перерізів та характер розташування кутиків. Якщо кутики розташовані розкритою стороною назустріч потоку (вістрям за напрямком потоку), то коефіцієнт місцевого опору діафрагми характеризується залежністю

$$\xi = [(1,45/n) - 1]^2, -n \leq 0,8, \quad (9)$$

при заміні кутиків плоскими пластинами

$$\xi = [(1,47/n) - 1]^2, -n \leq 0,75, \quad (10)$$

Порівняння значень коефіцієнтів місцевого опору променевих діафрагм (див. рядки 9 та 10 табл. 1) з конусними (рядки 2 – 6 табл. 1) та круглими (рядок 7 табл. 1) показує наступне. Променеві діафрагми за своєю дроселюючою здатністю наближаються до круглих діафрагм, але через наявність у них периферійних отворів 4 (див. рис. 1) вони позбавлені здатності відкладання пилу і зміни своєї аеродинамічної характеристики ξ . У порівнянні з конусними діафрагмами променеві діафрагми при однакових значеннях відносних площ n мають у 2 - 3 рази більші значення параметра ξ . Крім цього, вони простіші за технологією їх виготовлення.

Отже, виконані дослідження дозволили на основі залежності коефіцієнтів місцевого опору діафрагм від їх конструкції та відношення площ отворів виявити таке:

конусні діафрагми навіть при значних кутах розкриття ($2\alpha = 70^\circ$) мають низьку дроселюючу здатність, а при невеликих відносних площах n унаслідок збільшення швидкості абразивних пилоповітряних потоків у них виникає утворення нещільностей;

оптимальними для практичного використання з метою дроселювання тисків на відгалуженнях аспіраційних систем є променеві діафрагми, у яких рівнополичні кутики променів направлені своїми вістрями за вектором швидкості аспіраційного повітря.

Список літератури

1. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: в 2 кн./ Редкол.: О.Н. Тихонов и др. – М.: Недра, 1988 – Кн. 2/ Г.И. Адамов, В.Ф. Баранов, Б.П. Бутусов и др. – 341 с.: ил.
2. Деньгуб Т.В. Исследование дроселирующего свойства лучевой диафрагмы в аспирационном воздуховоде. Разработка рудных месторождений// Научно-технический сборник КТУ.- Вып. №92.- Кривой Рог, 2008 г.-С. 247 – 251.
3. Патент на корисну модель №35748 МПК E21F5/00. Променева діафрагма. Авт. Голишев О.М., Деньгуб Т.В., Шаповалов В.А. Опубл. 10.10.2008, бюл. №19.

Рукопис подано до редакції 12.02.12

УДК 622.413.3

А.А. ЛАПШИН, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОХЛАЖДЕНИЯ ВОЗДУХА ФОРСУНОЧНЫМ ОРОШЕНИЕМ

Приведено теоретические обоснование эффективности охлаждения воздуха форсуночным орошением. В результате математического моделирования получены зависимости для определения параметров процесса охлаждения воздуха форсуночным орошением.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Ведение горных работ в современных лшахтах на больших глубинах усложняется повышением температуры воздуха в горных выработках. Создание благоприятных условий труда путем охлаждения воздуха доступными и экономичными способами является актуальной теоретической и практической задачей.

В глубоких рудных шахтах, аналогично с угольными, происходят сложные теплообменные, диффузионные и термодинамические процессы, которые обуславливают изменение параметров рудничного воздуха при его движении в воздухопроводных выработках [1].

Создание установок для кондиционирования рудничного воздуха требует точных методов расчета параметров воздуха, обеспечивающих нормализацию микроклимата в горных выработках шахт.

Анализ исследований и публикаций. Охлаждение воздуха форсуночным орошением нашло применение в различных областях промышленности. Однако, его эффективность, зависящая от большого количества факторов, теоретически недостаточно обоснована.

Для определе конечных параметров охлаждения необходима разработка математических моделей, позволяющих в широких диапазонах проводить оценку теплофизических процессов при взаимодействии воздуха с каплями воды и вносить соответствующие коррективы.

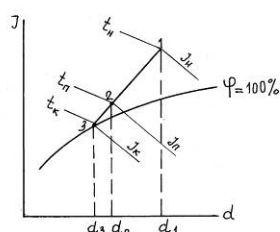
Изложение материала и результаты математических исследований. При изучении вопросов, связанных с охлаждением воздуха путем форсуночного орошения используется метод определения его эффективности, основанный на графическом построении процесса J-d диаграмме (рис. 1) [1]. Сущность этого метода заключается в том, что процесс охлаждения происходит «идеально» по прямой 1-3 до полного (конечного) насыщения. Реальный процесс отличается от идеального, в действительности, как показали эксперименты, конечное состояние воздуха не является насыщенным. Охлаждение происходит по прямой 1-3 до точки 2 (промежуточное насыщение) с приращением влаги, равным $\Delta d_{cp} = d_1 + d_2$. Аналогично, снижение теплосодержания по конечному процессу

$$\Delta I_k = I_n - I_k,$$

а по реальному процессу

$$\Delta I_k = I_n - I_p.$$

Рис. 1. Изменение параметров воздуха при охлаждении его в форсуночной камере



Тогда, снижение температуры для конечного процесса составит

$$\Delta t_k = t_n - t_{kv},$$

а для реального процесса

$$\Delta t_p = t_n - t_p,$$

где I_n, I_p, I_k - начальное промежуточное и конечное теплосодержание воздуха t_n, t_p, t_k - начальная, промежуточная и конечная температура

воздуха.

Исходя из данных условий эффективность процессов при форсуночном охлаждении будет эффективность увлажнения

$$E_d = \frac{d_k - d_n}{d_k - d_n} = \frac{\Delta d_k}{\Delta d_{cp}}, \quad (1)$$

эффективность снижения тепла

$$E_J = \frac{I_n - I_k}{I_n - I_n} = \frac{\Delta I}{\Delta I_{cp}}, \quad (2)$$

эффективность охлаждения

$$E_t = \frac{t_1 - t_{kv}}{t_1 - t_n} = \frac{\Delta t_{уд}}{\Delta I_{cp}}, \quad (3)$$

где t_{kv} - конечная температура воды.

Очевидно общая эффективность кондиционирования воздуха путем форсуночного охлаждения будет определяться как

$$E_k = f(E_d, E_J, E_t). \quad (4)$$

С помощью указанных коэффициентов эффективности можно определить только один параметр промежуточного состояния - его температуру, влагосодержание или теплосодержание, что требует инструментальных замеров. Для практических теплотехнических расчетов процессов охлаждения воздуха целесообразно разработать математическую модель определения температуры воздуха при взаимодействии его с каплями воды при форсуночном орошении.

Для этого принимаем, что двухфазная система «воздух-капли» адиабатная, массоперенос между фазами не учитывается. Во внимание принимается только межфазный теплообмен между воздухом и каплей.

При таком допущении поток теплоты в единицу времени через границу раздела фаз из воздуха в каплю определяется согласно закону Рихмана соотношением [2]

$$q = 4\pi R^2 A (T_1 - T_2), \quad (5)$$

где R - радиус капли; A - коэффициент теплоотдачи между фазами; T_1, T_2 - начальные температура воздуха и воды (капли).

Принимаем, что изменение температуры воды в капле соответствует сферически симметричному процессу

$$T_2(r) = \frac{3}{4\pi R^3} \int_0^R 4\pi r^2 T_2(r, t) dr, \quad (6)$$

где $T_2(r, t)$ - температура в капле а момент времени t на расстоянии r от ее центра.

Коэффициент теплоотдачи определяется по параметрам капли [3]

$$A = Nu_2 \lambda_2 / 2R, \quad (7)$$

где Nu , λ_2 - число Нуссельта и коэффициент теплопроводности капли.

В гидро- и термодинамике имеются экспериментальные зависимости числа Нуссельта от чисел Рейнольдса Re_2 и Прандтля Pr_2 в зависимости от состояния капли в несущей среде (воздухе). Применяем зависимости чисел Nu, Re_2, Pr_2 , имеющиеся в работе [2]

$$Nu_2 = 2 + 0,46 Re_2^{0,55} Pr_2^{0,33}, \text{ при } 1 < Re_2 < 10^4; 0,6 < Pr_2 < 400,$$

где $Re_2 = \frac{2R(\gamma_2 - \gamma_1)}{\eta_2}$ - число Рейнольдса; $Pr_2 = \frac{\mu_2 g_{c p 2}}{\lambda_2}$ - число Прандтля; μ_2 - динамическая вязкость жидкости; γ_2 - кинематическая вязкость жидкости.

Используя выражение (5), находим скорость изменения температуры капли

$$dT_2/dt = q/c_2 m, \quad (8)$$

где c_2 - удельная массовая теплоемкость воды; m_2 - масса капли.

Тогда температура воздуха изменится согласно зависимости

$$T_1 = T_2 + \frac{C_2 m_2}{A} \frac{dT_2}{dt}. \quad (9)$$

Принимаем, что до начала взаимодействия температура воздуха и воды известны. Обозначим в (9) отношение: $C_2 m_2 / A = \tau$ - постоянная времени нагрева жидкости капли.

Для зависимости (9) применим прямое преобразование Лапласа в виде

$$\tau [PT_2(P) - T_2(0)] + T_2(P) = \frac{1}{P} T_1 \quad (10)$$

при условии, что $T_2(0) = T_2$, а (P) принимает значения

$$P_1 = 0; P_2 = -1/\tau,$$

где P_1 и P_2 - соответственно, полюса, совпадающие с началом системы координат, при прямом P_1 и обратном P_2 преобразованиях полюса.

Тогда получим из уравнения (10)

$$\tau P T_2(P) + T_2(P) = \frac{1}{P} T_1 + T_2; \quad T_2(P) = \frac{1}{\tau} \left[T_2(P)(\tau P + 1) - \frac{T_1}{P} \right];$$

$$T_2(P) = \frac{T_1 + \tau T_2(P)}{P[\tau P + 1]} \quad (11)$$

Применим к уравнению (11) обратное преобразование Лапласа, учитывая, что корни знаменателя (11) имеют значения

$$P_1 = 0; P_2 = -\tau^{-1} \quad (12)$$

получим

$$\frac{T_1 + \tau T_2(P)}{P \tau} = T_2 + \frac{T_1}{P \tau}. \quad (13)$$

Подставляя в (13) значения (12), имеем

$$(T_1 - T_2)e^{-\alpha} = \frac{-1}{\tau} T_1 = (T_2 - T_1)^{-\alpha} \quad (14)$$

или конечная температура капли

$$T_2(t) = T_1(1 - e^{-\alpha}) + T_2 e^{-\alpha} \quad (15)$$

где $\alpha = t/\tau$ - относительный параметр времени нагрева жидкости капли.

Количество теплоты, полученное каплей в единицу времени

$$q = C_2 m_2 (T_2(t) - T_2), \quad (16)$$

где $T_2(t)$ - конечная температура нагрева капли определяется по формуле (15).

Количество теплоты, полученное всеми каплями потока в единицу времени

$$\theta_k = \frac{M}{m_2} C_2 m_2 [T_2(t) - T_2] = M C_2 [T_2(t) - T_2], \quad (17)$$

где M - массовый расход воды через форсунку, кг/с.

Тепловой поток, отданный воздухом потоку воды

$$Q = m_1 c_1 (T_1 - T_{2k}), \quad (18)$$

где m_1 - массовый расход воздуха; C_1 - удельная массовая теплоемкость воздуха; T_1 - начальная температура воздуха; T_{2k} - конечная температура воздуха.

На основе закона сохранения энергии приравняем (17) и (18), откуда найдем конечную температуру воздуха T_{2k} , т.е.

$$M C_2 [T_2(t)] = m_1 C_1 (T_1 - T_{2k}); \quad T_{2k} = T_1 - \frac{M C_2}{m_1 c_1} [T_2(t) - T_2]. \quad (19)$$

Учитывая (15), запишем (19) в таком виде

$$T_{2k} = T_1 - \frac{M C_2}{m_1 c_1} [T_1 (1 - e^{-\alpha}) + T_2 e^{-\alpha} - T_2];$$

или

$$T_{2k} = T_1 - \frac{M C_2}{m_1 c_1} (1 - e^{-\alpha}) + (T_1 - T_{2k}). \quad (20)$$

Таким образом, конечная температура воздуха в процессе взаимодействия с каплями в течение одной секунды, при $t=1$, $\alpha = \frac{1}{\tau} = \frac{A}{C_2 m_1}$,

где A - коэффициент теплоотдачи, определяемый по формуле (7), определяется главным образом массовым расходом воды, исходящий через форсунку M , кг/с и ее начальной температурой (T_2 , °C). Таким образом, для обеспечения требуемой эффективности обработки воздуха по полному теплообмену необходимо или понизить температуру воды, сохранив массовый расход воды $M = \text{const}$ или повысить массовый расход воды, сохранив ее температуру $T_2 = \text{const}$.

На рис. 2а,б приведены графики изменения температуры воздуха при орошении его водой с различной температурой, при этом расход воды оставался неизменным (рис. 2а).

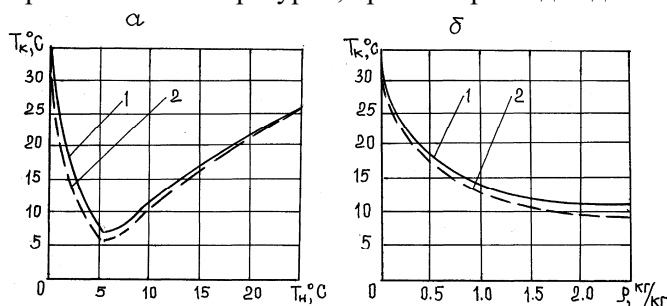


Рис. 2. Графики экспериментальных испытаний на модели камеры орошения

Графики построены по данным экспериментальных испытаний на модели камеры орошения - сплошная кривая (1). Пунктирная кривая (2), построенная по данным расчета, проведенным по формуле (20). Как видно, данные экспериментальных испытаний отличаются от расчетных значений, тем самым подтверждается, что реально процесс не является насыщенным, а температура воздуха неодинакова с расчетной температурой воды. Несмотря на это расчетные значения близки к реальным, отклонение не превышает 15 %, что позволяет использование зависимости (19 и (20) для расчета конечной температуры воздуха при проектировании камер орошения для охлаждения рудничного воздуха в подземных выработках.

На рис. 2б приведен график снижения температуры воздуха при обработке его форсуночным орошением водой, температура которой не изменялась и составляла $T_2 = 10^\circ\text{C}$. При проведении этих экспериментальных испытаний изменяли массовый расход воды на орошение M , при этом вычисляли плотность (коэффициент) орошения $B = M/m_1$, который составляет $B = 0,5; 1,0; 1,5; 2,0; 2,5; 3$. Как показывают результаты испытаний, интенсивное снижение температуры происходит до величины коэффициента орошения $B = 1$, а далее температура воздуха снижается мало - всего на $1-1,5^\circ\text{C}$.

Выводы. При охлаждении воздуха форсуночным орошением не происходит полного влагонасыщения, что снижает его эффективность и требует применения дополнительных средств, способствующих снижению температуры.

Применение математического моделирования теплообменных процессов при форсуночном охлаждении воздуха позволяет определять количественные и качественные параметры орошения, необходимые для проектирования форсуночных камер для нормализации рудничной атмосферы.

Список литературы

1. Баркалов Б.В., Карпис Е.Е. Кондиционирование воздуха в промышленных, общественных и жилых зданиях. - М.: Стройиздат, 1971. - 209 с. ССР, 1959. - 430 с.
2. Кутателадзе С.С. Основы теории теплообмена. - М.: Атомиздат, 1979. - 415 с.
3. Исаченко В.П., Осипова В.А., Сухомел А.С. Теплопередача. - М.: Энергоатомиздат, 1981. - 410 с.

Рукопись поступила в редакцию 09.11.11

УДК 620.12.18

Л.О. ЯНОВА, О.В. ПИЩИКОВА, С.І. САХНО, кандидати техн. наук, доц.,
О.В. ГНЕННА, магістрантка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ СТАНУ ВИРОБНИЧОГО ТРАВМАТИЗМУ І ПРОФЕСІЙНОЇ ЗАХВОРЮВАНОСТІ НА СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНІ ВИТРАТИ ПО ПІДПРИЄМСТВАХ РЕГІОНУ КРИВОРІЗЬКОГО ГІРНИЧОПРОМИСЛОВОГО ТЕРИТОРІАЛЬНОГО УПРАВЛІННЯ

Основною причиною виробничого травматизму є порушення трудової та виробничої дисципліни працівниками та посадовими особами [3], відсутність належного контролю за проходженням працівниками медичних оглядів, інструктажів та стажування; відсутність належного відомчого нагляду. До складу Криворізького гірничопромислового територіального управління Держгірпромнагляду (Криворізьке теруправління) входять 5 інспекцій, які здійснюють нагляд за понад 3,6 тис. підприємств у 12 галузях промисловості, на яких працює близько 300 тис. осіб. Кількість піднаглядних об'єктів перевищує 65 тис., з них 80% відносяться до підвищеного рівня небезпеки [1]. За класифікацією Міжнародної організації праці, по Криворізькому теруправлінню рівень смертельного травматизму в 2011 р. знизився в порівнянні з 2010 р., але не набагато, а саме 11 випадків у 2011 р. проти 15 в 2010 р., але кількість травмованих знизилася в 2011 р. – 170 осіб, коли в 2010 р. було набагато більше травмованих працівників – 224 особи. У 2011 р. за неясні розслідування надійшло 43 скарги до теруправління, а в 2010 р. – 48. Саме такими є показники ставлення роботодавців до цінності людського життя. Аналіз статистичних даних травматизму на підприємствах гірничо-металургійного комплексу (ГМК) Кривого Рогу (рис. 1) і по районах міста (рис. 2) показує нестабільний стан зниження травматизму.

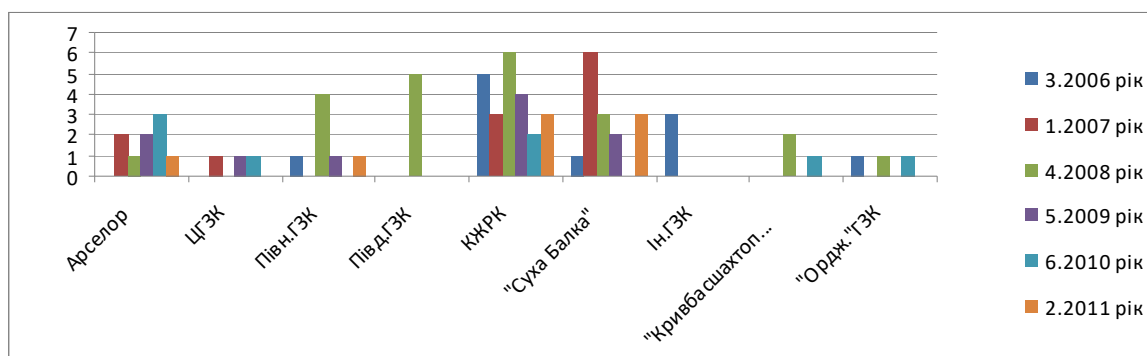


Рис. 1. Рівень смертельного травматизму на підприємствах ГМК за період 2006-2011 р.р. по місту Кривий Ріг

Найвищі показники, на жаль, були у 2008 р. (6 осіб загинуло), потім у 2006 р. (5 осіб) і 2009 р. (4 особи) роках на підприємстві ПАТ «КЗРК». Загалом це підприємство за період 2006-2011 роки має найвищий рівень смертельного травматизму серед аналогічних гірничих підприємств

Кривбасу. Високим рівнем смертельного травматизму позначилися такі підприємства ГМК, як ПАТ «Євраз Суха Балка» у 2007 році (6 випадків) та 2008 і 2011 р.р. (по 3 випадки), підприємство ПАТ Південний ГЗК у 2008 р. (5 випадків) та ПАТ «Північний ГЗК» також у 2008 р. (4 випадки). Як бачимо, 2008 р. для гірничих підприємств Кривбасу був найгіршим.

Як видно з рис. 2, найбільш травмонебезпечними є ті райони Кривого Рогу, у яких розташовані гірничі підприємства, а саме Жовтневий район (за результатами 2010 та 2011 років), де розташовані підприємства з високим рівнем травматизму ПАТ «КЗРК», ПАТ «Євраз Суха Балка», ВАТ «Дизельний завод», ПАТ «Центральний ГЗК», ТОВ «Спецмонтажкран», АТЗТ «Електромашпромсервіс».

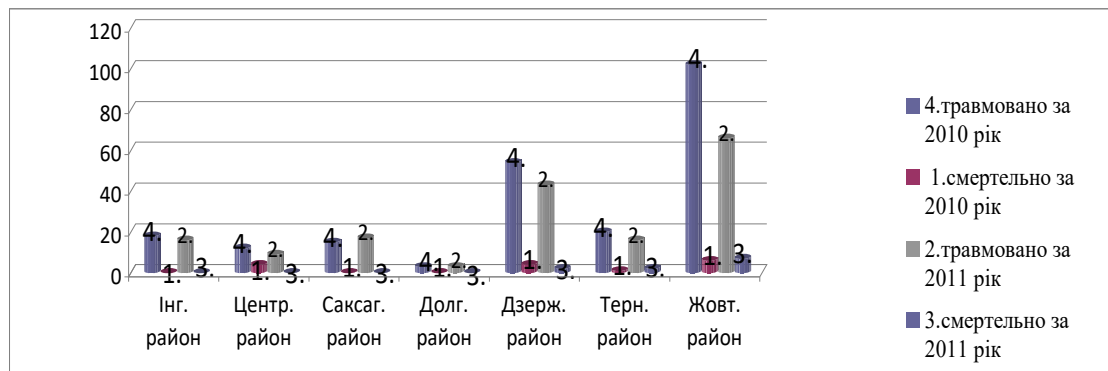


Рис. 2. Рівень травматизму та смертельних випадків по районах міста Кривого Рогу за період 2010-2011 рр.

Далі в «негативному рейтингу» опинився Держинський район, де розташовано ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (42 випадки - 2010 р. і 30 випадків у 2011 р.) Потім з великим відривом від ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» за кількістю травмованих іде підприємство ЗАТ «Криворіжіндустрбуд» (відповідно по роках 2 і 3 особи) та ЗАТ «Криворізька Будівельна Компанія» (відповідно 3 і 2 особи). Показники травматизму по Тернівському району погіршують підприємства ПАТ «Північний ГЗК» (у 2010 р. - 8 осіб, у 2011 р. - 2 особи) та ш. ім. Орджонікідзе ПАТ «ЦГЗК» (у 2010 р. - 7 осіб травмовано, у 2011 р. - 2 особи). Як бачимо, показники зменшуються, але не набагато.

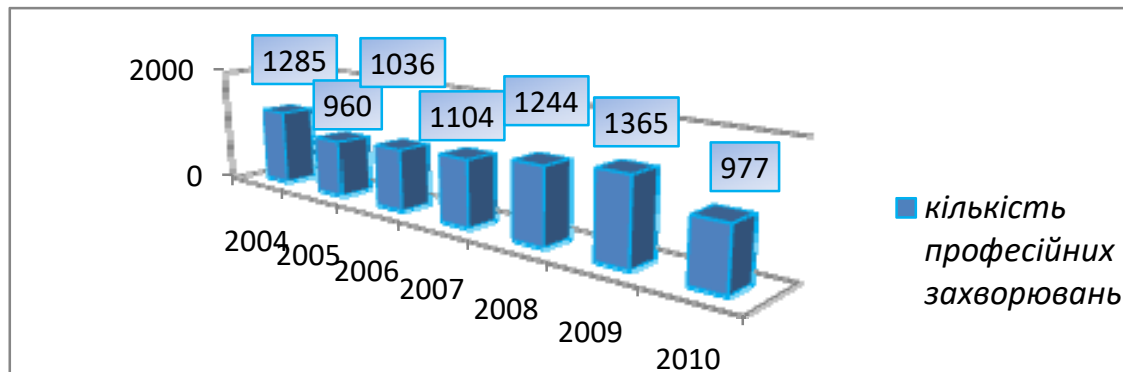


Рис. 3. Професійна захворюваність по Криворізькому теруправлінню за період 2004-2010 рр.

Одним із критеріїв аналізу травматизму на виробництві є коефіцієнт важкості, який у 2010 р. дорівнював 32 доби на одного потерпілого. Останнім часом цей показник зростає, що свідчить про серйозність травм, які отримують працівники на робочих місцях. Залишається актуальною проблема професійної захворюваності серед працівників підприємств, установ та організацій Дніпропетровської області, на яких умови праці не відповідають чинним нормативно-правовим актам з охорони праці [2], що підтверджується захворюваністю.

Розглянувши гістограму, можна побачити зміни кількості професійних захворювань у 2010 р. - 977 актів розслідування хронічного професійного захворювання за формою П-4, а у 2009 р. - 1365 актів за формою П-4. Відбувається зменшення професійних захворювань на підприємствах, але якщо порівнювати 2010 р. з 2005 р., можна сказати, що ситуація покращується недостатньо. Найбільша кількість професійних захворювань зареєстровано у

вугільному регіоні (міста Павлоград, Першотравенськ, Тернівка) - 522 працівники та 378 працівників Криворізького регіону. Ріст кількості професійних захворювань по відношенню до минулого року має місце на підприємствах міст Орджонікідзе (+ 7 випадків), Жовтих Вод (+ 4 випадки), Дніпропетровська, Дніпродзержинська, Нікополя і Петропавлівського району (+ 1 випадок), що для такого великого регіону є невисоким зростанням.

Основними чинниками, що сприяють розвитку професійної захворюваності є несправність засобів колективного захисту або незастосування засобів індивідуального захисту, недосконалість технологій, машин, механізмів. На ріст профзахворювань впливає той факт, що в більшості випадків попередній діагноз «профзахворювання» встановлюється не під час проведення періодичних медичних оглядів з попереджувальним вивільненням працівника із шкідливих умов праці, а при безпосередньому зверненні працюючих до лікувальних закладів.

За 2010 р. з бюджету Фонду соціального страхування від нещасних випадків (ФСС) здійснено фінансування робочих органів Фонду в Дніпропетровській області на проведення страхових виплат потерпілим на виробництві в сумі 507 млн грн.

Значна частка загальної суми страхових виплат по Дніпропетровській області за 2010 рік, що становить майже 54 %, припадає на шахтарський регіон, а саме: у м. Тернівці - 18,2 %; у м. Першотравенську - 15,4 %; у м. Павлограді - 16,4 %. Також саме для цього регіону притаманний найвищий середньомісячний розмір страхової виплати (у м. Тернівці - 1581 грн.; у м. Першотравенську - 1535 грн.; у м. Павлограді - 1208 грн.)

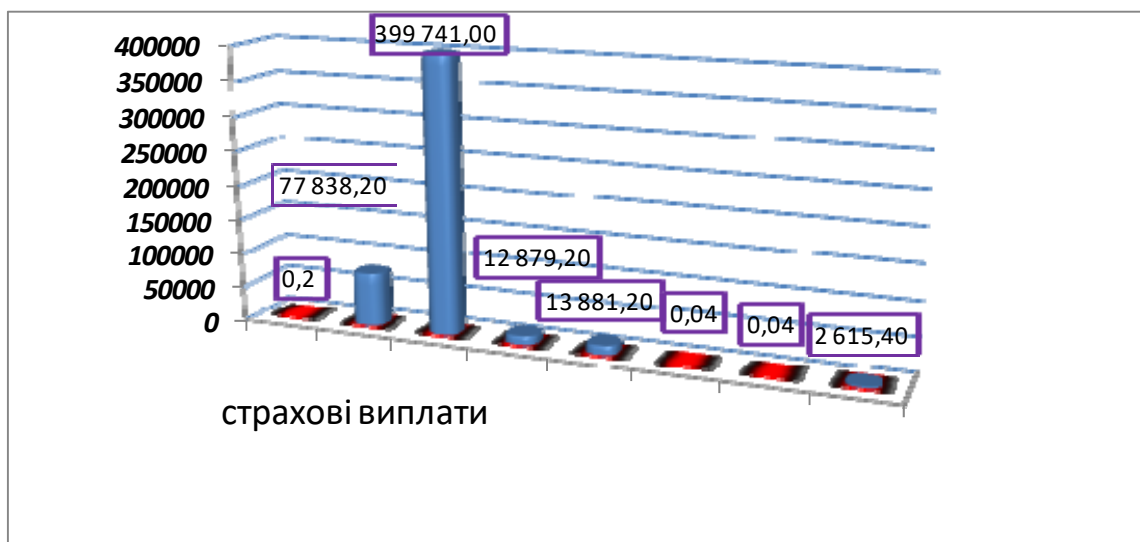


Рис.4. Витрати на забезпечення медико-соціальними послугами: 0,2 тис.грн - допомога у зв'язку з тимчасовою непрацездатністю до відновлення працездатності або встановлення інвалідності; 77838,2 тис.грн - одноразова допомога в разі стійкої втрати професійної працездатності потерпілому; 399741,00 тис.грн - щомісячна страхова виплата потерпілому; 12879,20 тис.грн - одноразова допомога в разі смерті потерпілого; 13881,20 тис.грн - щомісячна страхова виплата особам, які мають на це право в разі смерті потерпілого; 0,04 тис.грн - витрати на поховання потерпілого; 2615,40 тис.грн - грошові суми за моральну (немайнову) шкоду за наявності факту заподіяння цієї шкоди потерпілому

Робочими органами виконавчої дирекції ФСС у Дніпропетровській області приділяється значна увага медико-соціальній реабілітації потерпілих на виробництві як унаслідок виробничих травм, так і в результаті професійних захворювань з метою найшвидшого відновлення їх здоров'я та працездатності. Позитивним фактом є те, що під час реалізації напрямку роботи ФСС в Дніпропетровській області налагоджено тісний контакт з медичними закладами, які на договірних засадах проводять лікування та медичну реабілітацію потерпілих на виробництві.

ФСС фінансує витрати на медичну, соціальну та професійну реабілітацію. Так, у 2010 р. на медико-соціальні послуги з бюджету ФСС виплачено 30,3 млн грн., що на 25 % більше ніж у 2009 р. Освідчення потерпілих на виробництві в медико-соціальних експертних комісіях (МСЕК) проводиться обов'язково за участю представника ФСС, фахівців з медичного обслуговування (лікарів). Щороку за участю представників ФСС освідчується у МСЕК від 5,6 до 6,3

Категорія	2009 рік	2010 рік
профілактика	~2,000	~8,000
санаторіум	~10,000	~25,000
придбання	~2,000	~5,000
медичні	~5,000	~15,000
додаткове х2	~2,000	~2,000
спеціальне	~2,000	~2,000
побутове	~2,000	~2,000
комп'ютерне	~2,000	~2,000
придбання автомобілів	~2,000	~2,000
всього	~25,000	~55,000

Професія	2009 рік (хр.)	2010 рік (хр.)
неприписані лікарям	2400	5000
санітарі лікарям	1500	3000
прибічники правосуддя	1000	1200
медичні працівники	4200	9000
директори підприємств	4000	200
оператори АТМ	200	200
навігатори АТМ	500	400
підприємці з сільськогосподарським виробництвом	800	800
інженери в енергетиці	800	1000
прибічники законності	800	1000
інше	7500	16000

Кожен випадок травматизму чи професійної захворюваності – це чийсь страждання, біль, хвороба, зміна якості життя і, як правило, не тільки постраждалого, а і його родини й оточення, яким гірко бачити близьку людину хворою і безпорадною. Такі випадки змінюють устрій життя постраждалих і їх родин. Це питання має розглядатися на загальнодержавному рівні та бути на контролі, його вирішення потребує допомоги від держави.

1. Офіційний сайт www.dnopr.org.dp.ua
2. Закон України "Про охорону праці" від 21.11 2002 р. №229-IV
3. Науково-виробничий журнал. Охорона праці № 10/ 2011. На допомогу спеціалісту з охорони праці.

УДК 669.017: 621.77

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНО-ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОКАТКИ НА СТРУКТУРУ СТАЛИ И МЕТОДЫ ЕЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

© Бережной Н.Н., Мацышин С.О., 2012

зернистой структуры, а также выбраны пластометрические методы исследования с использованием торсионного пластометра, позволяющем реализовать широкий диапазон температурно-деформационных режимов.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Эффективным инструментом воздействия на формирование структуры и свойств стали является целенаправленная горячая деформация в сочетании с контролируемым охлаждением. Поэтому использование резервов повышения качества продукции за счет совершенствования температурно-деформационных режимов прокатки становится одной из важнейших задач, стоящих перед производителями проката. Известно, что горячая деформация аустенита с контролируемым температурно-деформационным режимом и последующее охлаждение проката является одним из наиболее эффективных способов повышения свойств проката. Разработаны и активно используются многочисленные схемы термомеханической обработки (ТМО) проката. При производстве высокоуглеродистой катанки большой интерес представляют схема ТМО с получением структуры перлита, основанная на пластической деформации стали в аустенитном состоянии и последующем изотермическом превращении аустенита в перлитной области.

Положительный эффект применения данного вида обработки основан на измельчении колоний и субколоний перлита, что приводит к повышению важнейших механических свойств проката (ударной вязкости, трещиностойкости и температуры хладноломкости). Однако определение рациональных режимов данного технологического процесса и его промышленное освоение по-прежнему вызывают значительные трудности. Решение этой проблемы возможно только при комплексном анализе процессов формоизменения и структурообразования в ходе прокатки и охлаждения стали.

Анализ исследований и публикаций. В современных масштабах производства металла основной задачей является повышение качества металлопродукции, а также резкое снижение отходов металла при его производстве и обработке. В осуществлении программы экономии черных металлов важное место занимает внедрение технологий термомеханической обработки, которые улучшают механические свойства проката.

Постановка задачи. Основной задачей в этой статье является определение влияния скорости протекания аустенит-перлитного превращения на формирование структуры стали после прокатки.

Изложение материала и результатов. Как известно, основными факторами, которые влияют на структуру стали, являются ее химический состав, температура образования и изотермического распада аустенита, условия горячей, теплой и холодной пластической деформации. Управляя параметрами этих процессов, можно изменять структуру стали и, соответственно, ее свойства.

Получить различную структуру и субструктуру аустенита можно путем термопластического воздействия – одного из перспективных способов целенаправленного получения определенной структуры стали. Этот способ лежит в основе таких современных технологических процессов, как контролируемая прокатка, термомеханическая обработка (ТМО) и т.п. Вопросы структурообразования в горячедеформированном аустените изложены в ряде обзорных работ [1-4].

Во время горячей пластической деформации параллельно происходит два процесса - упрочнение и разупрочнение, проходящее за счет процессов динамической полигонизации и рекристаллизации. Соотношение между ними, как и характер формирующейся структуры, зависят от таких параметров, как температура, степень и скорость деформации, а также от состава деформированного сплава [2].

Главные особенности высокотемпературной деформации с учетом динамического возврата можно разделить на стадии и рассмотреть их следующим образом. На начальной стадии деформации присутствует увеличение количества дислокаций. Их плотность продолжает увеличиваться и на следующей стадии. Дислокации на этой стадии образуют ячеистую структуру [1]. На третьей стадии дислокации группируются, образуя полигонально-ячеистую структуру. Размеры формирующихся микрообъемов и их взаимная разориентировка будут зависеть от состава металла, температуры и скорости деформации. При больших пластических деформациях развитие дислокационной субструктуры может привести к формированию большеугловых границ.

Если провести совместное рассмотрение быстрой миграции большеугловых границ с большим числом совпадающих мест в динамически рекристаллизованных зернах с изменением

плотности в них, то оказывается, что в процессе роста динамически рекристаллизованных зерен плотность дислокаций в них не уменьшается, а даже растет [4] (табл. 1).

Таблица 1

Соотношение между последеформационной выдержкой и плотностью дислокаций

Последеформационная выдержка, с	20	140	160	170	180	190	200
Средняя плотностью дислокаций, 10^9 , см ⁻²	1,64	1,29	1,28	1,84	3,01	0,85	0,82

При определенных условиях деформирования (высокие температуры, небольшие скорости деформации) наряду с динамическим возвратом имеет место динамическая рекристаллизация. Ее особенность заключается в том, что она не приводит к полному устранению субструктуры, как это происходит в случае статической рекристаллизации. Возникшие при динамической рекристаллизации зерна в процессе своего роста подвергаются деформации, и в них формируется субструктура. Плотность дислокаций увеличивается до критической величины, после чего следует новый цикл рекристаллизации. При динамической рекристаллизации величина зерна аустенита уменьшается, а протяженность границ аустенита увеличивается при понижении температуры деформации [1].

Многократная рекристаллизация приводит к эффективному измельчению зерна аустенита. Малый средний размер зерна аустенита обеспечивает образование мелкозернистой ферритной-структуры после протекания процесса ферритного превращения и приводит к уменьшению размеров перлитных колоний, образующихся в результате перлитной реакции. На эффекте измельчения зерна после динамической рекристаллизации основаны режимы контролируемой прокатки сталей.

Получить мелкозернистую структуру аустенита можно также путем термомеханической обработки (ТМО). При ТМО температура деформации должна быть достаточно низкой для того, чтобы подавить процессы динамического возврата и рекристаллизации аустенита.

Для измельчения ферритных зерен и перлитных колоний необходимо ускорить образование зародышей и затормозить их рост. Ускорение процессов зарождения может быть достигнуто увеличением числа возможных мест зарождения или увеличением движущей силы превращения [4].

Как известно, при деформации увеличивается число вакансий, в которых происходит зарождение зерен феррита и цементита. Поскольку зарождение α -фазы происходит преимущественно на имеющихся границах, то этот факт может свидетельствовать об облегчении зарождения на захваченных границей зерна дислокациях или других дефектах границы.

Детальное исследование кинетики зарождения проведено в [7]. Показано, что в случае статического отжига скорость образования зародышей феррита растет со степенью предварительной деформации аустенита, однако это повышение мало по сравнению с тем эффектом, который наблюдается в случае непрерывной деформации при температуре ниже A_{T3} (деформационное стимулирование аустенит-ферритного превращения). При этом повышение скорости деформации заметно увеличивает скорость зарождения феррита. Так, для стали, содержащей 0,16 % Мо, увеличение скорости деформации от $7,4 \cdot 10^{-4}$ до $7,4 \cdot 10^{-1}$ с⁻¹ при 800°C приводит к увеличению скорости зарождения примерно в 10^3 раз. Эти факты указывают на то, что скорость зарождения существенно образом зависит от величины энергии, запасенной при деформации аустенита. Конкретный механизм влияния остается неясным. В работе [3] высказано предположение, что определяющую роль в кинетике превращения играет число потенциальных мест зарождения, а в условиях продолжающейся деформации происходит их постоянное обновление.

Процесс роста феррита и перлита в деформированной аустенитной матрице исследован довольно мало, а имеющиеся данные достаточно противоречивы [6]. Принято считать, что увеличение скорости роста вызвано в основном увеличением скорости диффузии за счет появления более легких путей миграции по дислокационным трубкам и другим дефектным местам решетки, а также уменьшением концентрационного пересыщения вследствие захвата атомов углерода дефектами [2].

Многочисленные экспериментальные исследования, среди которых следует отметить работы Бернштейна М.П., Займовского В.А., Хлестова В.М., Энтина, Р.И., Тушинского Л.И. и др., подтверждают ускорение аустенит-ферритного и аустенит-перлитного превращений [4], а так-

же измельчение зерен феррита и колоний перлита [3] после деформации при пониженных температурах сталей различного химического состава.

Так авторы работы [4] исследовали влияние деформации на процесс изотермического распада аустенита в стали 40Г2Ф при температуре деформации 750 и 950 °С и степени деформации (2 - 100 %) (рис.1). Исследование показало, что основное влияние пластической деформации проявляется в измельчении аустенитных зерен.

В работе [11] отмечено уменьшение инкубационного периода и времени распада аустенита легированных сталей в изотермических условиях после предварительной деформации при температуре 850 - 870 °С по сравнению с деформацией при температуре 950 °С, причем уменьшение инкубационного периода и времени распада тем сильнее, чем больше степень деформации.

Особый интерес, с точки зрения оптимизации свойств проката из высокоуглеродистых марок стали, представляет влияние параметров деформации на морфологию и дисперсность перлитных колоний. Как правило, при исследовании влияния деформации на структуру образующегося перлита основное внимание уделяется размеру формирующихся перлитных колоний, а межпластинчатое расстояние однозначно связывается с температурным интервалом распада аустенита.

В ряде публикаций приводятся данные об измельчении межпластинчатого расстояния в перлите при понижении температуры деформации, полученные в ходе экспериментальных исследований в условиях действующих станов. Так, на стане 150 Макеевского металлургического комбината при прокатке стали 50 с использованием низкотемпературного блока понижение температуры конца прокатки от 860 до 780 °С привело к увеличению доли сорбитообразного перлита с 45 до 65 % [9].

Авторы [9] приводят данные об уменьшении межпластинчатого расстояния в перлите стали 1 кп при понижении температуры конца прокатки с 980 до 835 °С.

В работе [4] исследовалось структурное состояние стали 60С2 после изотермического распада аустенита (температура аустенизации 900 °С) при температурах 600-700 °С. Исследование показало, что в образцах, деформированных в процессе охлаждения (степень деформации 30 %, скорость 0,5 с⁻¹), межпластинчатое расстояние в перлите больше, чем в контрольных образцах, полученных без деформации.

Необходимо также отметить, что повышение дисперсности перлита, наблюдаемое при понижении температуры прокатки на действующих станах, невозможно однозначно связать с воздействием деформации, поскольку понижение температуры конца прокатки приводит к изменению траектории последеформационного охлаждения проката. Таким образом, не вызывает сомнения факт интенсификации диффузионного превращения аустенита и измельчение зерен феррита и колоний перлита с понижением температуры деформации стали. Очевидна необходимость учета и использования данного эффекта при разработке температурно-деформационных режимов прокатки и охлаждения стали. Однако промышленное использование данного эффекта связано с необходимостью учета влияния деформации на кинетику аустенит-перлитного и аустенит-ферритного превращений.

Оценку эффективности понижения температуры прокатки при разработке температурно-деформационных режимов прокатки затрудняет отсутствие в литературе не только количественных данных, но и единого мнения о характере влияния деформации на морфологию перлита.

В связи с этим очевидна необходимость экспериментальных исследований, направленных на изучение закономерностей перлитного превращения, в частности исследования влияния деформационного стимулирования на кинетику образования эвтектоидных структур и их морфологию. Наиболее приемлемыми являються пластометрические методы исследования влияния деформации на структуру и свойства сталей.

Конструкции кулачкового, баллистического и маятникового пластометров не позволяют варьировать деформационные параметры в широких пределах [8]. Этого недостатка лишен пластометр торсионного типа. В нем производится деформация кручением с помощью закрепления образца между неподвижным и вращающимся захватами. Нагрев деформируемой части образца с помощью трубчатой печи позволяет варьировать температурный режим деформации.

Нужная скорость кручения устанавливается при помощи механической или гидравлической коробки передач. Основным недостатком торсионных пластометров является неравномерное распределение деформации по сечению образца, присущее деформации кручением.

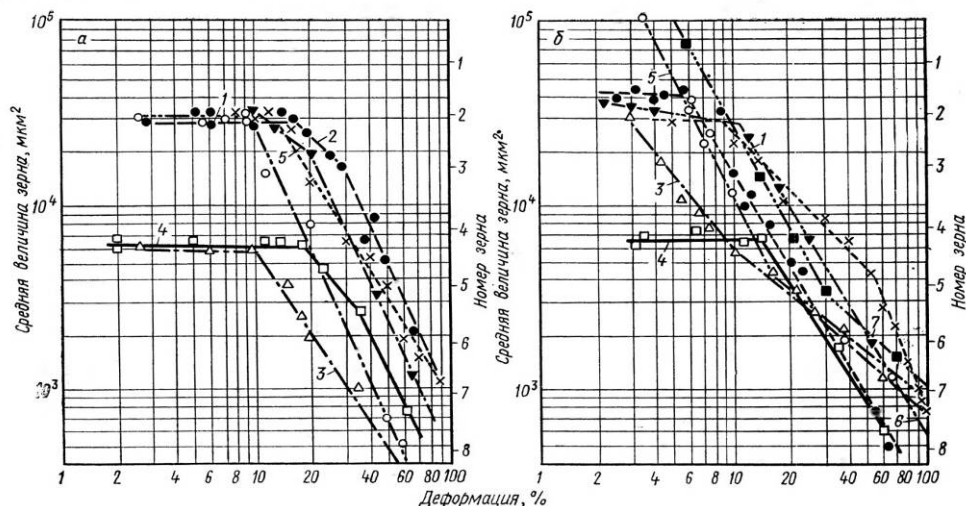


Рис. 1. Величина зерна в зависимости от степени деформации стали 40Г2Ф. Температура деформации 750 (а) и 950 °С (б): 1 – медленная деформация, температура нагрева $t_n=1200$ °С, длительность последеформационной выдержки 5 с; 2 – ударная деформация, $t_n=1200$ °С, длительность 5 с; 3 – то же, $t_n=950$ °С, длительность 10 мин; 4 – то же, $t_n=950$ °С, длительность 5 с; 5 – то же, $t_n=1200$ °С, длительность 10 мин; 6 – многократная ударная деформация, $t_n=1200$ °С, длительность 5 с; 7 – то же, $t_n=1200$ °С, длительность 10 мин

При испытании на кручение можно в широких пределах варьировать степень и скорость деформации, воспроизводить условия непрерывной и ступенчатой деформации с различными степенями и скоростями деформации и временами пауз, моделировать термомеханическую обработку.

Учитывая вышесказанное, можно заключить, что пластометрические исследования углеродистой стали целесообразно проводить на торсионном пластометре, позволяющем реализовать широкий диапазон температурно-деформационных режимов.

Список литературы

1. Тушинский Л. И., Ботаев А.А., Тихомирова Л.Б. Структура перлита и конструктивная прочность стали. - Новосибирск: ВО «Наука», 1993. - 279 с.
2. Смирнов М.А., Счастливцев В.М., Журавлев Л.Г. Основы термической обработки стали: Учебное пособие. - Екатеринбург: УрО РАН, 1999. - 496 с.
3. Формирование структуры и механических свойств сталей/В.Н. Урцев, В.Ф. Рашников, А.А. Морозов, А.В. Капцан, М.Ф. Сафронов, Ю.Н. Горностырев, В.Л. Корнилов // Отделение металлургии Академии проблем качества Российской Федерации (серия "Сталь. Структура и свойства"). Книга четвертая. /Под редакцией академика Рашникова В.Ф. -Магнитогорск: Дом печати, 1998. - 160 с.
4. Бернштейн М.Л. Структура деформированных металлов. – Москва: Металлургия, 1977. -432 с.
5. Бернштейн М.Л., Владимирская Т.Л., Займовский В.А. и др. Влияние температурного режима горячей деформации на свойства стали // Изв. АН СССР. Металлы. - 1979. - №2. - С. 130 - 139.
6. Кайбышев О.А., Валиев Р.З. Границы зерен и свойства металлов. - М.: Металлургия, 1987.-214с.
7. Физическое металловедение / Под ред. Р.У. Кана и П. Хазена -М.: Металлургия, - 1987. -Т. 1-2.
8. Хензель А., Шпиттель Т. Расчет энергосиловых параметров в процессе обработки металлов давлением: Справочник. - М.: Металлургия, 1982. -360 с.
9. Исследование качества катанки прокатанной на стане 150 с использованием низкотемпературного блока/А.А. Горбанев, А.М. Юнаков, Й. Шарф и др. // Производство проката. - 2000. - №2. - С. 20 - 27.
10. Влияние прокатки в двухфазной области на дисперсность перлитной составляющей в стали 1кп. / А.А. Морозов, В.Н. Урцев, В.И. Дегтярев, Д.М. Хабибуллин, М.А. Морозов. // Сб. науч. тр. Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением / Под ред. В.М. Салганика. - Магнитогорск: МГТУ, 2000. - С. 121 - 124.
11. Брунзель Ю.М., Виравовский Ю.Г., Фомин И.М. Особенности превращения деформированного аустенита в изотермических условиях при термомеханической обработке сталей на перлитную структуру // МИТОМ. -1994.- №11.- С.4-8.

Рукопись поступила в редакцию 19.02.12

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 немалую 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 противопригарной 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.

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.

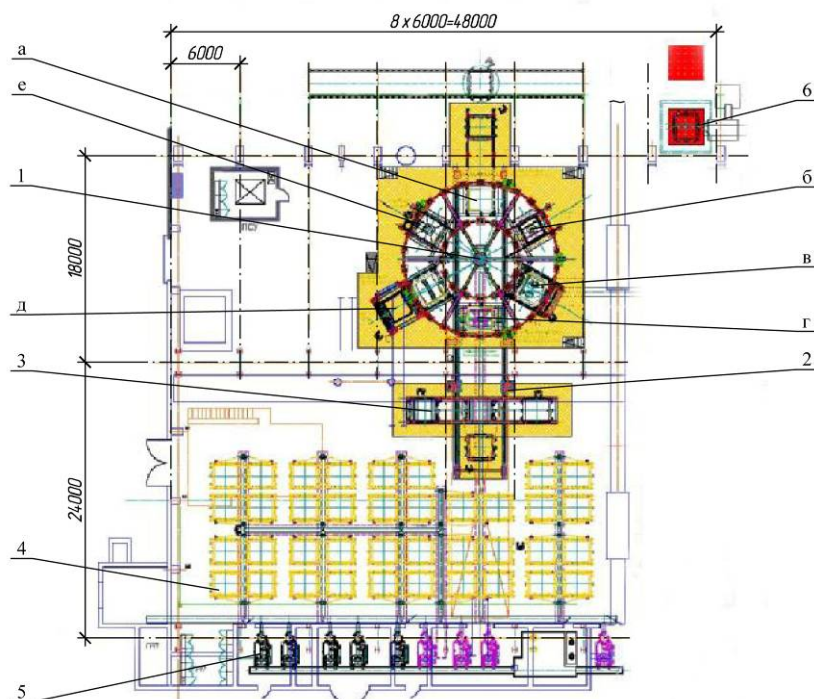


Рис. 1. Вакуумная формовочная линия «VDK 8»: 1- формовочно-поворотный стол: а- станция приема опок; б- станция просушивания краски; в- станция засыпки песка и наложения пленки; г- станция передачи опок; д - станция вытягивания модельной пленки; е - станция подготовки моделей; 2 - устройство передачи и кантования опок; 3 - передаточная тележка; 4 -заливочный плац; 5 - вакуумно-насосное отделение; 6 - станция выбивки

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°C 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 19.02.12

УДК 669.162.1.001.57

С.Г. САВЕЛЬЕВ, канд. техн. наук, доц., Я.А. СТОЙКОВА, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ В ИССЛЕДОВАНИИ ПРОЦЕССОВ ПРОИЗВОДСТВА ОКУСКОВАННОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Выполнен сравнительный анализ существующих методов математического моделирования процессов производства окускованного железорудного сырья, показана целесообразность применения многоцелевых микропроцессорных комплексов для исследования процессов спекания и обжига.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Процессы производства агломерата и окатышей связаны с технически и технологически сложными операциями, важнейшими из которых являются спекание аглошихты и обжиг сырых окатышей. Для исследования процессов, протекающих в ходе осуществления данных операций, широко применяется математическое моделирование, при котором исследуемые процессы заменяются моделями.

Моделирование процессов спекания и обжига должно вмещать совокупность важнейших свойств, присущих объектам исследования. При построении моделей спекания и обжига необходимо учитывать многочисленные параметры этого процесса. Важными входными параметрами являются: содержание основных компонентов в шихте; влажность шихты; газопроницаемость шихты; высота слоя шихты; расход воздуха на процесс; условия зажигания – температура горна (температура среды в горне), температура зажигания (температура над поверхностью спекаемой шихты), обобщенная температура термообработки. Важными выходными параметрами являются: скорость спекания; состав и температура отходящих газов; массовая доля закиси железа в готовом продукте; разряжение; время спекания. Возмущающие воздействия: изменение состава шихты; изменение влажности шихты; изменение степени уплотнения шихты; изменение высоты слоя шихты; изменение скорости движения аглоленты; подсосы холодного воздуха; изменение разряжения над зажигаемым слоем; изменение соотношения «топливо-воздух». В настоящее время распространение получило компьютерное моделирование, делающее возможным переработку больших количеств информации в составе математических моделей сложных металлургических процессов.

Анализ исследований и публикаций. Появление в последнее время мощных компьютерных систем и специального программного обеспечения позволяет решать такие задачи, о которых 20 лет назад можно было только мечтать. В основе этого программного обеспечения лежат модели. Математическое моделирование – практически единственный метод решения научных задач особой сложности. А.И. Цаплин и И.Л. Никулин в работе [1] представляют общую схему технологического объекта исследования (рис. 1).

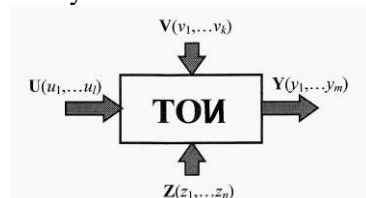


Рис. 1. Технологический объект исследования

Данная схема учитывает все входные, выходные и возмущающие параметры, о которых говорилось выше: U – вектор контролируемых управляющих входов (расходы сырых материалов, энергии, топлива и т.д.); V – вектор контролируемых возмущений (качественные показатели сырья, параметры состояния оборудования, и т.д.); Z – вектор неконтролируемых возмущений; Y – вектор выходов объекта (показатели состояния технологического процесса (температура, давление, состав вещества), качественные и количественные показатели промежуточных или конечных продуктов, технико-экономические показатели производства). Математическая модель представляет собой зависимость $Y = f(U, V, Z)$. Однако вид данной функции зависит от предмета исследования и определяет метод построения модели. В исследовании процессов спекания и обжига функция может зависеть от времени или иметь существующие ограничения на переменные. Когда речь идет о процессе функционирования системы со сложной внутренней структурой, аналитическое описание делается обычно практически невозможным, потому что характеристики модели должны отвечать с достаточной точностью характеристикам моделируемого процесса. Общая элементарная модель в результате проведения на ней экспериментов систематизируется в отдельные блоки. Модель, предложенная Л.А. Люстерником [2], состоит из блоков, отвечающих отдельным этапам работы над моделью так, что всякое изменение программы, вызванное изменением стратегии на каком-нибудь этапе исследования или большей детализацией отдельной работы, сводится в основном к изменению одного блока.

С.Н. Калашников в работе [3] предложил методы моделирования на основе формально-математического описания физико-химических явлений и реализации вычислительного эксперимента. В работе так же указана необходимость создания гибких и универсальных технологий математического моделирования, позволяющих эффективно решать различные научные и технические проблемы.

В работе [4] изложены основные этапы разработки комплексной математической модели, отвечающей требованиям максимальной адекватности реальным теплофизическим и физико-химическим процессам, протекающим в слое при обжиге железорудных окатышей. Разработанная математическая модель рассматривает обжиговой агрегат в целом и затрагивает лишь некоторые аспекты процесса обжига окатышей. Применение данной модели целесообразно лишь для решения технологических задач. Учтены взаимосвязи коллекторов на современных обжиговых машинах за счет рециркуляции газовых потоков, что позволило отрабатывать и оптимизировать тепловые схе-

мы при реконструкции действующих и создании новых агрегатов. Приведены примеры решения технологических задач с использованием математической модели.

Попытка сравнить и структурировать существующие математические модели агломерационного процесса была проведена в работе [5]. В этой работе дан исчерпывающий анализ существующих математических моделей аглопроцесса с учетом многочисленных характеристик основных входных, выходных и возмущающих параметров процесса. В большинстве случаев математические модели в публикациях излагаются не полностью, ряд процессов и их эффектов в моделях учтены в упрощенном виде или не приведены. Возникают трудности при воссоздании их с целью исследования процесса спекания в каких-либо конкретных условиях. Рассмотрены математические модели различных типов, построенных в основном с помощью методов статической термодинамики, которая не учитывает время протекания процессов. Влияние параметра времени протекания процессов спекания и обжига изучают с помощью динамических типов моделей. А интерпретация моделей, описывающая с высокой точностью технологию протекания процессов, производится с помощью имитационных типов математических моделей. Численные методы решения существующих математических моделей являются приближенными, и их погрешность по координате во времени обычно не приведена. Так же возникают трудности при проверке адекватности, какой либо модели. Однако в работе [5] использован принцип системного подхода. Все рассматриваемые процессы сгруппированы в подсистемы: 1 - газодинамики; 2 - тепловых процессов; 3 - массообмена при сушке; 4 - горения топлива; 5 - диссоциации известняка; 6 - формирования состава газовой смеси в слое. Предложенная структурная схема системы процесса спекания, построенная на основе общей схемы технологического объекта исследования (см. рис. 1), является наиболее полной из всех существующих. Многочисленные подсистемы развернуты в отдельных схемах. Это дает возможность исследовать как процесс спекания или обжига в целом на данной модели, так и его конкретные особенности: например, массообмен при сушке или особенности горения топлива. Совместить данные подсистемы не представляется возможным на данном этапе. Поэтому в работе [5] выполнено тестирование отдельных основных алгоритмов и взята за основу лишь модель конвективного теплообмена с добавками других расчетных алгоритмов в качестве подмоделей. И окончательная проверка адекватности данной структурной модели возможна лишь путем проведения промышленных испытаний на производственных агрегатах.

Моделирование всей совокупности процессов протекающих при технологических операциях спекания и обжига является сложной технической задачей, которую можно решить путем применения системного подхода к процессу как к сложному структурированному объекту исследования. Математическая модель сложного процесса спекания или обжига должна включать равнозначные подмодели, которые учитывают основные входные, выходные и возмущающие параметры; объединять в себе несколько методологий моделирования, а также учитывать погрешности округления и аппроксимации. Основная структура модели, ее подсистем и взаимосвязь между ними должна быть сформулирована до создания модели как таковой. А дальнейшие изменения или дополнения могут быть внесены в процессе выполнения модели, проверки ее адекватности и в процессе проведения исследовательской работы с помощью данной универсальной модели.

Постановка задачи. В результате сравнительного анализа существующих методов математического моделирования выявлена необходимость разработки универсальной, адекватной комплексной модели. Существующие на сегодня математические модели процессов, происходящих при спекании железорудных материалов и обжиге железорудных окатышей, позволяют описать лишь точно происходящий процесс или явление. Практическая ценность существующих моделей заключается в определенном объекте исследования, для которого построена модель. На сегодняшний момент, технические возможности позволяют создать универсальную модель для исследования, как всего процесса в целом, так и отдельных его явлений. Описать процесс спекания агломерата или обжига окатышей в целом с учетом различных теплофизических, массообменных и др. процессов, определить динамические характеристики расчетов, связать аналитически основные подсистемы, при этом учитывать адекватность и практическую ценность - главные задачи, которые можно решить с помощью создания универсального комплекса моделирования процесса спекания и обжига. Основная цель данной работы заключается в оценке реальности решения задачи создания универсальной аналитической модели, описы-

вающей сложные физико-химические процессы, протекающие при спекании агломерата и обжиге окатышей.

Изложение материалов и результатов. Математическое моделирование сложных систем - новый метод научного исследования и практически единственный метод решения научных задач особой сложности. Создание универсальной математической модели процессов спекания агломерата и обжига окатышей является достаточно сложной задачей. Ведь характеристики создаваемой модели должны включать алгоритмы, позволяющие воспроизвести с той или иной степенью точности ход этого процесса в разные моменты времени.

Реализация столь сложной задачи на сегодняшний момент является осуществимой. Техническая и программная база позволяет создать универсальный программный комплекс процесса спекания и обжига или взять за основу существующие пакеты программ для проведения инженерных расчетов. Ввиду сложности описания всех параметров процессов спекания и обжига, проблемы взаимосвязи различных явления и факторов процесса, сегодня не существует единой универсальной математической модели, которая позволит проводить разного рода исследования. Определить эффективность влияния совокупности интенсифицирующих факторов и вследствие этого изменения качества готового продукта не представляется возможным. Математическая модель агломерационного процесса или процесса обжига окатышей должна включать все основные этапы математического моделирования.

Постановка задачи должна включать равнозначные по влиянию системы входных, выходных и возмущающих воздействий, учитывать их взаимовлияние. Теплофизические, конвективные процессы при восстановлении, горении топлива и диссоциации карбонатов происходят одновременно в одном спекаемом пористом слое материала либо в слое обжигаемых гранул на одном агрегате.

Поэтому постановка задачи моделирования процесса спекания или обжига является главной и наиболее важной проблемой перед вторым этапом – построением математической модели процесса. Структурная схема модели процесса спекания, предложенная в работе [5], включающая в себя подсистемы газодинамики слоя, процессов теплообмена, процессов массообмена при сушке, горения твердого топлива в слое, диссоциации известняка, формирования газовой смеси в слое, является наиболее широкой и функциональной на сегодняшний день. Но разработана лишь точечная модель системы на основе фазовых превращений в соответствии с диаграммой состояния $\text{CaO-Fe}_2\text{O}_3$, которая реализована с помощью языка программирования Turbo Pascal. Однако это первый значимый шаг на пути к созданию универсальной математической модели процессов спекания агломерата и обжига окатышей.

Применение существующих пакетов программ для проведения инженерных расчетов в области моделирования термодинамических процессов является целесообразным. Необходимо изучить имеющееся разнообразие уже готового и мощного инструментария высокого качества. Все эти пакеты созданы командами профессионалов со значительным опытом работы в своих предметных областях, поэтому не стоит сразу бросаться за создание своих собственных программ. Первым делом нужно аккуратно оценить, что уже сделано профессиональным сообществом, что доступно и чем можно воспользоваться для решения стоящих задач. Для исследования процессов, происходящих при спекании агломерата или обжиге окатышей, можно применять следующие программные комплексы: STAR-CD - многоцелевой программный комплекс, предназначенный для проведения расчетов в области механики жидкости и газа, тепло- и массопереноса, процессов горения и решения других задач; GDT (GasDynamicsTool) - пакет для моделирования газо-динамических процессов в широком диапазоне граничных и начальных условий, расчет газовых струй, решение задач внутренней и внешней аэродинамики, баллистики, горения и детонации и др. Например, пакет прикладных программ ANSYS, возможности которого присущи и всем основным пакетам для проведения инженерных расчетов, позволяет:

строить компьютерные модели или импортировать уже построенные CAD-модели конструкций, моделей, компонентов или систем;

прикладывать действующие нагрузки или задавать любые другие условия работы конструкций и систем;

изучать физические отклики системы или конструкции на различные воздействия (уровни напряжений, распределение температуры, электромагнитные поля);

оптимизировать конструкцию на ранних стадиях проектирования, что позволяет снизить производственные затраты;

создавать прототипы реальных конструкций, действующих в реальных условиях, даже в тех случаях, когда невозможно или нежелательно использовать физическое моделирование (биомедицинские приложения).

Пакет прикладных программ ANSYS обладает следующими возможностями: решение задач различной физической природы: прочность, динамика, теплофизика, гидродинамика, газодинамика, электромагнетизм, а также возможность решения связанных задач. Визуализация исследований на данной прикладной программе может быть представлена цветовыми эпюрами на плоскости или поверхности; векторами, изолиниями, изоповерхности; 3D-траекториями течений; распределениями любой характеристики вдоль кривой; анимировании результатов; расчетами характеристик в точках; вывод в MS Excel и Word.

Рассмотрев некоторые существующие пакеты для проведения инженерных расчетов, изучив их структуру, адекватность и целесообразность, можно решить задачу создания целостной, универсальной модели процессов спекания агломерата и обжига окатышей. Решение данной задачи на сегодняшний момент является актуальным и необходимым этапом, который даст возможность исследовать процессы спекания и обжига как в научных целях, так и в масштабах всего производства.

Создать комплексную модель данных процессов возможно на базе существующих микро-процессорных программных комплексов, или в результате составления новой программы, взяв за основу опыт существующих моделей процесса спекания и опыт имеющихся программных пакетов для решения инженерных задач. Сложность описания всего процесса в целом вызывает необходимость создания различных моделей, которые целесообразно объединить в структурированную схему с подсистемами и подмоделями, связать подмодели между собой путем поиска одинаковых параметров в различных подмоделях. Создав четкую структуру и модель, необходимо учитывать потребность во внесении изменения в процессе исследования данной модели, анализе результатов моделирования и выработке практических рекомендаций. Поэтому важной задачей при создании данной модели является возможность быстрого доступа к регулированию отдельных подсистем и внесение новых параметров процесса при необходимости. Структура комплексной модели с наличием подмоделей и подсистем этих моделей позволит легко дорабатывать большую комплексную модель сложного процесса спекания или обжига уже после ее создания, что даст возможность постоянного совершенствования и беспрепятственного интегрирования универсальной модели для изучения отдельных факторов, параметров или явлений.

Выводы и направления дальнейших исследований. На основе анализа существующих на сегодняшний момент математических моделей процессов спекания агломерата и обжига окатышей доказана целесообразность применения многоцелевых программных комплексов для разработки универсальной модели сложного процесса. Существует необходимость объединения многочисленных параметров в структурную схему с наличием подсистем: газодинамики слоя, процессов теплообмена, процессов массообмена при сушке, горения твердого топлива в слое, диссоциации известняка, формирования газовой смеси в слое. На данном этапе можно сказать, что не все процессы, происходящие при термообработке, нашли отражение в моделях.

В дальнейшем процессе работы с моделью важно иметь возможность добавлять подсистемы или изменять подмодели в данных системах. Закономерность взаимовлияния отдельных подмоделей и подсистем еще не определена полностью. Однако учитывая современный уровень развития вычислительной техники и высокий уровень исследования спекательных и обжиговых процессов, можно считать реальным создание комплексных моделей спекания агломерата и обжига окатышей.

Разработка универсальной модели поможет исследовать сложный процесс спекания и обжига, оптимизировать технологический процесс путем применения комплекса мероприятий, изучить их совместное влияние на готовый продукт, агрегат, выявить экономическую эффективность и целесообразность проведения различных интенсифицирующих мероприятий одновременно. Необходимость создания такой модели сегодня обусловлена потребностями ученых и производственников в мобилизации и объединении усилий при поиске различных оптимизационных мероприятий. Процесс разработки модели не будет завершен при её создании, поскольку модель в дальнейшем будет дорабатываться с учетом новых закономерностей, устанавливаемых в результате исследования процессов производства агломерата и окатышей. Таким образом, комплексная математическая

модель процесса спекания или обжига будет являться универсальной и современной на протяжении своего существования. Для того чтобы осуществить создание такой модели, необходимо объединить усилия ученых и производителей, умения программистов, используя современные технические возможности программного обеспечения.

Список литературы

1. Цаплин А.И. Моделирование теплофизических процессов и объектов в металлургии: учеб. пособие / А.И. Цаплин, И.Л. Никулин // Из-во Перм. гос. техн. ун-та, 2011. - С. 19-20.
 2. Люстерник Л.А. Краткий курс функционального анализа / Л.А. Люстерник, В.И. Соболев // Высшая школа, 1982. - С. 128.
 3. Калашников С.Н. Математическое моделирование тепло-массообменных процессов в металлургических агрегатах на основе объектно-ориентированной технологии: Дис. д-ра техн. наук: 05.13.18: Новокузнецк, 2002. - С. 18, 276-278.
 4. Боковиков Б.А. Математическая модель обжиговой конвейерной машины как инструмент для оптимизации тепловой схемы агрегата / Б.А. Боковиков, В.В. Брагин, В.М. Малкин и др. // Сталь, 2010. - №9. - С. 84-87.
 5. Елисеев А.А. Исследование тепло-массообменных процессов про агломерации шихты / А.А. Елисеев // Дис. канд. техн. наук: 05.14.04: Череповец, 2006. - С. 51-63, 163-165.
- Рукопись поступила в редакцию 12.03.12

УДК 622.7:621.1.016

В.В. ТКАЧ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДОЛОГІЧНІ ОСНОВИ ЕКСЕРГЕТИЧНОГО АНАЛІЗУ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕРОБКИ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

Облік і контроль витрачання енергоматеріальних ресурсів на різних етапах технологічного циклу в ГМК здійснюється із застосуванням різних методик, заснованих на аналізі процесів з використанням вузькоспеціалізованих критеріїв. Ексергетичний аналіз процесу механотермохімічної переробки мінеральної сировини є необхідним для отримання повної характеристики термодинамічних втрат від безповоротності внутрісистемних процесів.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. В умовах зростаючої енергетичної кризи і дефіциту власних енергетичних ресурсів перед українськими підприємствами гірничо-металургійного комплексу стоїть серйозна проблема, пов'язана з енергетичним і матеріальним забезпеченням існуючих обсягів виробництва. При цьому слід звернути увагу не лише на економію енергетичних ресурсів, але й розробити сучасну єдину методологію і методику обліку споживання та нормування енергоматеріальних ресурсів, оцінки технологій за параметром енергоємності, їх впливу на довкілля.

Аналіз досліджень і публікацій. За минулі десятиліття проведена значна кількість досліджень з ефективного використання енергоресурсів в багатьох галузях промисловості і сферах соціального життя суспільства. Питанню розробки методології оцінки енергоспоживання приділяється усе більш зростаюча увага [1-3]. Запропоновані різні методики, розроблені принципи, математичні, термодинамічні критерії оцінки енергоспоживання в технологічних процесах, окремих апаратах, технічних пристроях, у різних сферах діяльності людини.

У ряді публікацій пропонується методологія і різні методики розрахунку показників енергоспоживання й енергоємності технічних об'єктів та технологічних систем [4-6]. Разом з цим звертають на себе увагу такі недоліки методик:

при розрахунках і аналізі витрат енергії на виробництво продукції, як правило, енергоємність розподіляють на енергетичну (електроенергія) і паливну складові. При цьому враховуються статті балансів енергоносіїв, що тільки вводяться в технологічну систему без урахування енергетичної складової вироблюваної енергоматеріальної продукції і відходів виробництва;

усі складові енергоємності об'єднуються шляхом перерахунку їх в умовне паливо по перевідних коефіцієнтах;

під час розробки енергозберігаючих заходів для технологічного процесу, аналізу нових технологій не враховуються потенційна хімічна енергія мінеральних речовин сировини і продуктів виробництва, енергоекологічні дії виробництва на довкілля, величина і кваліфікаційні параметри трудовитрат персоналу, енергетичний потенціал інформаційного забезпечення виробничого процесу та ін.

Технологічні процеси, засновані на використанні механічної і електричної енергії (до них відносяться процеси гірничо-збагачувального виробництва ГМК), нині не вивчаються методами термодинамічного аналізу. Для аналізу технологічних процесів металургійної промисловості розроблена методика складання енергетичного балансу, побудованого на базі не лише першого, але також другого і третього законів термодинаміки з використанням понять хімічної енергії і ексергії речовини. Ці методики не застосовуються для аналізу енергоспоживання в гірничо-збагачувальних процесах. Отже, енергоємність і енергоспоживання в технологічних процесах гірничо-збагачувального і металургійного комплексів вивчається з використанням різної методології і методик.

Постановка завдання. Необхідно розробити єдиний методичний підхід до методики визначення енергетичних параметрів гірничо-збагачувального і металургійного виробництва.

Викладення матеріалу та результатів досліджень. Теоретичним інструментом для енергетичного аналізу технологічної системи є термодинаміка. Розглянемо методологічні основи ексергетичного аналізу системи механотермохімічної переробки мінеральної сировини (МТХП) в готову продукцію. Елементи такої системи застосовуються в цементній промисловості [8], вона є основою в аналізі металургійних процесів. Умовно система МТХП представлена на рис. 1 у вигляді блок-схеми, де один вхід – це введення основного потоку E_m , тобто перетворюваних початкових компонентів, таких як: залізняк ($E_{руднат}$), покривні породи ($E_{покпорода}$), коксове вугілля й антрацит ($E_{вугнат}$), шихтові матеріали та реагенти гірничо-збагачувального переділу ($E_{шихмат}$), шихтові матеріали металургійного переділу ($E_{шихмет}$).

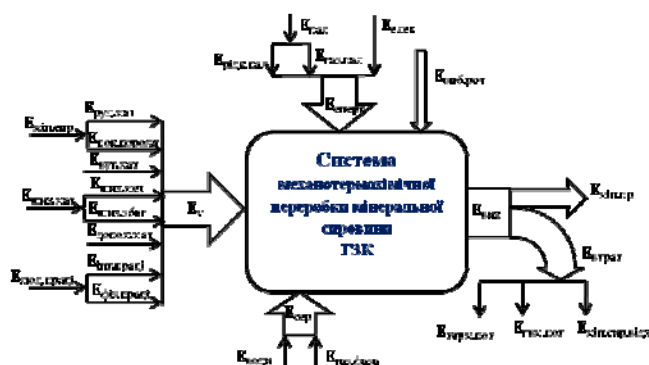


Рис. 1. Умовна блок-схема системи МТХП мінеральної сировини

Другий – введення допоміжного потоку, необхідного для перетворення і транспортування основного – ($E_{сер}$).

Третій вхід – потоки енергетичних матеріалів і речовин: електроенергія ($E_{елект}$), паливо ($E_{пал}$), вибухові речовини ($E_{виб.реч}$). Особливим компонентом схеми є енергетичні затрати праці людини різної кваліфікації для забезпечення роботи

усього технологічного процесу – ($E_{люд.праці}$). Так само слід враховувати ексергетичний еквівалент інформаційного забезпечення технологічного процесу. Під виходом з системи ($E_{вих}$) матимемо на увазі сукупність вихідних газо-водо-матеріальних потоків ($E_{газ.вод.мат}$), теплових потоків ($E_{тепл.пот}$), відходів збагачення ($E_{відх.збач.$) готової мінеральної продукції ($E_{рідн.пр}$).

Особливості процесу переробки мінеральної сировини зумовлює облік усіх складових енергетичного балансу

$$E_m + E_{енерг} + E_{сер} = E_{рідн.пр} + E_{втрат} \quad (1)$$

Під ексергією перетворюваного матеріалу E_m та середовища $E_{сер}$ розумітимемо міру термодинамічного стану всіх складових у довкіллі. Ексергія перетворюваного матеріалу характеризує здатність цього матеріалу максимально реагувати на здійснювану по відношенню до нього дію. Ексергія твердого перетворюваного мінерально-сировинного ресурсу визначає міру (ступінь) практичної придатності цього матеріалу з певними фізико-хімічними, фізико-механічними властивостями до подальшого його використання в різних процесах.

Цільовим продуктом у системі МТХП мінеральної сировини є концентрат або огрудкований матеріал. Під ексергією цільових продуктів $E_{рідн.пр}$ системи розуміється міра їх енергетичного стану в довкіллі. Чим вище ексергія кінцевого цільового продукту системи, тим більш ефективно пройшов процес дії перетворюючих потоків на перетворюваний матеріал. Іншими словами, ексергія (сумарна ексергія готових продуктів) цільових продуктів системи характеризує максимальну здатність цього продукту сприймати дії, що робляться на нього, у ході пода-

льшої переробки. Дослідження показують [2,7,10], що використання ексергетичного аналізу в технології переробки мінеральної сировини забезпечить гарантоване зниження енерговитрат. З цієї точки зору, технологічна схема виробництва має бути оптимізована так, щоб на конкретній сировині й устаткуванні отримати цільові продукти з максимальною ексергією і мінімальними енерговтратами. При переробці мінеральної сировини на цільовий продукт з використанням тільки механічних методів переробки загальна ексергія вхідних потоків будь-якого сталого процесу завжди перевищує загальну ексергію вихідних потоків – цільового продукту (концентрат, кускова збагачена руда) [7]. Ця різниця є мірою термодинамічної безповоротності процесів, а її кількісне визначення в процесі ексергетичного аналізу дозволяє встановити, скільки і де втрачається енергія, де існують можливості для енергозбереження).

До найважливіших завдань, що вирішуються на основі вивчення енергетичних балансів технічних систем, відноситься оцінка ефективності використання підведеної до них енергії. Найбільш відомим і поширеним показником такої оцінки є коефіцієнт корисної дії ККД, що є відношенням корисної (цільовий) енергії до витраченої [2,9]. При ексергетичному аналізі вводиться поняття термодинамічного ККД процесу або ексергетичного ККД, що відбиває міру безповоротності процесу енергоспоживання. Термодинамічний ККД такої системи визначається як відношення кількості ексергії відведених з системи цільових продуктів $E_{\text{ціль.пр}}$ до усієї витраченої ексергії в технологічному процесі [10]

$$\eta_{\text{сист}} = E_{\text{ціль.пр}} / (E_{\text{т}} + E_{\text{енер}} + E_{\text{сер}} + E_{\text{втр.реш}}) \quad (1)$$

Завдяки правильній оцінці якості різних видів енергії ексергетичний ККД є мірою ступеня досконалості процесу. Абсолютне значення ексергетичного ККД (1) показує лише досягнутий рівень енерговикористання в процесі, що вивчається, але не показує, наскільки він високий і чи є можливості його подальшого підвищення. Тільки в зіставленні цього значення ККД з показниками еталонного процесу (технологічного процесу аналогу) можна судити про міру його досконалості. У інженерній практиці вже давно і досить широко користуються поняттям ідеального аналогу для оцінки енергетичної досконалості процесів і машин, щоб отримати уявлення про те, наскільки вони можуть бути поліпшені і яка межа зниження витрати енергії на процес. При цьому залежно від характеру вирішуваних завдань використовується аналог з різною мірою ідеалізації. Для аналогу можуть бути розраховані ексергетичний ККД з виразу (1)

$$\eta_{\text{сист}}^{\text{від}} = \frac{\eta_{\text{сист}}^{\text{реал}}}{\eta_{\text{сист}}^{\text{ідеал}}} = \frac{E_{\text{ан}}^{\text{реал}}}{E_{\text{ан}}^{\text{ідеал}}} \quad (2)$$

Для гірничо-збагачувального виробництва за величину $E_{\text{ан}}^{\text{ідеал}}$ слід набути граничне мінімальне значення, яке можна досягти при сучасному рівні техніки і технології в конкретних умовах розвитку виробництва. Ідеальний аналог технологічного процесу є мірою ідеалізації технологічного процесу на підставі глибокого теоретичного аналізу з використанням результатів наукових досліджень і досягнутих показників при переробці аналогічної мінеральної сировини. В першу чергу для умов гірничо-збагачувального виробництва в розробках і розрахунку повинні знайти віддзеркалення найбільш важливі чинники, що впливають на енергетичні та сировинні витрати в досліджуваній технології. Чим вище значення $\eta_{\text{сист}}^{\text{від}}$, тим досконаліший в енергетичному сенсі реальний процес і тим важче знайти шляхи подальшого його вдосконалення. На основі відносного ексергетичного ККД можна порівнювати різні технологічні процеси й прогнозувати раціональну структуру технологій виробництва готового продукту на гірничо-збагачувальному комбінаті. Характер зміни відносного ексергетичного ККД реального процесу в часі є зростаючою кривою, що асимптотично наближається до 1 (рис. 2).

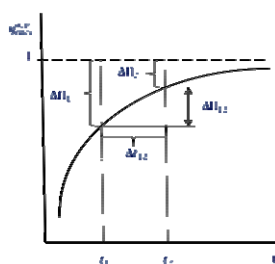


Рис. 2. Потенціал і резерви економії енергоресурсів за рахунок вдосконалення технологічного процесу

Відповідно до цього енерговитрати на виробництво продукту з часом прагнуть до деякої граничної, практично недосяжної величини $E_{\text{ан}}^{\text{ідеал}}$ енерговитратам його аналогу. Виходячи з цього, можна сформулювати поняття "потенціал енергозбереження" Π_i у момент t_i як теоретично можлива величина зниження енерговитрат в технологічному процесі до рівня витрат енергії в його аналогу $E_{\text{ан}}^{\text{ідеал}}$. Отже, подібно до

того, як реальні енерговитрати (знижуючись з розвитком техніки і технології) прагнуть до величини енерговитрат процесу аналога, потенціал енергозбереження внаслідок тих же причин є величиною змінною і в межах асимптотично наближається до нуля $\lim \Delta P_i / \Delta t_i \rightarrow 0$.

При реалізації цієї на перший погляд простої методології виникає проблема, як визначити теоретично необхідні енерговитрати для величезної кількості різнотипних по характеру і призначенню технологічних процесів гірничо-збагачувального і металургійного виробництва, тобто як підібрати аналог для кожного досліджуваного процесу. Очевидно, що термодинамічний аналіз будь-яких процесів повинен здійснюватися на єдиних принципах, проте при дослідженні конкретних систем не можна не враховувати їх специфічні особливості. Можна запропонувати методологію визначення мінімально необхідних витрат ексергії на виробництво. Початковими положеннями при цьому ми вважаємо такі. Будь-який процес може бути представлений як сукупність елементарних технологічних операцій, заснованих на загальних фізико-хімічних і механічних процесах переробки мінерального ресурсу, відповідно до характеру яких для кожного з них підбирається відповідний аналог.

Таким чином, методологія ексергетичного аналізу технологічної системи МТХП мінеральної сировини полягає в наступному:

Перший рівень.

1. Визначають термодинамічні межі досліджуваного технологічного процесу та компонентів аналізованої системи МТХП мінеральної сировини.
2. Виконують декомпозицію системи на компоненти, що сполучаються матеріальними й енергетичними потоками (міра декомпозиції визначається необхідною мірою детальності аналізу, а також доступною інформацією).
3. Визначають термодинамічні характеристики потоків: масову витрату, тиск, температуру, мінеральний і гранулометричний склад, потужність, потік тепла і т. ін. При аналізі існуючої системи для отримання цієї інформації проводять виміри, а при проектуванні нового об'єкта використовують моделювання.

Другий рівень

1. Розробляють нові або застосовують відомі методики розрахунку ексергії матеріально-енергетичних потоків.
2. Проводять ексергетичний аналіз компонентів (операцій) технологічного процесу МТХП мінеральної сировини. Визначають мінімальний рівень витрат ексергії для забезпечення роботи технологічної операції, апарату, витратних параметрів і фізико-хімічних характеристик середовища проведення процесу.
3. На основі реальних термодинамічних характеристик потоків ексергії визначаються величини втрат ексергії в різних компонентах системи. Визначають ексергетичні коефіцієнти окремих елементів системи, технологічного процесу загалом. Розраховують реальний і відносний ексергетичний ККД.

Третій рівень

1. Виявляють взаємозв'язки елементів технологічної системи МТХП мінеральної сировини.
2. Встановлюють взаємозв'язок між термодинамічними й економічними характеристиками виробництва.
3. Розробляють методику оптимізації технологічного процесу за ексергоекономічними показниками. Проводять оптимізацію системи МТХП мінеральної сировини термодинамічними і економічними показниками. Визначають потенціал і резерви економії енергоресурсів за рахунок удосконалення технологічного процесу.

Ексергетичний аналіз окремих технологічних операцій, порівняння їх з альтернативними способами переробки дозволить оптимізувати процес гірничо-збагачувального циклу, на основі отримання продукції з максимальною придатністю для металургійного переділу та мінімальними витратами енергоматеріальних ресурсів. Ексергетичний метод аналізу дозволяє розглядати комплексно гірничо-металургійний процес на єдиній методологічній базі.

Висновки та напрями наукових досліджень. Найбільш ефективним і плідним методом, що використовує обидва принципи термодинаміки, є ексергетичний метод термодинамічного аналізу. Ексергетичний метод знайшов практичне застосування в різних галузях техніки і технології, та є основним для аналізу металургійного виробництва. Однак не розроблено мето-

логію його застосування для аналізу гірничо-збагачувальних процесів переробки мінеральної сировини.

Ексергетичний аналіз окремих технологічних операцій, порівняння їх з альтернативними способами переробки дозволить оптимізувати процес гірничо-збагачувального циклу, на основі отримання продукції з максимальною придатністю для металургійного переділу. Ексергетичний метод аналізу дозволяє розглядати комплексно гірничо-металургійний процес на єдиній методологічній базі.

Список літератури

1. Turner, Wayne C., "Energy Management Handbook", 5 ed., (Lilburn, Georgia: The Fairmont Press, Inc., 2005), p.1-7.
2. В.С.Степанов, Т.Б.Степанова. Эффективность использования энергии. - Новосибирск: Наука, Сиб. отд, 1994. - 257 с.
3. Грищенко С.Г., Сталинский Д.В., Литвиненко В.Г. Применение метода сквозной энергоемкости для анализа затрат энергоресурсов в горно-металлургическом комплексе// *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2009.- №1.- С.110-114.
4. Расход энергоресурсов на производство металлургической продукции //В.Г.Литвиненко, Д.В.Сталинский, Г.Н.Грецакая и др. //Сталь.- 2005.- №7. - С. 124-128.
5. Определение энергоемкости металлургической продукции// В.Г.Литвиненко, В.Н.Майорченко, Г.Н.Грецакая и др.//*Металлургическая и горнорудная промышленность*.// - 1997.- №xx. - С. 90-93.
6. Евсин В.Г., Першуков А.А., Першуков В.А. Топливо-энергетические затраты на окискование железорудного сырья // *Сталь*. - 1995.- №11. - С. 4-8.
7. М.А.Вердиян, Д.А.Бобров, О.Е.Адаменко и др. Эксергетический анализ при снижении энергозатрат в технологии цемента (части 1-4)// *Цемент*.-1995.-№5/6.- С. 35-44.
8. Андриященко А.И. Методика расчета эксергетической эффективности технологических процессов и производств. - Саратов: СПИ, 1989.
9. В.С.Степанов, Т.Б.Степанова. Эффективность использования энергии. - Новосибирск: Наука, Сиб. отд, 1994. - 257 с.
10. Szargut J, Morris D. R., Steward F. R. Exergy analysis of thermal, chemical and metallurgical processes. -N.Y.: Hemisphere, 1988.

Рукопис подано до редакції 12.03.12

УДК 622.233

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

ОБОСНОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И ПАРАМЕТРОВ ПОГРУЖНОГО ПНЕВМОУДАРНИКА

Изложены результаты исследований по обоснованию структуры и параметров погружного пневмоударника.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Одним из основных процессов при подземной добыче полезных ископаемых является бурение взрывных скважин (их доля составляет около 85% при подземной добыче) погружными пневмоударниками. При этом актуальным является вопрос о необходимости повышения ударной мощности применяемых пневмоударников для обеспечения необходимой сменной производительности.

Анализ исследований и публикаций. Для интенсификации процесса пневмоударного бурения рядом ведущих зарубежных фирм [1] "Atlas Copco" (Швеция), "Ingersoll-Rand" (США), "Holman" (Великобритания), "Böhler" (Австрия) и другими созданы оригинальной конструкции погружные пневмоударники, работающие на повышенном (до 1,4 - 2,4 МПа и более) давлении сжатого воздуха, который получают в шахтных условиях путем дополнительного сжатия воздуха, отбираемого из шахтной пневмосети, в специальных передвижных компрессорных установках. Анализ работы буровых комплексов фирм "Atlas Copco" и "Ingersoll-Rand" в условиях шахт Кривбасса показал необходимость создания такого отечественного бурового оборудования. Выполненными исследованиями в СССР (институты "ВНИПИрудмаш", НИПИгормаш, НИГРИ) показана перспективность работ в этом направлении.

Постановка задачи. На основании результатов выполненных исследований в нашей стране, изучения опыта зарубежных фирм и объективной необходимости увеличения сменной производительности бурового оборудования при бурении взрывных скважин в крепких породах в подземных условиях сформулирована цель - создание погружных пневмоударников с повы-

шенной ударной мощностью, работающие на повышенном давлении сжатого воздуха и обеспечивающие экономическую целесообразность их использования в условиях шахт Кривбасса.

Для достижения указанной цели необходимо решить следующие задачи:

обосновать рациональную структуру пневмоударника;

сформулировать требования, которым должен отвечать пневмоударник в целом и его структурные элементы;

выполнить экспериментальные исследования и разработать конструкцию пневмоударника.

Изложение материала и результаты. В результате выполненных в институте ВНИПИ-рудмаш теоретических исследований [2] было установлено, что для условий Кривбасса для пород крепостью $f=12-16$ оптимальным диаметром взрывных скважин является 127 мм.

Ближайшими размерами диаметра буровых скважин, которые применяются на практике, являются 105 и 125 мм.

Таким образом, создаваемые пневмоударники должны обеспечивать бурение взрывных скважин диаметром 105 и 125 мм. Кроме того, должна обеспечиваться возможность забуривания скважин под обсадную трубу диаметром 165 мм для системы отвода продуктов разрушения от буримой скважины.

Сам процесс бурения скважин погружными пневмоударниками заключается в разрушении горной породы породоразрушающим инструментом (лезвийного и штыревого типа), по хвостовику которого наносятся удары поршнем-ударником, удалении продуктов разрушения из призабойной зоны и транспортирования его потоком отработанного воздуха по затрубному пространству (между наружной поверхностью буровых штанг и стенками скважины) из скважины.

На основании анализа рабочего процесса погружных пневмоударников и условий их применения сформулированы требования, определяющие их структуру и параметры:

в пневмоударнике воздухораспределение должно быть золотниковым (золотник на поршне-ударнике);

энергия ударов, наносимых поршнем-ударником по хвостовику буровой коронки, должна обеспечивать эффективное разрушение породы;

для эффективной передачи энергии, накопленной в поршне-ударнике, его соударение с хвостовиком буровой коронки должно быть непосредственным (без промежуточных элементов);

конструкция пневмоударника должна обеспечивать надежный запуск пневмоударника при любом начальном положении поршня-ударника относительно корпуса и при любой ориентации пневмоударника в пространстве;

для сокращения длины участка разгона поршня-ударника до необходимой скорости эффективные площади поршня-ударника со стороны камер прямого и обратного хода должны быть максимально возможными для данного диаметра наружной поверхности корпуса пневмоударника, а в конце обратного хода поршня-ударника в камере прямого хода должна образовываться буферная полость;

при остановке пневмоударника в скважине по какой-либо причине конструкция пневмоударника не должна допускать попадания в его камеры бурового шлама и воды (при бурении в сильнообводненном массиве);

при снятии усилия подачи пневмоударника на забой его конструкция должна обеспечивать блокировку рабочего процесса и интенсивную продувку скважины при окончании процесса ее бурения;

все окна в воздухораспределительной трубке и каналы в поршне-ударнике должны быть выполнены симметрично по отношению к его оси с целью минимизации воздействия струй сжатого воздуха на поршень-ударник;

для уменьшения потерь энергии при перетекании воздуха по каналам и окнам (при полном их открытии) площадь их сечений должна быть по возможности максимальной и одинаковой (не должно быть местных сужений и расширений потоков);

отработанный воздух из камер пневмоударника должен подаваться непосредственно на забой скважины и обеспечивать эффективную очистку призабойной зоны от продуктов разрушения горной породы;

для увеличения срока службы гильзы (корпуса) пневмоударника, наружная поверхность которой со стороны буровой коронки подвергается интенсивному износу вследствие воздей-

вия турбулентного потока воздуха с частицами продуктов разрушения, ее конструкция должна позволять переставлять ее по отношению к буровой коронке;

количество (расход) воздуха, подаваемого в пневмоударник, должно быть достаточным для эффективного транспортирования продуктов разрушения в затрубном пространстве;

зазор между наружной поверхностью гильзы (корпуса) пневмоударника и стенками скважины должен быть достаточным ($\Delta \geq 5$ мм) для свободного прохождения по нему частиц продуктов разрушения без переизмельчения;

конструкция пневмоударника должна быть технологичной при его изготовлении.

На основании обзора и анализа конструкций пневмоударников [1] установлено, что этим требованиям в той или иной мере отвечает ряд пневмоударников, например, пневмоударник [3].

Из отечественных разработок в наибольшей степени сформулированным требованиям отвечает пневмоударник [4], схема которого представлена на рис. 1.

Погружной пневмоударник (рис.1) состоит из цельного цилиндрического корпуса 1, размещенных в нем полого поршня-ударника 2 со ступенчатым центральным каналом 3, ступенчатой воздухораспределительной трубки 4 с заглушкой 5 (может быть снабжена отверстием для дополнительной подачи сжатого воздуха на продувку скважины), переходника 6, обратного клапана 7, демпфера 8, коронки 9 с выхлопной трубой 10, кольца 11, буксы 12, а также камер прямого 13 и обратного 14 ходов. На внутренней поверхности центрального ступенчатого канала поршня-ударника 2 выполнены верхняя кольцевая расточка 15 и нижняя кольцевая расточка 16, которая посредством каналов 17 в поршне-ударнике 2 постоянно гидравлически сообщена с камерой 13 прямого хода. На наружной цилиндрической поверхности поршня-ударника 2 выполнены глухие продольные пазы 18, которые посредством каналов 19 в поршне-ударнике 2 гидравлически сообщены с верхней кольцевой проточкой 15.

На внутренней поверхности корпуса 1 в камере 13 прямого хода и в камере 14 обратного хода соответственно выполнены кольцевые расточки 20 и 21 с возможностью периодического их сообщения с продольными пазами 18 на поршне-ударнике 2.

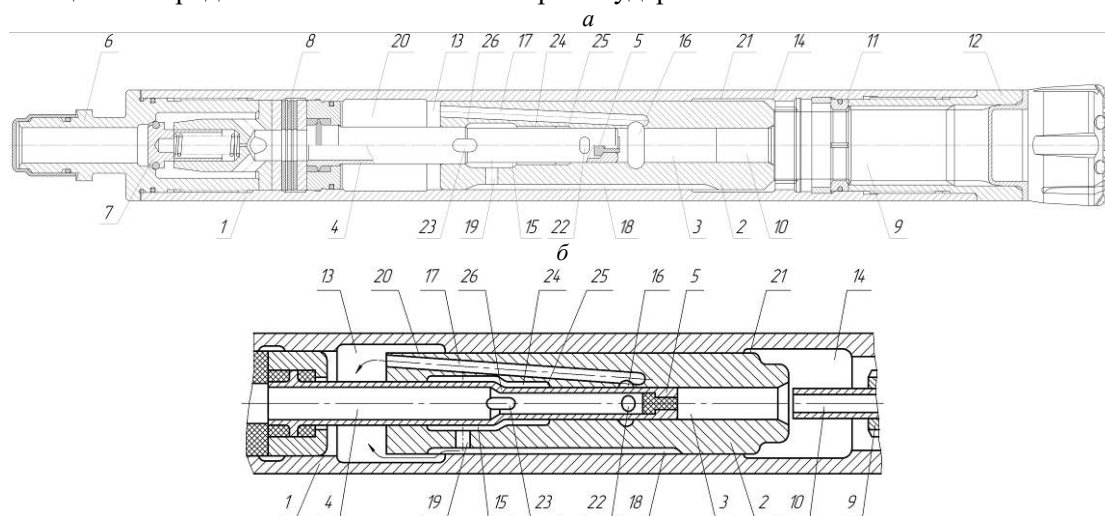


Рис. 1. Погружной пневмоударник

В нижней части ступени воздухораспределительной трубки 4 выполнены нижние 22 и верхние 23 радиальные окна. При этом верхние радиальные окна 23 расположены таким образом, что обеспечивается постоянная гидравлическая их связь с камерой 24, образованной поверхностью верхней ступени центрального канала поршня и нижней ступенью воздухораспределительной трубки; при этом камера 24 имеет кольцевую площадку 25, а нижняя ступень трубки 4 – кольцевую площадку 26.

Пневмоударник работает следующим образом.

При запуске энергоноситель из става штанг через переходник 6, обратный клапан 7 попадает в воздухораспределительную трубку 4.

Перед запуском поршень-ударник 2 может находиться в одном из трех положений: нижнем (открыты каналы подвода энергоносителя в камеру 14 обратного хода), верхнем (открыты ка-

налы подвода энергоносителя в камеру 13 прямого хода), промежуточном или крайнем верхнем (нет подвода энергоносителя ни в камеру 13 прямого, ни в камеру 14 обратного ходов).

При нахождении поршня-ударника 2 перед запуском в нижнем положении (рис. 1, а) энергоноситель из воздухораспределительной трубки 4 через верхние радиальные окна 23 поступает в верхнюю кольцевую расточку 15 поршня-ударника 2, которая при этом сообщена с кольцевой камерой 24, откуда по каналам 19 и продольным пазам 18 поршня-ударника 2 поступает в кольцевую расточку 21 на внутренней поверхности корпуса 1, которая постоянно сообщена с камерой 14 обратного хода.

Под воздействием давления энергоносителя со стороны камеры 14 обратного хода поршень-ударник 2 начинает перемещаться в верхнее положение, вытесняя энергоноситель из камеры 13 прямого хода через каналы 17, нижнюю кольцевую расточку 16 и центральный канал 3 поршня-ударника 2 в выхлопную трубку 10. После закрытия нижней кольцевой расточки 16 поршня-ударника 2 нижней кромкой воздухораспределительной трубки 4 и прекращения сообщения камеры 14 обратного хода с продольными пазами 18 поршня-ударника 2 в камере 14 происходит расширение, а в камере 13 – сжатие энергоносителя.

При сообщении нижней кольцевой расточки 16 с нижними радиальными окнами 22 воздухораспределительной трубки 4 (рис. 1, б), а также продольных пазов 18 поршня-ударника 2 с верхней кольцевой расточкой 20 корпуса 1 осуществляется выпуск энергоносителя в камеру 13 прямого хода.

После схода поршня-ударника 2 с выхлопной трубки осуществляется выпуск энергоносителя из камеры 14 обратного хода.

После прекращения гидравлической связи верхних 23 и нижних 22 радиальных окон воздухораспределительной трубки 4, соответственно с верхней 15 и нижней 16 кольцевыми расточками поршня-ударника 2, дальнейшее движение его вверх до остановки осуществляется под действием инерционных сил при дополнительном сжатии энергоносителя в камере 13 прямого хода.

После остановки поршень-ударник 2 под действием сил давления энергоносителя на торцевую его поверхность со стороны камеры 13 прямого хода и на кольцевую площадку 25 со стороны кольцевой камеры 24 движется в нижнее положение. При этом открытие и закрытие каналов подвода и выпуска энергоносителя в камеры пневмоударника осуществляется в следующем порядке.

При сообщениях верхних 23 и нижних 22 радиальных окон воздухораспределительной трубки 4 соответственно с верхней 15 и нижней 16 кольцевыми расточками поршня-ударника 2 осуществляется выпуск энергоносителя в камеру 13 прямого хода. При этом из камеры 14 обратного хода происходит выпуск энергоносителя.

После входа выхлопной трубки 10 коронки 9 в нижнюю ступень центрального канала 3 поршня-ударника 2 в камере 14 обратного хода происходит сжатие энергоносителя.

После прекращения гидравлической связи нижней кольцевой расточки 16 с нижними радиальными окнами 22 воздухораспределительной трубки 4, а продольных пазов 18 поршня-ударника 2 с верхней кольцевой расточкой 20 корпуса 1 происходит расширение энергоносителя в камере 13 прямого хода.

После открытия нижней кольцевой расточки 16 поршня-ударника 2 нижней кромкой воздухораспределительной трубки 4 осуществляется выпуск энергоносителя из камеры 13 прямого хода по каналам 17 через нижнюю кольцевую расточку 16 и нижнюю ступень центрального канала 3 поршня-ударника 2.

При сообщении камеры 14 обратного хода с продольными пазами 18 поршня-ударника 2 происходит выпуск энергоносителя в камеру 14 обратного хода.

После нанесения удара поршнем-ударником 2 по хвостовику буровой коронки 9 рабочий цикл повторяется.

При нахождении поршня-ударника 2 перед запуском в верхнем положении рабочий процесс начинается аналогично изложенному при движении поршня-ударника из крайнего верхнего положения в нижнее до удара.

При нахождении поршня-ударника 2 перед запуском в промежуточном или в крайнем верхнем положении, когда нет подвода энергоносителя ни в камеру 13 прямого, ни в камеру 14 обратного хода, поршень-ударник 2 под действием сил давления энергоносителя на площадку 25 со стороны кольцевой камеры 24, которая постоянно гидравлически сообщена с верхними

радиальными окнами 23 воздухораспределительной трубки 4, перемещается в нижнее положение и открываются каналы подвода энергоносителя в камеру 14 обратного хода. После этого рабочий процесс протекает согласно изложенному.

При продувке скважины пневмоударник поднимается над забоем. Поршень-ударник 2 перемещает коронку 9 в крайнее переднее положение до упора буртика на коронке на кольцо 11.

Воздухораспределительная трубка 4 посредством верхних радиальных окон 23 сообщается при этом с камерой 13 прямого хода. Энергоноситель из воздухораспределительной трубки 4 через радиальные окна 23 поступает в камеру 13 прямого хода, откуда по каналам 17 через нижнюю кольцевую расточку 16 и центральный канал 3 поршня-ударника 2, выхлопную трубку 10 и каналы 9 истекает в атмосферу забоя. Происходит продувка скважины.

Одновременно при перемещении поршня 2 в крайнее нижнее положение передней его кромкой перекрывается подвод энергоносителя в камеру 14 обратного хода, а оставшийся в ней энергоноситель по шлицевым пазам в буксе 12, которые при этом открываются, выпускаются в атмосферу. Происходит блокировка поршня-ударника 2 в крайнем переднем положении.

Для возобновления процесса бурения необходимо пневмоударник осевым усилием прижать к забою.

Под руководством и при участии автора данной статьи были спроектированы, Опытным заводом института ВНИПИрудмаш изготовлены (в количестве 3 шт.) и испытаны пневмоударники, выполненные по данной схеме и работающие на давлении сжатого воздуха 1,8 МПа.

Сравнительные испытания в условиях шахты "Гигант" показали, что производительность пневмоударников, выполненных по вышеприведенной схеме, такая же, как и пневмоударников фирм "Atlas Copco" и "Ingersoll-Rand" в тех же условиях.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, пневмоударники, выполненные по вышеобоснованной конструктивной схеме, наиболее полно отвечают предъявленным к ним требованиям и обеспечивают высокие технико-экономические показатели при их применении.

В связи с тем, что применяемые в данное время на шахтах пневмоударники не обеспечивают предъявляемых к ним требований и не созданы дожимные компрессорные установки, обеспечивающие повышения давления сжатого воздуха до 1,8...2,0 МПа, является целесообразным создание по такой же схеме пневмоударников, работающих при давлении сжатого воздуха 0,5...0,8 МПа, отбираемого из шахтной пневмосети.

Список литературы

1. Зарубежные конструкции погружных пневмоударников и передвижных компрессорных станций: Обзор / Бовдуй В.Г., Гуливец А.А., Кучма В.В., Бабич В.А. - М.: ЦНИИТЭИТЯЖМАШ, 1987. - 44 с. (Горное оборудование. Сер. 2. Вып.6).
2. Исследования по повышению технико-экономических параметров средств бурения за счет использования сжатого воздуха повышенного давления. (Промежуточный отчет), тема 82.3064228, инв. № 0284.0015734. Грицаев Н.Т., Кривой Рог, 1983. - 80 с.
3. Патент США № 4446229, кл. 173-17, опубл. 1984.
4. Авторское свидетельство СССР № 1689605, кл. E21 C3/24, E21 B4/14, опубл. 07.11.91. Бюл. №41.

Рукопись поступила в редакцию 23.02.12

УДК 622.232.74

Ю.С. РУДЬ, докт. техн. наук, проф., И.С. РАДЧЕНКО, канд. физ.-мат. наук, доц.,

С.Ю. ОЛЕЙНИК, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕОРИЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД МАШИНАМИ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ С УЧЕТОМ ИХ КРИСТАЛЛИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ

Теоретическими методами решена задача определения параметров внешнего энергетического воздействия для разрушения горных пород, имеющих определенное кристаллическое строение и физико-механические свойства (модуль Юнга, напряжения сжатия и растяжения, плотность).

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Повышение производительности горных машин ударного действия, увеличение надежности и долговечности их узлов, снижение энергозатрат, необходимых для разрушения породы, достигается в основном за

счет увеличения мощности машин. Анализ результатов промышленного применения рассматриваемых машин показывает, что они достаточно полно обеспечивают разрушение горных пород различной прочности. Имеются данные о разрушении пород в массиве с сопротивлением на сжатие $\sigma_{сж}$ до 10 МПа, а при вторичном дроблении – до 18 МПа. Важным фактором, влияющим на эффективность использования горных машин ударного действия, является эффективность передачи энергии единичного удара в горный массив (забой). В связи с этим задача о формировании необходимого и достаточного для разрушения породы импульса энергии неразрывно связана с передачей его по инструменту, а также от инструмента в породу забоя.

Так, проблема совершенствования горных машин ударного действия для повышения эффективности их применения, снижения энергозатрат, необходимых для разрушения породы, сокращения объемов буровзрывных работ является актуальной для ряда горнодобывающих отраслей минерально-сырьевого комплекса страны.

Анализ исследований и публикаций. Задача о формировании импульса энергии, необходимого и достаточного для разрушения горной породы, прохождении импульса через инструмент в породу рассматривалась в работах Р. Саймона [1], К.И. Иванова [2], В.Б. Соколинского [3], О.Д. Алимова, И.Д. Шапошникова, Л.Т. Дворникова [4]. Дифференциальное уравнение скорости перемещения плоскости контакта инструмента с породой имеет вид

$$\frac{du}{dt} = \frac{1}{\rho a S} \cdot [2F_1(t) - F(u)] + \dot{u}, \quad (1)$$

где: u – перемещение; $F_1(t)$ – силовой импульс; S – площадь поперечного сечения инструмента; $F(u)$ – усилие в месте контакта инструмента с породой; ρ – плотность материала инструмента; a – скорость звука для материала инструмента; $\dot{u}$ – начальная скорость перемещения инструмента до прихода волны напряжения к рабочему концу инструмента.

Для решения данного уравнения необходимо иметь зависимость $F(u)$ при внедрении инструмента в породу. Обычно при исследованиях пользуются линейной зависимостью $F=Ku$, что справедливо лишь в узком диапазоне физико-механических характеристик породы. Учеными Е.В. Александровым, В.Б. Соколинским проводились экспериментальные исследования зависимости $F(u)$. В своих работах они определили эти функции в виде

$$\left. \begin{aligned} F &= K_1 u; & 0 < u \leq u_1; \\ F &= K_2 u + K_1 u_1; & u_1 < u \leq u_2; \\ F &= K_3 u + K_1 u_1 + K_2 u_2; & u_2 < u \end{aligned} \right\}. \quad (2)$$

Однако исследования В.Д. Андреева, А.И. Бочковского, С.И. Склера, К.И. Иванова, показали, что функция $F(u)$ зависит от формы падающего импульса, геометрии бойка, волнового сопротивления инструмента и свойств породы. Зависимость между всеми этими параметрами и функцией $F(u)$ не была определена.

Постановка задачи. В наших исследованиях поставлена задача развить теорию разрушения горных пород машинами ударного действия с учетом их кристаллического строения и физико-механических свойств и определить параметры внешнего энергетического воздействия, необходимые для разрушения горных пород, имеющих разное кристаллическое строение и физико-механические свойства (модуль Юнга, напряжения сжатия и растяжения, плотность).

Изложение материала и результаты. Горные породы представляют собой трехкомпонентную среду, состоящую из твердых частиц, жидкости и газов. Прочность кристаллов твердых частиц обусловлена внутримолекулярными силами взаимодействия, строением кристаллической решетки и ее дефектами. Силы сцепления между кристаллами породы намного меньше сил сцепления внутри самого кристалла, вследствие чего можно сделать вывод, что при механическом взаимодействии на породу, трещина должна проходить между границами зерен. Это связано с дефектами кристаллической решетки, которые обусловлены отсутствием атомов в узлах решетки или наличием между узлами атомов других элементов, нарушением нормальной структуры, сдвигом решетки. Поры, пустоты, микротрещины, места спайности присущи горным породам. Все это является местами концентрации напряжений. Трещиноватость также влияет на дробимость породы.

Таким образом, горную породу можно представить в виде подвижной неожиданной среды, исследования которой возможно методами классической механики. Удар бойка (лезвия корон-

ки), производимый горной машиной ударного действия, можно разбить на две фазы: 1-я фаза – передача энергии от бойка к разрушаемой среде; 2-я фаза – движение самой среды.

Продолжительность 1-й фазы бесконечно мала (время удара $\approx 10^{-3} \div 10^{-2}$ с). Продолжительность 2-й фазы определяется теми скоростями, с которыми соударяемые массы будут двигаться. Эти скорости могут быть очень большими, но как бы велики они не были, все равно в течение бесконечно малого промежутка времени, который соответствует продолжительности первой фазы, смещения частиц среды будут бесконечно малы. При различных воздействиях внешней среды на материал от нее отрывается некоторая часть атомов Δn . Число отделенных атомов пропорционально времени Δt , энергии E_1 , подводимой за единицу времени Δt к зоне контакта, и обратно пропорционально энергии объема разрушаемого материала E , т.е.

$$\Delta n = -nC\Delta t E_1 / E, \quad (3)$$

где C - коэффициент, учитывающий, каким способом энергия E_1 сообщается объему разрушаемого материала.

Для случая простого трения некоторой частицы материала, размещенной вблизи поверхности, справедливо равенство

$$\dot{A}_1 = \dot{A}, \quad (4)$$

где A - работа, выполняемая одной частицей.

Связь между атомами в кристалле почти полностью обеспечивается силами электростатического притяжения между отрицательно заряженными электронами и положительно заряженными ядрами. Задав пространственное распределение электронов и ядер в кристаллах, можно рассчитать энергию, которую необходимо затратить для разделения твердого тела на отдельные нейтральные атомы при $0^\circ K$.

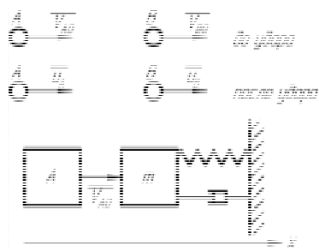


Рис. 1. Расчетная схема для описания удара двух материальных точек (тел)

Изложенное позволяет оценить величину энергии кристаллической решетки ионных соединений, т.е. энергию сцепления ионных кристаллов. Теоретические расчеты в этом случае довольно хорошо согласуются с наблюдаемыми величинами. Детальные расчеты для других типов кристаллической решетки можно найти в специальных руководствах [5,6].

Из физических соображений видно, что при отбойке руды перфоратором энергия для разрушения передается от бойка породе. Современными точными методами измерений процесс передачи энергии от одного тела к другому детально исследован при ударе. Фактически такая передача происходит при деформации соударяющихся тел и образовании ударных волн, которые распространяются в обоих телах. При этом разрушаемая масса породы значительно превосходит массу бойка.

Условно разделим весь процесс взаимодействия бойка и породы на две последовательные фазы. В течение первой фазы происходит непосредственная передача энергии (кинетической) от бойка к разрушаемой массе. Мерой такого взаимодействия материальных тел может служить мгновенный ударный импульс (мгновенный импульс)

$$S = \int_{t_1}^{t_2} F(t) dt, \quad (5)$$

здесь $F(t)$ – ударная сила, t_1 и t_2 – моменты времени, которые соответствуют началу и концу удара.

Выражению можно придать форму

$$S = F_{\text{ср}}(t_2 - t_1) = F_{\text{ср}} \tau, \quad (5)$$

где τ – время удара, $F_{\text{ср}}$ – среднее значение силы за время удара.

Далее необходимо рассматривать предельный переход, когда в выражении (5) первый множитель неограниченно возрастает, а второй – неограниченно убывает. В то же время их произведение остается конечным.

Рассмотрим общий случай соударения двух тел [3] и обозначим: V_{Ao} – скорость тела A до удара, м/с; V_{Bo} – скорость тела B до удара, м/с; m_A и m_B – массы тел A и B , соответственно, кг; u_A и u_B – скорости тел после удара, м/с.

Чтобы удар произошел, необходимо выполнять неравенство $V_{A0} > V_{B0}$. Мы предполагаем, что тела движутся вдоль одной прямой и за время удара импульс внешних сил (по отношению к системе двух точек) равен нулю. Следовательно, количество движения системы остается постоянным

$$m_A V_{A0} + m_B V_{B0} = m_A u_A + m_B u_B. \quad (6)$$

Далее воспользуемся допущением Ньютона, что относительная скорость соударяющихся материальных точек после удара пропорциональна их относительной скорости перед ударом

$$u_A - u_B = -k(V_{A0} - V_{B0}), \quad (7)$$

где k – коэффициент пропорциональности называется коэффициентом восстановления. Согласно допущению Ньютона этот коэффициент выражает собственные физические свойства материальных тел.

Уравнения (3) и (4) образуют полную систему, из которой получаем

$$u_A = [(m_A - km_B) \cdot V_{A0} + m_B \cdot (1+k) \cdot V_{B0}] / (m_A + m_B), \quad (8)$$

$$u_B = [(m_A - km_B) \cdot V_{A0} + m_B \cdot (1+k) \cdot V_{B0}] / (m_A + m_B), \quad (9)$$

Рассмотрим для простоты расчетов физические процессы, которые происходят в призматическом стержне под действием внезапно приложенной силы P (рис. 2).

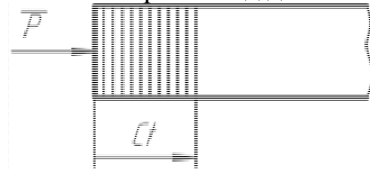


Рис. 2. Расчетная схема для определения критической скорости

В первый момент времени сила P вызывает сжатие бесконечно малого элемента (объема), который непосредственно примыкает к торцу стержня. Это сжатие будет постепенно перемещаться по стержню. В любой момент времени сжатой будет лишь некоторая часть длины стержня. Эта часть заштрихована на рис. 2. В то же время оставшаяся часть стержня не будет испытывать деформации сжатия. Обозначим через C скорость, с которой распространяется деформация сжатия вдоль оси стержня. Тогда величина Ct определяет длину сжатого участка стержня в момент времени t . Будем предполагать, что материал подчиняется закону Гука. Тогда ускорение сжатой части стержня равно

$$[P/(E \cdot S)] \cdot Ct, \quad (10)$$

где E – модуль Юнга; S – площадь поперечного сечения стержня, m^2 .

Это выражение определяет также перемещение торца стержня в рассматриваемый момент времени. Отсюда находим скорость движения торца стержня

$$Vt = [P/(E \cdot S)] \cdot Ct; \quad V = P \cdot \tilde{N} / (E \cdot S). \quad (11)$$

С этой скоростью движутся все частицы стержня в сжатой его части.

Составим уравнение количества движения [4]: количество движения стержня в момент времени t равно импульсу силы P за то же время

$$\rho S V C t = P t, \quad (12)$$

здесь $\rho S C t$ – масса сжатой части стержня, а $\rho S C t V$ – количество движения сжатой части стержня; $P t$ – импульс силы P за время t .

Из равенств (11) и (12) находим скорость распространения деформации сжатия. Это будет скорость распространения волны

$$C = \sqrt{A/\rho}. \quad (13)$$

Скорость движения частиц стержня равна

$$V = D / (S \sqrt{E \rho}). \quad (14)$$

Учитывая, что

$$D/S = \sigma, \quad (15)$$

где σ – нормальное напряжение, H/m^2 , выражение (14) переписываем в следующем виде

$$V = \sigma / \sqrt{E \rho}. \quad (16)$$

Задача, решенная здесь, легко обращается, и можно рассматривать стержень, который первоначально движется вдоль своей оси со скоростью V , ударяется о жесткую преграду. Следовательно, в такой постановке задачи известно изменение скорости частиц, которые принадлежат торцу стержня, а неизвестным является напряжение σ , возникающее в стержне. Из равенства (16) находим

$$\sigma = V \sqrt{E \rho}. \quad (17)$$

Изложенное выше позволяет определить скорость в сечении стержня $V_{кр}$, при которой достигаются напряжения, равные пределу пропорциональности

$$V_{\dot{\epsilon}\delta} = \sigma_{\dot{\epsilon}\delta} / \sqrt{E\rho}. \quad (18)$$

Формулу (18) также можно получить другим методом. При малых деформациях в породе и ударяющей штанге среда находится в упругой стадии. Поэтому в течение соответствующего времени никакие необратимые изменения в среде, тем более разрушения, происходить не будут. Однако при более значительных деформациях могут возникнуть необратимые процессы, например, будут происходить пластические деформации со всеми связанными с ними последствиями.

Хорошо известно, что необратимые процессы могут происходить лишь после того, как будет достигнуто условие Мизеса-Генки [7,8], т.е. когда удельная энергия деформации формы будет соответствовать пределу текучести среды. Ясно, что величина предела текучести не является физической константой и зависит от многих величин, в том числе и от скорости деформации. Поэтому предел текучести во многих случаях определяют экспериментально. Однако необходимо отметить, что пока плотность энергии деформации среды не достигнет некоторого предела, разрушения происходить не будут.

При известном пределе текучести $\sigma_{тр}$ и модуле Юнга E удельная потенциальная энергия Π может быть вычислена по формуле

$$\dot{I}_{\dot{\epsilon}\delta} = \sigma_{\dot{\epsilon}\delta}^2 / (2 \cdot E). \quad (19)$$

В данном случае удобно перейти к кинетической энергии, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление условия пластичности. Это будет определять соответствующую критическую скорость $V_{кр}$ из условия

$$\dot{I}_{\dot{\epsilon}\delta} = \rho \cdot V_{\dot{\epsilon}\delta}^2 / 2. \quad (20)$$

Следовательно,

$$V_{\dot{\epsilon}\delta} = \sigma_{\dot{\epsilon}\delta} / \sqrt{E\rho},$$

что совпадает с формулой (18).

В табл. 1 приведены вычисленные величины критических скоростей для некоторых горных пород.

Таблица 1

Вычисленные величины критических скоростей

Порода	ρ , кг/м ³	E , Н/м ²	$\sigma_{сж}$, Н/м ²	$\sigma_{рас}$, Н/м ²	$V_{кр,сж}$, м/с	$V_{кр,рас}$, м/с
Кварц	$2,65 \cdot 10^3$	$9,64 \cdot 10^{10}$	$2,95 \cdot 10^8$	$0,15 \cdot 10^8$	18,45	0,93
Гранит	$2,6 \cdot 10^3$	$6,2 \cdot 10^{10}$	$2,2 \cdot 10^8$	$0,2 \cdot 10^8$	17,33	1,58
Базальт	$2,7 \cdot 10^3$	$11,3 \cdot 10^{10}$	$3,6 \cdot 10^8$	-	20,6	-
Диабаз	$2,85 \cdot 10^3$	$12,6 \cdot 10^{10}$	$2,1 \cdot 10^8$	$0,2 \cdot 10^8$	11,08	1,06
Габбро	$2,95 \cdot 10^3$	$10,8 \cdot 10^{10}$	$2,9 \cdot 10^8$	$0,2 \cdot 10^8$	16,25	1,12
Каменный уголь	$1,3 \cdot 10^3$	$0,56 \cdot 10^{10}$	$0,35 \cdot 10^8$	$0,025 \cdot 10^8$	12,97	0,92
Каменная соль	$2,0 \cdot 10^3$	$3,6 \cdot 10^{10}$	$0,4 \cdot 10^8$	$0,04 \cdot 10^8$	4,71	0,47
Глинистый сланец	$2,3 \cdot 10^3$	$4,3 \cdot 10^{10}$	$1,5 \cdot 10^8$	$0,25 \cdot 10^8$	15,08	2,51
Песчаник	$2,1 \cdot 10^3$	$4,7 \cdot 10^{10}$	$1,5 \cdot 10^8$	$0,1 \cdot 10^8$	15,09	1,01
Известняк	$2,3 \cdot 10^3$	$7,5 \cdot 10^{10}$	$1,6 \cdot 10^8$	$0,15 \cdot 10^8$	12,18	1,14
Доломит	$2,3 \cdot 10^3$	$9,5 \cdot 10^{10}$	$1,9 \cdot 10^8$	$0,4 \cdot 10^8$	12,85	2,71
Гнейс	$2,65 \cdot 10^3$	$7,6 \cdot 10^{10}$	$2,8 \cdot 10^8$	$0,2 \cdot 10^8$	19,73	1,41
Мрамор	$2,7 \cdot 10^3$	$8,4 \cdot 10^{10}$	$1,9 \cdot 10^8$	$0,16 \cdot 10^8$	12,61	1,06
Кварцит	$2,65 \cdot 10^3$	$9,56 \cdot 10^{10}$	$1,48 \cdot 10^8$	$0,15 \cdot 10^8$	9,29	0,94

В большинстве случаев разрушаемая порода представляет собой набор отдельных кристаллов («зерен»), которые разделены друг от друга породой с другими физико-механическими свойствами или имеют область спайности. При действии ударного импульса на такую породу разрушение будет происходить в местах спайности, так как здесь связи между атомами ослаблены. Для расчета энергии разрушения здесь можно воспользоваться следующей физической моделью. Пусть масса отдельного кристалла (зерна) равна m и механически связана с остальными зернами иной породы, которую заменяем пружиной с жесткостью c и демпфером с коэффициентом затухания α (рис. 3).

В таком случае для определения движения можно воспользоваться основным уравнением динамики

$$m\ddot{x} = -cx - \alpha\dot{x} + S. \quad (21)$$

Отсюда находим

$$\ddot{x} + (\alpha/m) \cdot \dot{x} + (c/m) \cdot x = S/m. \quad (22)$$

Уравнение позволяет исследовать влияние формы ударного импульса на процесс разрушения породы.

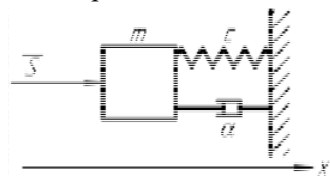


Рис. 3. Схема для расчета разрушения породы с включениями

Оценим величину коэффициента «жесткости» c . Для этого, как обычно, необходимо выделить в кристалле некоторый элементарный куб и вычислить растяжение Δa , которое возникает под действием силы F

$$E \cdot (\Delta a / a_0) = F / a_0^2, \quad (23)$$

где a_0^2 – площадь грани куба с ребром a_0 .

Тогда коэффициент «жесткости» c определяется как сила, необходимая для удлинения куба на расстояние, равное его ребру. Модуль Юнга $E \approx 10^{11}$ Н/м². Следовательно, величина c приблизительно равна 25 Н/м.

Выводы. В настоящей работе развита теория и исследован механизм разрушения горной породы с учетом ее кристаллического строения и физико-механических свойств (модуля Юнга, напряжения сжатия и растяжения, плотности). Учтено, что реальная порода состоит из отдельных микрокристаллов, связь между которыми ослаблена. Показано, что разрушение происходит в местах спайности. Учет кристаллического строения породы при разрушении ударным импульсом позволяет определить критическую скорость «движения» горной породы, при которой происходит разрушение.

Выделение в массиве отдельных микрокристаллов, разделенных друг от друга слоями с отличительными физико-механическими свойствами, дает возможность исследовать влияние формы и продолжительности ударного импульса на процесс разрушения и скорость породы.

Полученные результаты по определению скорости движения породы с учетом ее физико-механических свойств позволяют определить параметры внешнего энергетического воздействия (форму, длину и энергию импульса), которые обеспечивают разрушение породы.

Список литературы

1. Саймон Р. Расчет на вычислительных машинах волн напряжения от удара бойка в бурильных машинах. – В сб.: Механика горных пород. – М.: Недра, 1966.
2. Иванов К.И. Влияние формы ударника на коэффициент передачи энергии удара в породу. – В сб.: Горный породоразрушающий инструмент. – Киев: Техника, 1970.
3. Соколинский В.Б. Методы аналитического расчета параметров неупругого удара в волновых системах. – М.: Изд. ИГД им. А.А. Скочинского, 1970.
4. Алимов О.Д., Шапошников И.Д., Дворников Л.Т. Формирование ударных импульсов при вращательно-ударном бурении шпуров. – Изв. АН Кирг. ССР - №4, - 1970.
5. Киттель Ч. Введение в физику твердого тела. – М.: «Наука», 1978. – 791 с.
6. Жданов Г.С. Физика твердого тела. – М.: Изд-во Московского университета, 1962. – 500 с.
7. Рудь Ю.С., Кузьмич С.М., Радченко І.С. Теорія удару. – Кривий Ріг: «Мінерал», 1997. – 64 с.
8. Бухгольц Н.Н. Основы теоретической механики. Часть вторая. – М.: «Наука», 1969. – 332 с.

Рукопись поступила в редакцию 02.02.12

УДК 621-963: 622.233.5

А.А. БОНДАРЕЦ, старший преподаватель; С.И. НЕЙМИРКО, ассистент
Криворожский национальный университет

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧЕГО ОБЪЕМА ПЛАНЕТАРНО-РОТОРНЫХ ВРАЩАТЕЛЕЙ ПЕРФОРАТОРОВ

Проведены теоретические исследования планетарно-роторных вращателей перфораторов с целью нахождения зависимости для определения их рабочих объемов, необходимых для дальнейшего совершенствования конструкций перфораторов с независимым вращением инструмента и снижения потребления данным типом перфораторов сжатого воздуха.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В последние несколько лет на рынках горнодобывающей техники Украины преобладает оборудование китайского производства, в частности перфораторы: УТ28, УТ27, УТ24, У24, УТ19А. Данный класс перфورا-

торов использует зависимый поворот буровой штанги с помощью геликоидальной пары и храпового механизма, традиционно применяемый в мировой практике уже более ста лет (с 1909 года), что не вполне отвечает современным тенденциям развития техники, так как не позволяет вести бурение на эффективных режимах, соответствующих коэффициентам крепости буримой породы.

С начала XXI века был освоен промышленный выпуск переносных пневматических перфораторов с независимым механизмом вращения бурового инструмента: в России (г. Тула) ОАО «АК «Туламашзавод» (ССПБ-1, ПП80НВ, ПП60НВ), в Казахстане (г. Алматы) «RDM-Rock drilling machines» (ПП60Ц, ПП70Ц, ПП80Ц) и в Украине (Кривой Рог) ОАО «Криворожгормаш» (ПП76В, ПП60В). Механизм вращения в этих перфораторах представляет собой высокомоментный планетарно-роторный (гипоциклоидный) пневматический двигатель. В процессе испытаний и промышленной эксплуатации на горных предприятиях данный класс переносных перфораторов показал свои преимущества (высокая энергия удара, возможность ведения работ на оптимальных режимах бурения, соответствующих крепости пород) перед традиционными переносными перфораторами, выполненными с зависимым вращением поршня-ударника посредством храпового механизма с геликоидальной парой. До этого планетарно-роторный вращатель применялся в тяжелых колонковых перфораторах ПК50, ПК65, в экспериментальных переносных перфораторах моделей ПР20Н (ударный узел – ИГД им. Скочинского, вращатель – ВНИПИрудмаш), а также в серийно выпускаемых уже более 30 лет тяжелых колонковых перфораторах ПК60, ПК60А, ПК75, ПК75А, в экспериментальных ПК 120, ПК 150, ПК 175 и в бурильных головках, выполненных на их основе: Б106, Б140, 501А, 532 и др.

Эффективность работы переносных перфораторов с независимым вращателем во многом определяется выбором и обоснованием конструктивных и динамических параметров планетарно-роторного вращателя, который является одним из основных узлов перфоратора, определяющий наиболее важные его показатели: крутящий момент, расход воздуха, габариты, вес, производительность, надежность.

Применение отечественного более производительного и качественно нового горного оборудования кроме чисто технических преимуществ имеет и большой социальный эффект – позволяет осуществлять загрузку отечественного машиностроения и смежных отраслей, создавать новые рабочие места.

Анализ исследований и публикаций. Исследованию планетарно-роторных (гипоциклоидных) вращателей посвящены работы Ф.Н. Ерасова, Я.Е. Альтшулера, Л.И. Пирогова, Н.Н. Есина, Э.Г. Чернилова, А.В. Белоусова, А.А. Зиновьева, А.М. Шестакова, В.В. Кучмы, А.Е. Борисенко, В.М. Васильева, К.И. Иванова, В.Б. Соколинского, В.Я. Своробы, Б.А. Попова, Ш.Д. Хуссейна, В.Н. Емельянова, Е.А. Дронова, В.И. Буртолика, Г.М. Захарикова и др. [1-9].

Постановка задачи. Задачей настоящей работы явилось проведение теоретических исследований по определению рабочих объемов планетарно-роторных вращателей перфораторов с целью дальнейшего совершенствования их конструкции, уяснения условий возникновения крутящего момента и снижения расхода сжатого воздуха, так как именно повышенный расход воздуха является основным недостатком планетарно-роторных вращателей.

Изложение материала и результаты. Согласно положениям Я.Е. Альтшулера [2], для описания работы планетарно-роторных вращателей (как частных случаев шестеренчатых пневмодвигателей) их удобно представлять как пневматические двигатели с вращающимися поршнями и в исследованиях рассматривать их мгновенное (зафиксированное) поперечное сечение.

Точки контакта зубьев ротора и статора условно разделяют рабочую камеру пневмодвигателя на рабочие цилиндры, число которых равно числу зубьев ротора z_1 . Эти цилиндры находятся в различных стадиях наполнения или выхлопа. При этом впадину зуба статора и зуб ротора, входящий в эту впадину в процессе зацепления, упрощенно можно рассматривать как поршневой пневмодвигатель, совершающий полный цикл за один оборот ротора вокруг своей оси (рис. 1).

Следовательно, исследование процессов в рабочих камерах планетарно-роторных вращателей можно свести к исследованию процессов в одном рабочем цилиндре за один оборот ротора вокруг своей оси.

С учетом данных положений, элементарную теоретическую работу вращателя dA_p при повороте ротора на бесконечно малый угол поворота вокруг своей оси $d\varphi$ можно выразить через теоретический крутящий момент на роторе относительно его оси M_T

$$\int_0^{A_p} dA_p = z_1 \int_0^A dA = M_T \int_0^{2\pi} d\varphi, \quad (1)$$

где dA - элементарная теоретическая работа одного рабочего цилиндра.

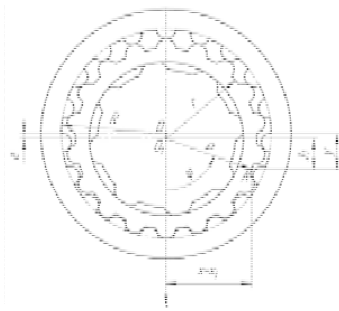


Рис. 1. Мгновенное поперечное сечение вращателя

После интегрирования (1) находим работу планетарно-роторного вращателя при теоретическом рабочем процессе (без учета трения) за один оборот ротора вокруг своей оси

$$A_p = z_1 A = 2\pi M_T. \quad (2)$$

Согласно (2), для определения условий возникновения крутящего момента, как одного из основных показателей работы планетарно-роторных вращателей необходимо знать законы изменения состояния сжатого воздуха в камере вращателя.

Объем рабочего цилиндра V_p является основным рабочим параметром планетарно-роторного вращателя как привода объемного типа, и равный объему, описываемому поршнем (зубом ротора) в цилиндре за один цикл

$$V_p = V_\Sigma - V_o,$$

где V_Σ - полный объем рабочего цилиндра, равный его максимальному объему; V_o - объем вредного пространства рабочего цилиндра, равный его минимальному объему. Объем цилиндра

$$V = Sl, \quad (3)$$

где S - площадь поперечного сечения рабочего цилиндра; l - длина рабочего цилиндра.

Если выбрать для упрощения вычислений полярную систему координат [10] с полюсом, полярной осью и полярным углом, то в ней площадь поперечного сечения рабочего цилиндра (рис. 1) определяется по формуле

$$S = \frac{1}{2} \int_{\varphi_1}^{\varphi_2} (R^2 - \rho^2) d\varphi - S_p, \quad (4)$$

где R - радиус окружности впадин статора; ρ - радиус-вектор, проведенный из центра статора к впадинам ротора; φ - полярный угол, определяющий положение радиуса вектора; φ_1 и φ_2 - углы, определяющие положение задней и передней границ рабочего цилиндра; S_p - площадь, занимаемая зубьями ротора и статора.

Значение ρ находится из уравнения пути точки A , лежащей на окружности впадин ротора. При начале координат в т. O_1 - в центре ротора, уравнение окружности ротора в декартовых координатах

$$r^2 = x_1^2 + y_1^2, \quad (5)$$

где r - радиус окружности впадин зубьев ротора; x_1, y_1 - координаты точки A .

Если перенести начало координат в т. O - центр статора, где $x = x_1$ и $y_1 = y - e$, то уравнение (5) приобретает вид

$$r^2 = x^2 + (y - e)^2, \quad (6)$$

где e - эксцентриситет между осями статора и ротора.

Используя формулы перевода декартовых координат в полярные координаты: $x = \rho \sin \varphi$ и $y = \rho \cos \varphi$, уравнение (6) приобретает вид

$$r^2 = \rho^2 \sin^2 \varphi + \rho^2 \cos^2 \varphi - 2e\rho \cos \varphi + e^2. \quad (7)$$

Учитывая, что $\sin^2 \varphi + \cos^2 \varphi = 1$ и решив квадратное уравнение, получаемое из (7), находим выражение для ρ

$$\rho = \sqrt{r^2 - e^2 \sin^2 \varphi} + e \cos \varphi. \quad (8)$$

Согласно [1], при циклоидальной форме зубьев ротора и статора, радиус зуба принимается равным $r = 2e$, а согласно [2-3], уменьшение сечения рабочего цилиндра зубьями ротора и статора равно площади поперечного сечения одного условного зуба кругового профиля, так как

увеличение вхождения одного зуба в рабочий цилиндр компенсируется уменьшением вхождения второго зуба на ту же величину

$$S_p = \pi r^2 = 4\pi e^2, \quad (9)$$

Подставляя значения формул (8) и (9) в (4) получаем выражение для площади поперечного сечения

$$S = \frac{1}{2} \int_{\varphi_1}^{\varphi_2} \left(R^2 - \left(\sqrt{r^2 - e^2 \sin^2 \varphi} + e \cos \varphi \right)^2 \right) d\varphi - 4\pi e^2. \quad (10)$$

Принимая во внимание малое значение слагаемого $e^2 \sin^2 \varphi$, упрощаем формулу (11)

$$S = \frac{1}{2} \int_{\varphi_1}^{\varphi_2} \left(R^2 - (r + e \cos \varphi)^2 \right) d\varphi - 4\pi e^2. \quad (11)$$

Интегрируя выражение (11), получаем

$$S = \left(-\frac{e^2}{8} (\sin 2\varphi_2 - \sin 2\varphi_1) \right) - er(\sin \varphi_2 - \sin \varphi_1) + \frac{1}{2} \left(R^2 - r^2 - \frac{1}{2} e^2 \right) (\varphi_2 - \varphi_1) - 4\pi e^2, \quad (12)$$

Учитывая, что:

$$\sin 2\varphi_2 - \sin 2\varphi_1 = 2 \sin(\varphi_2 - \varphi_1) \cos(\varphi_2 + \varphi_1); \quad \sin \varphi_2 - \sin \varphi_1 = 2 \sin\left(\frac{\varphi_2 - \varphi_1}{2}\right) \cos\left(\frac{\varphi_2 + \varphi_1}{2}\right),$$

и введя подстановки: $\alpha = \frac{\varphi_2 - \varphi_1}{2}$, $\beta = \frac{\varphi_1 + \varphi_2}{2}$, получаем:

$$S = -\frac{e^2}{4} \sin 2\alpha \cdot \cos 2\beta - 2er \sin \alpha \cdot \cos \beta + \left(R^2 - r^2 - \frac{1}{2} e^2 \right) \alpha - 4\pi e^2. \quad (13)$$

Подставляя (13) в (3), получаем выражение для определения рабочего объема планетарно-роторных вращателей

$$V_p = \left(-\frac{e^2}{4} \sin 2\alpha \cdot \cos 2\beta - 2er \sin \alpha \cdot \cos \beta + \left(R^2 - r^2 - \frac{1}{2} e^2 \right) \alpha - 4\pi e^2 \right) \cdot l. \quad (14)$$

Выводы и направление дальнейших исследований. Данное выражение определяет теоретический рабочий объем планетарно-роторных вращателей перфораторов с циклоидальным профилем зубьев ротора и статора. При совершенствовании конструкции вращателей с целью уменьшения их габаритных размеров и снижения потребления сжатого воздуха, необходимо исследовать рабочие объемы вращателей с эпициклоидальным и гипоциклоидальным профилем зубьев ротора и статора.

Список литературы

1. Ерасов Ф.Н. Планетарные гидравлические агрегаты / Ф.Н. Ерасов // Вестник машиностроения. – М.: – 1965. № 5. – С. 5-11.
2. Альтшулер Я.Е. Гипоциклоидный пневмодвигатель / Я.Е. Альтшулер // Угольное и горнорудное машиностроение. – М.: НИИ Информтяжмаш, 2-70-8, 1970. – С. 131-139 с.
3. Пирогов Л.И. Исследование промежуточного преобразующего звена гипоциклоидного вращателя / Л.И. Пирогов // сб. Машины для бурения шпуров и скважин. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1971. – С. 227-234 с.
4. Хуссейн Ш.Д. Совершенствование конструкций вращателей бурильных головок / Ш.Д. Хуссейн // Разработка рудных месторождений. – Вып. 66. – Кривой Рог, КТУ. – 1998. – С. 104-108.
5. Борисенко А.Е. Пневматические бурильные головки / А.Е. Борисенко, В.Н. Щербина, А.К. Супрун // Горный журнал. - 1999. - № 10 - С.47-48.
6. Емельянов В.Н. Пневматические перфораторы новой конструкции / В.Н. Емельянов, А.М. Бойко, В.С. Усов и др. // Горный журнал. - 2000. - № 10 - С.59-62.
7. Попов Б.А. Перспективное направление в технологии проходки горных выработок с применением скоростных перфораторов ССПБ / Б.А. Попов, В.Н. Шумейко, А.С. Попов и др. // Горный журнал. - 2002. - № 9 - С.62-64.
8. Патент № 2281368 Россия, МПК (2005) E21B 3/02. Гипоциклоидный вращатель / Буртолик В.И., Захариков Г.М., Свороба В.Я., Соколинский В.Б.: заявители и патентообладатели Буртолик В.И., Захариков Г.М., Свороба В.Я., Соколинский В.Б. - № 2005100872/03, заявка 17.01.2005; опубл. 10.08.2006.

9. Патент № 2355859 Россия, МПК (2007) E21B 3/02. Гипоциклоидный вращатель / Дронов Е.А., Бессонов А.Н., Макарьев Е.Е., Черкасов А.Н. и др.: заявитель и патентообладатель Открытое акционерное общество АК «Туламашзавод». - № 2007130316/03, заявка 08.08.2007; опубл. 20.05.2009.

10. Выгодский М.Я. Справочник по высшей математике / М.Я. Выгодский // М.: Астрель. АСТ, 2006. - 991 с. Рукопись поступила в редакцию 02.03.12

УДК 621.9.01

Н.І. ЦИВІНДА, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ СТІЙКОСТІ РІЗЦІВ З ПЛАСТИНАМИ З ПНТМ НА ОСНОВІ КНБ НА ЙМОВІРНІСТЬ ЗАВЕРШЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ ОПЕРАЦІЇ

Проведено комплексний аналіз впливу стійкості різців з пластинами з полікристалічних надтвердих матеріалів (ПНТМ) на основі кубічного нітриду бору (КНБ) на ймовірність завершення технологічної операції. Визначена ймовірність безвідмовної роботи різця та побудовані криві надійності роботи інструменту.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Підвищення ефективності механічної обробки різанням є традиційно важливою задачею машинобудування, де за останні роки збільшились обсяги обробки деталей із високомарганцевих сталей, що входять до складу гірничо-металургійного обладнання. Ефективність процесу механообробки визначається техніко-економічними показниками процесу різання, які, зокрема, залежать від стійкості ріжучої частини інструменту, тобто його експлуатаційної надійності, марки матеріалу, що оброблюється, та матеріалу ріжучої частини різця. Трудомісткість обробки броней дробарок співставна з ресурсом інструменту. Зупинка процесу через знос інструменту часто означає брак деталі високої вартості.

Основна задача досліджень полягала у виявленні і математичному описі такого закону розподілення, який би відображав з високим ступенем достовірності об'єктивну дійсність строку служби різця.

Аналіз досліджень і публікацій. Надійність інструменту обумовлена безвідмовною роботою ріжучого інструменту. Найбільш розповсюдженими видами відмов ріжучого інструменту з ПНТМ на основі КНБ є його зношення, яке по величині дорівнює критерію затуплення чи перевищує його, і руйнування - викришування, сколювання, відокремлення пластини твердого сплаву тощо [1]. Прогнозування надійності ріжучого інструменту неможливе без визначення умов його роботи [2]. Особливий інтерес представляють методи прогнозування, оснований на вимірюванні сигналів, що характеризують процес різання. Зміна складових сил різання - це той параметр, який у першу чергу реагує на зношення пластини до її руйнування. З проаналізованих прямих та непрямих методів контролю найбільш перспективним виявився віброакустичний метод, заснований на реєстрації пружних коливань, що виникають у зоні обробки. Із зростанням зношування збільшуються сили різання, збільшується нестабільність обробки та площа контактуючих поверхонь, що приводить до росту амплітуди коливань та росту їх кількості за одиницю часу. Цим пояснюється наявність кореляційного зв'язку між параметрами коливань та величиною зношування.

Установлено, що в загальному випадку при руйнуванні кромки різця сила різання зменшується, а амплітуда сигналу акустичної емісії зростає. Найбільш чутливою до виникнення руйнування виявилася тангенціальна сила [3].

Постановка завдання. Незважаючи на велику кількість досліджень у цьому напрямі, питання впливу стійкості різців з пластинами з ПНТМ на основі КНБ на його надійність залишається достатньо актуальним [1-3], тому метою роботи є визначення впливу стійкості різців з пластинами з ПНТМ на основі КНБ на ймовірність завершення технологічної операції.

Викладення матеріалу та результати. У процесі впровадження діагностичного контролю на основі віброакустичного методу працездатності інструменту досліджено ефективність ресурсно-коригуючої технології підвищення стійкості інструменту, що підтверджують статистичні дослідження (рис. 1,4,7,10). При дослідженні стійкості пластин із ПНТМ на основі КНБ при обробці заготовок із повним руйнуванням пластин від дії умов обробки (10 % від загального обсягу пластин) використовувалася програма STATISTICA V 6.1.

Для визначення параметрів розподілення працездатності інструменту в процесах забезпечення ефективності механічної обробки деталей із високомарганцевої сталі 110Г13Л після впровадження ресурсно-коригуючої технології підвищення стійкості інструменту були викори-

стані зведені відомості роботи пластин з ПНТМ на основі КНБ при виробничих дослідженнях обробки броней в умовах ПАТ «Криворізький завод гірничого обладнання (КЗГО)». Під час опрацювання даних, наведених у відомостях, прийнято рішення про доцільність створення шляхом виділення із загального масиву стійкості кожної пластини протягом року нових масивів, статистичні дослідження яких допомогли проаналізувати розподіл величин стійкості, а також отримати ймовірні значення середньої стійкості [4].

Отже, створено масиви даних.

До масиву 1 зведено дані роботи пластин, які використовувалися лише при чорновій обробці броней.

До масиву 2 увійшли дані роботи всіх пластин, які використовувалися при обробці заготовок із дефектами литва.

До масиву 3 увійшли дані роботи пластин, які використовувалися при чистовій обробці броней.

До масиву 4 увійшли дані роботи пластин, які використовувалися при послідовній обробці (чорнова+чистова) литих заготовок при відсутності деструктивної дії шкідливих умов обробки.

Обробку результатів досліджень проводимо розрахунками з величинами зношення як випадковими характеристиками стійкості інструменту, тобто вираховуємо їх статистичні характеристики та будуємо графіки функції ймовірності безвідмовної роботи (рис. 2,4,6,8).

Для визначення ймовірності роботи ріжучого інструменту доцільно використати методику [5]. Щільність ймовірності значень напрацювання до граничного стану пластин з ПНТМ на основі КНБ при обробці високомарганцевих сталей знаходимо за формулою (1)

$$f(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} e^{-\frac{(t-T_{cse})^2}{2\sigma^2}}, \quad (1)$$

де t - випадок значення напрацювання до граничного стану; T_{cse} - математичне сподівання значень напрацювання до граничного стану; σ - дисперсія розсіювання значень t_i .

Ймовірність безвідмовної роботи пластини

$$P(T) = \int_0^T f(t) dt, \quad (2)$$

де T -межа інтервалу дослідження.

$$P(T) = \sqrt{1/2\pi} \int_0^T e^{-\frac{u^2}{2}} du, \quad (3)$$

$$P(T) = \sqrt{1/2\pi} \int_0^T e^{-\frac{(t-T_{cse})^2}{2}} dt, \quad (4)$$

Перемінная	Описательные статистики (Таблица данных1)													
	Набл.	Среднее	Геометр. Среднее	Гармонич. Среднее	Медиана	Сумма	Минимум	Максимум	Нижняя Квартиль	Верхняя Квартиль	Дисперс.	Стд.откл.	Станд. Ошибка	Асимметрия
Var1	202	30,33787	29,77395	29,09122	31,00000	6128,250	13,30000	44,00000	30,00000	33,00000	28,94893	5,380235	0,370552	-0,913394
														Стд.ош. Экссесс
														0,171084 1,195559 0,340544

Рис. 1. Описові характеристики масиву 1

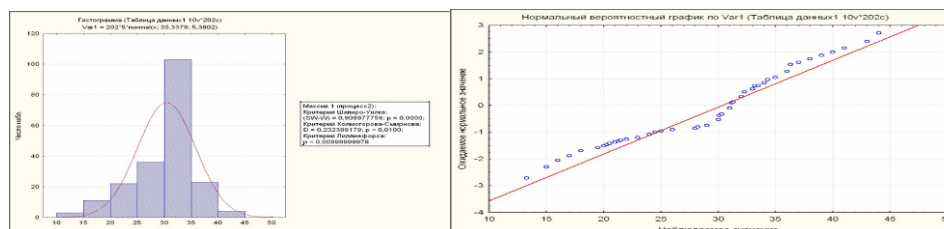


Рис. 2. Гістограма масиву 1 та нормальний імовірнісний графік масиву 1

Перемінная	Описательные статистики (Таблица данных1)													
	Набл.	Среднее	Геометр. Среднее	Гармонич. Среднее	Медиана	Сумма	Минимум	Максимум	Нижняя Квартиль	Верхняя Квартиль	Дисперс.	Стд.откл.	Станд. Ошибка	Асимметрия
Var2	238	30,80987	30,25384	29,57506	32,00000	7332,750	13,30000	46,00000	30,00000	34,00000	28,83097	5,369448	0,348050	-0,944344
														Стд.ош. Экссесс
														0,157788 1,555819 0,314297

Рис.4. Описові характеристики масиву 2

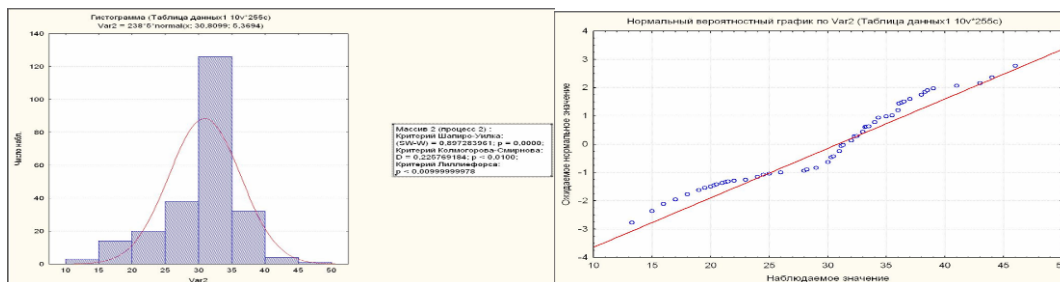


Рис. 5. Гістограма масиву 2, нормальний імовірнісний графік масиву 2 P(t)

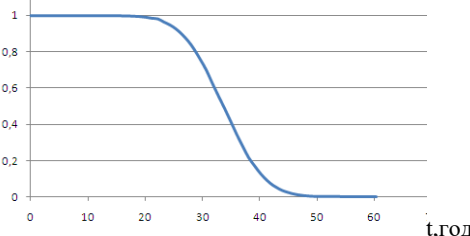


Рис. 6. Графік функції ймовірності безвідмовної роботи пластин з ПНТМ на основі КНБ при обробці броней кінцевих дробарок за масивом 2

Описательные статистики (Таблица данных)													
Переменная	набл.	Среднее	Геометр. Среднее	Гармонич. Среднее	Медиана	Мода	Частота моды	Сумма	Минимум	Максимум	Нижняя Квартиль	Верхняя Квартиль	Дисперс.
Массив3	159	33.08396	32.89733	32.68364	33.00000	32.00000	25	5260.350	19.00000	46.00000	31.00000	34.50000	11.33482
Стд.откл.	Станд. Ошибка	Асимметрия	Стд.ош. Асимметрия	Экссесс	Стд.ош. Экссесс								
	3.366722	0.266998	-0.607988	0.192450	6.046720	0.382622							

Рис.7.Описові характеристики масиву 3

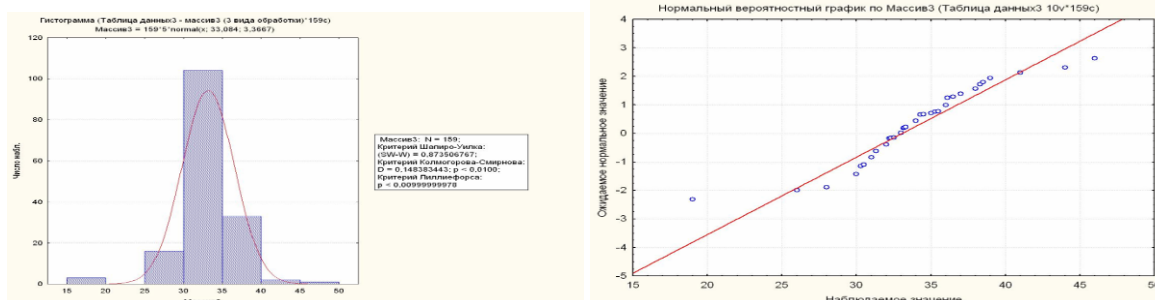


Рис. 8. Гістограма масиву 3, нормальний імовірнісний графік масиву 3 P(t)

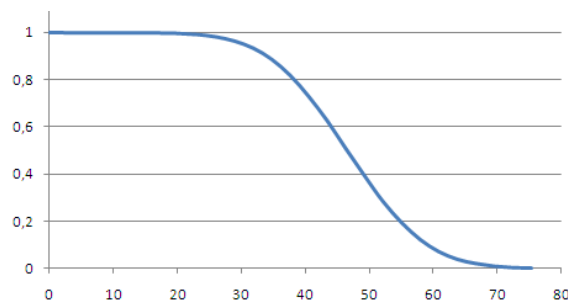


Рис. 9. Графік функції ймовірності безвідмовної роботи пластин з ПНТМ на основі КНБ при обробці броней кінцевих дробарок за масивом 3

Описательные статистики (Таблица данных1)													
Переменная	N набл.	Среднее	Геометр. Среднее	Гармонич. Среднее	Медиана	Сумма	Минимум	Максимум	Нижняя Квартиль	Верхняя Квартиль	Дисперс.	Стд.откл.	Станд. Ошибка
Var4	45	23.65333	23.13946	22.62089	24.00000	1064.400	13.30000	36.00000	20.30000	26.00000	24.84982	4.984959	0.743114
Асимметрия	Стд.ош. Асимметрия	Экссесс	Стд.ош. Экссесс										
	0.383862	0.353732	0.223802	0.694544									

Рис. 10. Описові характеристики масиву 4

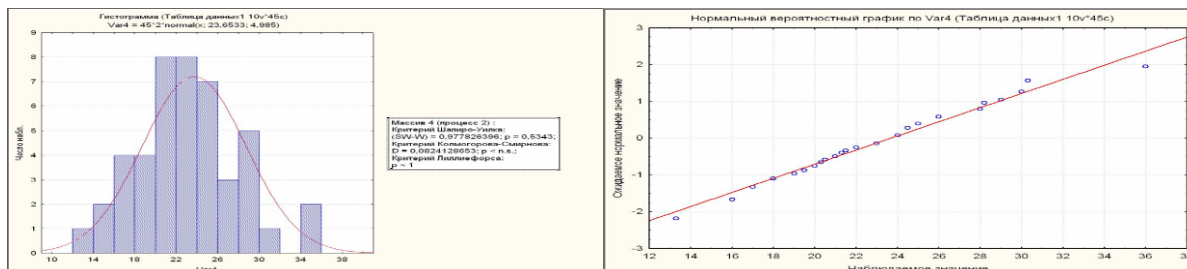


Рис. 11. Гистограмма массиву 4, нормальный імовірнісний графік масиву 4 P(t)

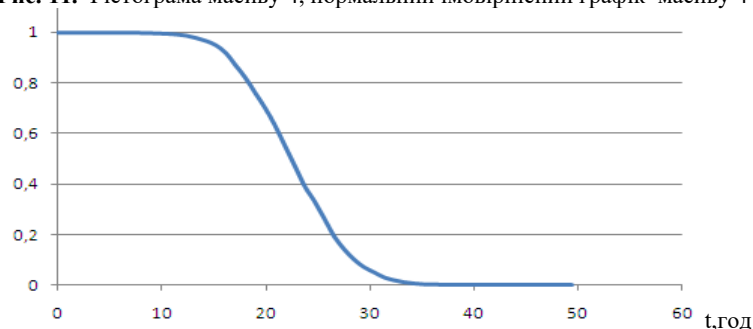


Рис. 12. Графік функції ймовірності безвідмовної роботи пластин з ПНТМ на основі КНБ при обробці броней конічних дробарок за масивом 4

Висновки. За результатами експериментальних та теоретичних досліджень можна зробити висновок, що зношення ріжучого інструменту, оснащеного пластинами з ПНТМ на основі КНБ приводить до нормального розподілення часу безвідмовної роботи.

Список літератури

1. Бетанели А.И. Прочность и надежность режущего инструмента/ А.И. Бетанели. – Тбилиси: Сабчота Сакартвело, 1973. –302с.
 2. Палей С.М. Состояние и тенденция развития способов прогнозирования периода стойкости лезвийного режущего инструмента / С.М.Палей. – Обзор. информ. Сер. Инструментальная и абразивно алмазная промышленность – М.: ВНИИТЭМР.1985. – 44 с.
 3. Сверхтвердые материалы. Получение и применение: в 6 т. / [под. общ. ред. Н. В. Новикова]. – Т. 5: Обработка материалов лезвийным инструментом / С. А. Клименко, А. А. Виноградов, Ю. А. Муковоз [и др.]. – К.: ИСМ им. Бакуля; ИПЦ «Алкон» НАНУ, 2006. – 316 с.
 4. Кацев В.Г. Производственные испытания режущего инструмента / В.Г. Кацев. – Обзор //М.:НИИмаш, 1982. – 64с.
 5. Герцбах И. Б. Модели отказов / И. Б. Герцбах, Х. Б. Кордонский. – М. : Сов. радио, 1966 . – 166 с.
- Рукопис подано до редакції 02.03.12

УДК 622.232.3.002.75

Д.В. МУЛОВ, Донбасский государственный технический университет

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВИБРАЦИОННЫХ ПАРАМЕТРОВ РУЧНОЙ УДАРНОЙ МАШИНЫ С ВИБРОЗАЩИТНОЙ СИСТЕМОЙ

Приведены результаты экспериментальных исследований вибрационных параметров образца ручной ударной машины с предлагаемой новой конструкцией виброзащитной системы на основе кольцевых канатных виброизоляторов.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Ручные ударные машины широко применяются для механизации ручного труда в горной промышленности. К достоинствам машин данного класса следует отнести простоту конструкции, надежность в работе и способность развивать при небольшом весе значительную мощность и энергию удара. Эти положительные качества ручных ударных машин обеспечивают экономическую целесообразность их применения в угольной промышленности для выполнения очистных, проходческих и ряда вспомогательных работ на шахтах Донбасса, где доля ручного труда довольно высока.

Взаимодействие исполнительных органов ручных ударных машин с объектами обработки носит резко выраженный динамический характер. В результате длительной работы таким инст-

рументом в условиях горных предприятий у работающих появляются профессиональные заболевания, приводящие в ряде случаев к инвалидности. С повышением мощности ударных машин, что наблюдается в последние годы, опасность распространения вибрационной болезни на горнорабочих увеличивается [1].

По мере совершенствования и разработки новых образцов ручных ударных машин возрастает интенсивность их работы, что необходимо для повышения производительности труда шахтеров при строго ограниченной массе машин. Вместе с тем все больше повышаются требования к гигиеническим нормам вибрации, воспринимаемой руками операторов.

В настоящее время достигнуты значительные успехи в улучшении условий труда рабочих, работающих с ручным ударным инструментом. Однако выпускаемые заводами современные ударные машины все еще не удовлетворяют в полной мере государственным санитарным нормам по вибрации (ДСН 3.3.6.039-99) и не обеспечивают требуемой производительности труда шахтеров.

Изложенное показывает большое значение и особую сложность задач обеспечения вибрационной безопасности ручных машин ударного действия. Поэтому поиск новых динамических схем и конструктивных решений, направленных на снижение виброактивности ручных ударных машин и повышение их производительности, является актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций. В работе [2] предложена новая конструкция виброзащитной системы ручной ударной машины на основе кольцевых канатных виброизоляторов (ККВ), благодаря которой достигается снижение уровня вибрации, воспринимаемой руками оператора от действия колеблющегося корпуса, а также увеличивается степень прижатия рабочего инструмента к обрабатываемой поверхности. В работах [3,4] проведены статические и динамические испытания ККВ и получены экспериментальные зависимости упруго-демпфирующих характеристик ККВ. В работе [5] разработана математическая модель системы «человек-оператор - ударная машина - обрабатываемая среда» с новой системой виброзащиты на основе ККВ и проведен предварительный анализ ее использования по сравнению с серийно выпускаемой конструкцией ударной машины. Вместе с тем, отсутствует экспериментальное подтверждение работоспособности предлагаемой ручной ударной машины с виброзащитной системой на основе ККВ.

Постановка задачи. Данная статья является продолжением вышеуказанных работ. Целью данной работы является экспериментальная проверка работоспособности ручной ударной машины с предлагаемой новой конструкцией виброзащитной системы на основе ККВ, а также оценка эффективности ее применения по сравнению с серийно выпускаемой ручной ударной машиной.

Изложение материала и результаты. Для исследования ручных ударных машин на кафедре «горной энергомеханики и оборудования» ДонГТУ был разработан и создан стенд, имеющий ряд положительных особенностей.

Стенд, внешний вид которого представлен на рис. 1, предназначен для исследования ручного ударного инструмента при работе по различным материалам.



Рис. 1. Внешний вид экспериментального стенда

сверла типа КС-50. В направляющих закреплен корпус колонкового сверла 14, который посредством гайки соединен с ходовым винтом (на рисунке не показано), приводимым во вращение пневмодвигателем 15. Корпус сверла передает усилие нажатия на рукоятку ручной ударной

Стенд представляет собой сборную конструкцию, рис. 2, состоящую из сварной рамы I из двух труб 1, соединенных уголками 2, сварной стойки II из швеллеров 3 и двух плит 4, 5, сварной верхней плиты III с двумя сегментами 6 и кольцом 7, в котором установлены направляющие пневматического податчика 8 с исследуемой ручной ударной машиной 9.

На раме I болтами закреплена стойка II, в сегментах которой при помощи пальца 12 крепится верхняя плита III с возможностью перемещения относительно стойки. В кольцо верхней плиты устанавливается коническое крепление 13 направляющих податчика колонкового

машины через двухкаскадный канатный виброизолятор 16, который имитирует в процессе работы свойства руки человека-оператора.

Коническое крепление податчика фиксируется в кольце верхней плиты при помощи двух прижимов и зажимается болтами. Такое крепление позволяет осуществлять регулировку податчика с установленной на нем ударной машиной в горизонтальной плоскости.

По краям верхней плиты стойки приварены четыре втулки 17 с внутренней резьбой. Во втулки вкручены винты 18, вкручивая передние два и соответственно выкручивая два задние и наоборот, осуществляется регулировка податчика вместе с ударной машиной в вертикальной плоскости. Положение винтов фиксируется контргайками 19.

Такая регулировка образца ударной машины в пространстве обеспечивает проведения исследований в условиях близких к производственным.

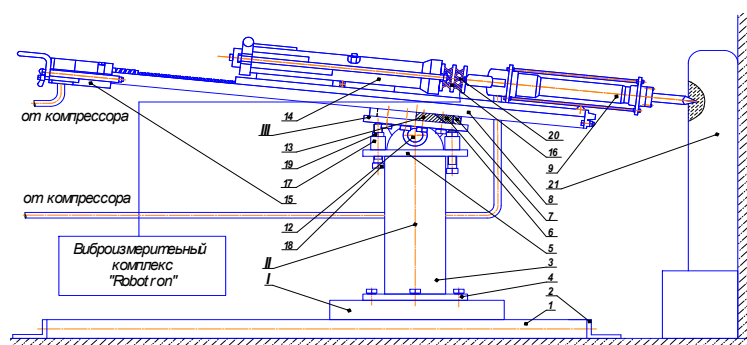


Рис. 2. Конструкция экспериментального стенда

При работе на стенде соблюдается следующий порядок. Ударную машину вместе с инструментом и закрепленным датчиком 20 на рукоятке устанавливают на направляющих податчика. Ударную машину упирают рабочим концом инструмента в обрабатываемый материал 21. Подают сжатый воздух в податчик и ударную машину.

Включают ударную машину и производят снятие вибрационных параметров.

Измерение параметров вибрации производилось в соответствии с требованиями ДСН 3.3.6.039-99 «Державні санітарні норми виробничої загальної та локальної вібрації».

Для измерения параметров вибрации используется виброизмерительный комплекс фирмы «Robotron», включающий в себя пьезоэлектрический датчик типа KD-23, стационарный виброметр 00042, узкополосный фильтр 01025, самописец уровня 00026, соединительные провода.

Контроль вибрационных параметров производился при выполнении ударной машиной (образец ручной ударной машины с виброзащитной системой, собранный на базе отбойного молотка типа МО-2) технологических операций по блоку породы крепостью 12-14 ед. по шкале проф. М.М. Протодьяконова с целью обеспечения максимального уровня динамических нагрузок.

В процессе измерения уровня вибрации давление воздуха в сети, усилие нажатия поддерживаются постоянным ($P=0,5$ МПа, $N=200$ Н). Измерение каждого параметра производится не менее трех раз, за результат берется среднее арифметическое этих значений.

Фрагмент осциллограммы уровня виброскорости рукоятки управления образца ударной машины с виброзащитной системой в октавной полосе с среднегеометрической частотой 31,5 Гц представлен на рис. 3.

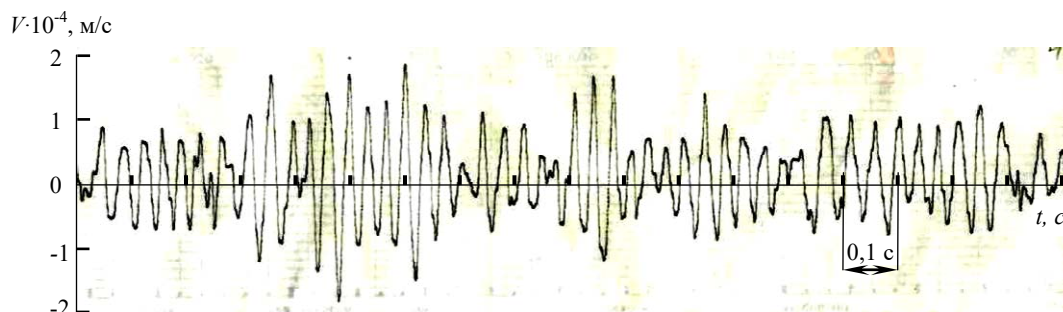


Рис. 3. Фрагмент осциллограммы уровня виброскорости рукоятки управления ударной машины в октавной полосе с среднегеометрической частотой 31,5 Гц

Оценка вибрации, передаваемой на рукоятку ударной машины, проводилась методом спектрального анализа уровней локальной вибрации на соответствующих октавных полосах частот.

Нормируемым параметром являются средние квадратичные значения виброскорости V м/с и виброускорения a м/с² или их логарифмических уровней L_v, L_a (дБ).

Эффективность виброзащиты определяется как методом спектрального анализа, так и интегральной оценкой по частоте нормируемого параметра с расчетом скорректированного уровня виброскорости и виброускорения. Метод одночисловой оценки вибрации дополняет методы спектрального нормирования и оценки, которые базируются на концепции частотно-избирательного энергетического действия вибрации на человека, его физиологической значимости.

При исследовании на стенде вибрации отбойного молотка типа МО-2 серийно выпускаемой конструкции и с предлагаемой новой конструкцией виброзащитной системы в результате измерений уровней виброскорости в октавных полосах частот получены следующие значения (табл. 1).

Уровни виброускорения на рукоятке машины измерены тем же прибором, что и уровни виброскорости в октавных полосах частот. В табл. 2 приведены результаты измерения уровней виброускорения при исследовании работы молотка серийной конструкции и с виброзащитной системой.

Предельно допустимые величины нормируемых параметров локальной вибрации для ручных ударных машин соответствуют ДСН 3.3.6.039-99.

Таблица 1

Уровни виброскорости исследуемых ударных машин

Среднегеометрические частоты октавных полос, Гц	Уровни виброскорости машины серийной конструкции, дБ	Уровни виброскорости машины с предлагаемой виброзащитой, дБ	Нормативные значения виброскорости, дБ	Уменьшение параметров вибрации, %
8	120	72	115	40
16	120	67	109	44
31,5	117	70	109	40
63	114	71	109	38
125	111	73	109	34
250	108	74	109	31
500	105	75	109	29
1000	102	75	109	26

Таблица 2

Уровни виброускорения исследуемых ударных машин

Среднегеометрические частоты октавных полос, Гц	Уровни виброускорения машины серийной конструкции, дБ	Уровни виброускорения машины с предлагаемой виброзащитой, дБ	Нормативные значения виброускорения, дБ	Уменьшение параметров вибрации, %
8	89	61	73	31
16	93	62	73	33
31,5	97	71	79	27
63	99	72	85	27
125	108	75	91	31
250	119	83	97	30
500	121	87	103	28
1000	118	84	109	29

Параметры вибрации по виброскорости и виброускорению на молотке серийной конструкции значительно превосходят нормативные значения, т.е. предельно допустимые значения. Работа в условиях воздействия вибрации с уровнями, превышающими санитарные нормы, более чем на 12 дБ в какой-либо октавной полосе, не допускается. Используемый ударный инструмент является виброопасной техникой.

Эффективность виброзащиты определяется сравнением результатов измерений параметров вибрации с теми уровнями, которые имели место до введения в систему «человек-машина» средств виброзащиты. Для наглядности результаты испытания молотка с виброзащитной системой и сравнительную оценку параметров вибрации с параметрами вибрации серийно выпускаемого образца молотка типа МО-2 покажем в виде графиков зависимости частоты от нормируемого параметра (рис. 4а,б). Кривые: 1 - уровень вибрации молотка с виброзащитной системой предлагаемой новой конструкции; 2 - уровень вибрации молотка серийно выпускаемой конструкции; 3 - предельно допустимый уровень вибрации по ДСН 3.3.6.039-99.

Уровни колебательной скорости ударной машины серийной конструкции (кривая 2, рис. 4а) в различных полосах среднегеометрических частот спектра имеют большую вариабель-

ность. Расположение пиковых значений виброскорости значительно в области низких частот (8-31,5 Гц), а также в области средних частот. Уровни колебательной скорости на 2-11 дБ превышают допустимые нормами величины (кривая 3). В области высоких частот (свыше 200 Гц) параметры вибрации ниже нормируемого значения, при чем при увеличении частоты значения виброскорости уменьшаются с 1 дБ на частоте 250 Гц до 7 дБ на частоте 1000 Гц.

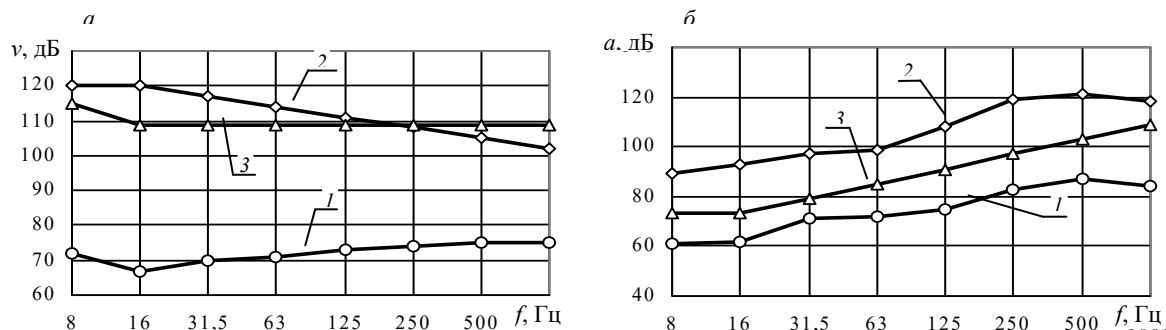


Рис. 4. Уровни колебательной виброскорости *а* и виброускорения *б* исследуемых образцов ударных машин

Согласно полученным экспериментальным данным видно, что после внедрения предлагаемой новой системы виброзащиты параметры виброскорости и виброускорения ниже санитарных норм. Уровень виброскорости молотка с виброзащитной системой на 34-43 дБ ниже предельно допустимого значения, а уровень виброускорения на 8-25 дБ меньше допустимых значений.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, экспериментальная проверка ручной ударной машины с предлагаемой новой конструкцией виброзащитной системы на основе ККВ подтверждает ее работоспособность и показывает значительное уменьшение параметров вибрации на рукоятке управления.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на теоретические исследования влияния конструктивных параметров виброзащитной системы на эффективность снижения уровня вибрации.

Список литературы

1. Тимофеева И.Г. Безопасность труда на виброопасных технологических процессах / И.Г. Тимофеева. – Улан-Удэ, Изд-во ВСГТУ, 2003. – 95 с.
2. Рутковский А.Ю. Новая конструкция виброзащитной системы ручной ударной машины / А.Ю. Рутковский, Д.В. Мулов, Ю.В. Коробейников // Сб. науч. трудов ДонГТУ, вып. 22. – Алчевск: ДонГТУ. – 2006. – С. 33-38.
3. Рутковский А.Ю. Математическая модель рабочего процесса ручной ударной машины с виброзащитной системой / А.Ю. Рутковский, Д.В. Мулов // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Випуск 14, серія: гірничо-електромеханічна. – Донецьк: ДонНТУ. – 2007. – С. 201-206.
4. Мулов Д.В. Экспериментальные исследования упруго-демпфирующих свойств кольцевых канатных виброизоляторов / Д.В. Мулов // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Випуск 16, серія: гірничо-електромеханічна. – Донецьк: ДонНТУ. – 2008. – С. 198-203.
5. Рутковский А.Ю. Динамические испытания кольцевых канатных виброизоляторов / А.Ю. Рутковский, Д.В. Мулов // Сб. науч. трудов ДонГТУ, вып.30. – Алчевск: ДонГТУ. – 2010. – С. 78-86.

Рукопись поступила в редакцию 28.02.12

УДК 681.513.6

А.С. КУЗЬМЕНКО, ассистент, В.П. ЩОКІН, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ АВТОРЕГРЕСІЙНИХ МОДЕЛЕЙ З КОВЗНИМ СЕРЕДНІМ ДЛЯ КОМПЕНСАЦІЇ ВПЛИВУ ЗАПІЗНЕННЯ ОБ'ЄКТА КЕРУВАННЯ З ПЕРЕВІРКОЮ НА АСИМПТОТИЧНУ СТІЙКІСТЬ

Проведено аналіз використання авторегресійних моделей з ковзним середнім для компенсації впливу запізнення об'єкта керування. Названо умови стійкості системи керування із застосуванням авторегресійних моделей при керуванні об'єктом з запізненням.

Постановка проблеми. Серед об'єктів із запізненням найбільш розповсюдженим є клас об'єктів із запізненням на процес керування, наявність якого може призвести до втрати стійкості замкненої системи. Існує декілька підходів подолання негативної дії управління із запізненням на роботу системи: випередження керуючого сигналу, прогнозування поведінки системи, компенсація запізнення за керуванням. Окрім того керовані об'єкти як правило мають невідомі або змінні в процесі роботи впливи та параметри, що тягне за собою появу невизначеності. Задача керування об'єктами із запізненням при наявності параметричної невизначеності може вирішуватися багатьма методами, у тому числі за допомогою механізмів адаптації. Для забезпечення працездатності системи керування в умовах постійного впливу перешкод у контур зворотного зв'язку вводиться передаточна функція у вигляді авторегресійної моделі з ковзним середнім.

Метою даної роботи є дослідження можливості застосування авторегресійної моделі з ковзним середнім для компенсації впливу запізнення об'єкта керування другого порядку.

Матеріали дослідження. Моделі дискретних процесів прийнято записувати у вигляді вихідного сигналу фільтра з невизначеною передаточною функцією $H(p)$

$$H(p) = \frac{b_0 + b_1 p^{-1} + \dots + b_q p^{-q}}{1 + a_1 p^{-1} + \dots + a_p p^{-p}} \quad (1)$$

Зв'язок вхідного і вихідного сигналів у моделях дискретних фільтрів з передаточною функцією (1) прийнято описувати модифікованим різницевим рівнянням

$$y(t) = \sum_{l=0}^q \gamma_l \zeta(t-l) - \sum_{k=1}^p \beta_k y(t-k), \quad (2)$$

Різницеве рівняння характеризує авторегресійні процеси $\sum_{k=1}^p \beta_k y(t-k)$ ($AR(p)$ -модель) з ковзним середнім ($MA(q)$ -модель) $\sum_{l=1}^q \gamma_l \zeta(t-l)$, або $ARMA$ -процеси (Autoregressive with Moving Average).

Розглянемо об'єкт керування із запізненням $\tau = s_0 T$ у структурі замкнутої імпульсної системи з негативним зворотним зв'язком

$$K^*(p) = \frac{W_1^*(p) e^{-ps_0 T}}{1 + W_1^*(p) e^{-ps_0 T}}, \quad (3)$$

де $W_1^*(p) = \mathcal{D}\{W_1(p)\}$ – передаточна функція прямої частини у форматі зображення решітчастих функцій.

Прийнято представляти передаточну функцію імпульсних систем у вигляді відношення поліномів e^{pT}

$$W_1^*(p) = \frac{P_1^*(p)}{Q^*(p)} \quad (4)$$

відповідно

$$K^*(p) = \frac{P_1^*(p) e^{-psT}}{G^*(p)}, \quad (5)$$

де $G^*(p) = Q^*(p) + P_1^*(p) e^{-psT}$ – характеристичний поліном системи.

Рівняння авторегресійної структури стосовно змінних у вигляді решітчастих функцій

$$y(iT) = \mu \sum_{j=0}^q \gamma_j x((i-j)T) + (1-\mu) \cdot \left(\sum_{j=1}^{p-1} (-1)^{j+1} \cdot p \cdot y((i-j)T) \right) + (-1)^{p+1} \cdot y((i-p)T) + \mu \varepsilon(iT) \quad (6)$$

Якщо вирішити отриманий вираз відносно $Y^*(p)$, отримаємо дрібно-раціональну (функція e^{pT}) передаточну функцію авторегресійної структури

$$W_{ARMA}^*(p) = \frac{\mu \sum_{j=0}^q \gamma_j e^{-pjT}}{(1-\mu) \cdot \left[\sum_{j=1}^{\xi-1} (-1)^{j+1} \cdot \xi \cdot e^{-pjT} \right] + (-1)^{\xi+1} \cdot e^{-p\xi T}}. \quad (7)$$

При застосуванні авторегресійної структури в системі (3) передаточна функція замкнутої системи буде мати такий вигляд

$$K^*(p) = \frac{W_{ARMA}^*(p)W_1^*(p)e^{-ps_0T}}{1 + W_{ARMA}^*(p)W_1^*(p)e^{-ps_0T}}. \quad (8)$$

Проведемо структурний синтез передаточної функції авторегресійної структури з метою усунення впливу запізнення об'єкта на процес керування.

Очевидно, що вплив запізнення на динамічні процеси буде скомпенсовано в разі, якщо характеристичний поліном системи (3) не буде залежати від e^{-ps_0T} , тобто

$$G^*(p) = Q_1^*(p) + P^*(p). \quad (9)$$

З урахуванням цього еталонна передаточна функція має вигляд

$$K_{\text{до}}^*(p) = P^*(p) \frac{M_1^*(p)}{G^*(p)}. \quad (10)$$

З урахуванням підтримки умов здійсненності, грубості та усунення додаткового перехідного процесу в керуючому впливі умову здійсненності запропоновано представляти у вигляді

$$K_{em}^*(p) = P^*(p)e^{-ps_0T} \frac{M_1^*(p)}{G^*(p)}, \quad (11)$$

$$1 - K_{em}^*(p) = Q_{1-}^*(p) \frac{N^*(p)}{G^*(p)},$$

де $N^*(p), G^*(p), M_1^*(p)$ – поліноми за ступенем e^{pT} , які при синтезі підлягають визначенню.

У [208] запропоновано друге поліноміальне рівняння синтезу виду

$$P^*(p)M_1^*(p) + Q_{1-}^*(p)e^{ps_0T}N^*(p) = G^*(p)e^{ps_0T}, \quad (12)$$

помножити на e^{-ps_0T} і врахувати поліном найменшого ступеня $M_1^*(p) \equiv 1$ та (9)

$$N^*(p) = Q_1^*(p) + P^*(p)[1 - e^{-ps_0T}]. \quad (13)$$

Підставивши знайдені поліноми у друге поліноміальне рівняння (2), визначають [208] еталонну передаточну функцію регулятора

$$W_p^*(p) = \frac{Q_1^*(p)}{Q_1^*(p) + P^*(p)[1 - e^{-ps_0T}]}, \quad (14)$$

або

$$W_{ARMA}^*(p) = \frac{1}{1 + W_1^*(p)[1 - e^{-ps_0T}]}. \quad (15)$$

Враховуючи $W_1^*(p) = \mathcal{D}\{W_1(p)\}$ та реалізацію

$$[1 - e^{-ps_0T}] = x(mT) - x(mT - s_0T), \quad (16)$$

використаємо як регресорний лаг кінцеві різниці вхідної змінної, у цьому випадку рівняння авторегресійної структури (6) буде мати вигляд

$$y(iT) = \mu \sum_{j=0}^q \gamma_j [x((i-j)T) - x((i-s_0)T)] + (1-\mu) \cdot \left(\sum_{j=1}^{p-1} (-1)^{j+1} \cdot p \cdot y((i-j)T) \right) + (-1)^{p+1} \cdot y((i-p)T) + \mu \varepsilon(iT). \quad (17)$$

Якщо (15) вирішити відносно $Y^*(p)$, отримаємо еталонну передаточну функцію авторегресійної структури для компенсації впливу запізнення та підтримки умов здійсненності і грубості, яка буде мати вигляд (7).

Необхідною і достатньою умовою асимптотичної стійкості системи із запізненням є положення всіх коренів рівняння в лівій на півплощині комплексної змінної, тобто виконувалася нерівність

$$\operatorname{Re}[p_i] < \varepsilon \text{ при } i = 1, 2, \dots \quad (18)$$

де ε - довільна додатна мала величина, не дорівнює нулю; p_i - корені рівняння.

Оскільки рівняння є трансцендентним, то кількість коренів буде нескінченно великим, що якісно відрізняє системи із запізненням від систем без запізнення. Знайти корені рівняння важко, тому використаємо критерій, який не потребує знань величин коренів, але показує положення в лівій на півплощині комплексної змінної.

Якщо дослідити поліном, вважаючи, що $p = j\omega$, то відповідно

$$P(j\omega, e^{j\omega T}) = P(\omega) + jQ(\omega) \quad (19)$$

$$\Phi = \arg(P(j\omega, e^{j\omega T})) = \operatorname{arctg}\left(\frac{Q(\omega)}{P(\omega)}\right) \quad (20)$$

Таким чином, якщо всі нулі полінома знаходяться в лівій частині, то кут вектора $P(j\omega, e^{j\omega T})$ буде додатним, виконується нерівність

$$\frac{d\Phi}{d\omega} > 0 \quad (21)$$

або

$$\frac{d\Phi}{d\omega} = \frac{P(\omega) \frac{dQ(\omega)}{d\omega} - Q(\omega) \frac{dP(\omega)}{d\omega}}{P^2(\omega) + Q^2(\omega)} > 0 \quad (22)$$

або

$$P(\omega) Q'(\omega) - P'(\omega) Q(\omega) > 0 \quad (23)$$

При всіх дійсних значеннях ω .

Структура розробленої системи компенсації впливу запізнення об'єкта керування з використанням авторегресійної моделі прямої динаміки буде мати вигляд наведений на рис. 1.

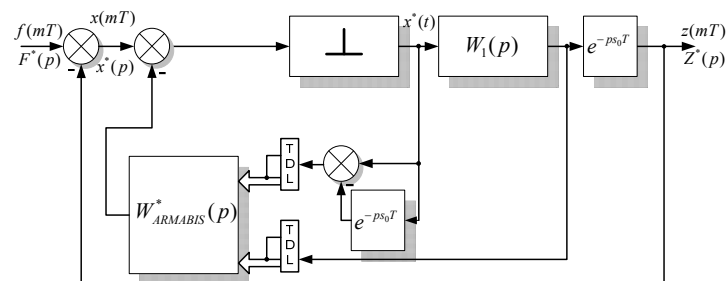


Рис. 1. Структурна схема системи компенсації впливу запізнення об'єкта керування з використанням авторегресійної моделі прямої динаміки

У результаті розроблена структурна схема, яка вміщує в колі внутрішнього зворотного зв'язку авторегресійну модель прямої динаміки, де як критеріальний лаг використані кінцеві різниці вхідної координати об'єкта керування.

Висновки. Використання авторегресійних моделей з ковзним середнім для компенсації впливу запізнення об'єкта керування є перспективним напрямком досліджень. Однією з переваг є те, що при зміні в процесі роботи впливів або параметрів об'єкта розроблена модель дозволяє перевірити стійкість системи керування, що підвищує надійність та прогнозованість системи.

Подальші дослідження направлені на моделювання в різних умовах та дослідження поведінки розробленої структури для компенсації впливу запізнення об'єкта керування.

Список літератури

1. Усков А.А., Круглов В.В. Интеллектуальные системы управления на основе методов нечеткой логики. - Смоленск: Смоленская городская типография, 2003.

2. Щекін В.П. Метод оцінки максимального запізнення елементів фільтрованого входу нейроемуляторів з зовнішньою динамікою / В.П. Щекін // Автоматика, автоматизация, электротехнические комплексы и системы. – 2008. – № 2(22). – С.164–171.

Рукопис подано до редакції 02.04.12

УДК 658.652.64.622.3

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук,

Г.Н. ЛИСОВОЙ, ст.научн. сотр.

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА ПРИ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Горнорудная промышленность Украины занимает одно из ведущих мест в мире по объему производства. Балансовые запасы страны составляют более 30 млрд т железной руды. Согласно статистике, богатство подземных закровов Украины обеспечит бесперебойную работу местных шахт еще на 95-100 лет. При этом мировые разведанные запасы железной руды составляют порядка 160 млрд т, содержащих около 80 млрд т чистого железа.

В табл. 1 наведено распределение запасов железной руды по странам мира.

Таблица 1

Распределение запасов железной руды по странам мира

Распределение запасов руды по странам от общемирового объема, %		Запасы в пересчете на содержание железа от общемирового объема, %	
страны	%	страны	%
Украина	18	Россия	18
Россия	16	Бразилия	18
Китай	13	Австралия	14
Бразилия	13	Украина	11
Австралия	11	Китай	9
Индия	4	Индия	5
США	4	США	3
Прочие	20	Прочие	22

Обеспечение металлургического производства сырьем с заданными показателями качества и сегодня продолжает оставаться актуальной проблемой. В последние годы получили бурное развитие физические методы контроля параметров горных пород – акустические, электромагнитные и ядернофизические [1].

Особое место среди методов контроля занимают ядернофизические. Эти методы оперативного контроля отличаются от других простотой, технологичностью и высокой информативностью.

Железорудные месторождения Украины имеют сложное геологическое строение, характеризующееся высокой изменчивостью содержания железа, сложностью контактов рудных тел, наличием в контурах месторождений безрудных участков. Истощение запасов богатых руд и вовлечение в разработку участков месторождений со сложными горно-геологическими условиями приводит к снижению среднего содержания железа в исходной руде, что обуславливает

увеличение объемов обогащения сырья, а также потери и засорение руды пустой породой. Все эти обстоятельства в итоге вызывают увеличение себестоимости добычи и переработки.

Ситуация, сложившаяся на сегодня в горно-металлургическом комплексе Украины, стимулирует увеличение объемов добычи железной руды.

Вместе с тем, невозможно осуществлять эффективное управление горными работами и процессами переработки руд без наличия своевременной и достоверной информации о качественных параметрах железорудного сырья.

На горно-обогатительных комбинатах Украины информацию о качестве сырья в процессе его добычи и переработки получают в основном традиционным геологическим методом, который заключается в отборе проб, их дроблении, сушке, измельчении. Затем производится химический анализ. Вследствие большого количества подготовительных операций традиционный метод контроля качества является малопроизводительным и крайне неоперативным.

Данные о качестве сырья на стадиях бурения, экскавации, дробления, обогащения, агломерации получают также химическим способом, причем время анализа для каждого этапа с учетом отбора и подготовки проб – не менее 2-х часов. Вследствие запаздывания информации о качественной характеристике железорудного сырья на несколько часов исключается возможность своевременной корректировки технологических процессов. Это обстоятельство приводит к потерям руды, ухудшению технико-экономических показателей обогащения и металлургического передела.

Необходимость применения экспрессных методов контроля качества давно доказана и очевидна. Причем на сегодня созрела необходимость в создании комплексной системы оперативного контроля качества железорудного сырья горно-обогатительного комбината, объединяющей в себе локальные системы оперативного контроля на различных этапах добычи и переработки.

Комплексная система оперативного контроля качества железорудного сырья в структуре горно-обогатительного комбината позволит осуществлять эффективное управление процессами, снижая потери и засорение руд. Применение комплексной системы позволит повысить технико-экономические показатели работы всего предприятия, снизив себестоимость ряда процессов.

Одним из наиболее важных показателей качества добытой железной руды является величина содержания вредных примесей, табл. 2.

Таблица 2

Основные требования к содержанию вредных примесей в рудах

Примеси	Предельное содержание, %
Фосфор	0,03-0,17
Мышьяк	0,1
Цинк	0,1
Свинец	0,015
Двуокись кремния	10
Сера	0,5-0,8

Это объясняется тем, что превышение требований кондиции по содержанию вредных примесей в руде может вообще исключить возможность ее реализации даже при высоком содержании полезного компонента. Вредные примеси даже при незначительных концентрациях оказывают крайне неблагоприятное воздействие на качество конечной металлургической продукции, нарушая структуру металла и ухудшая его физико-механические свойства. Поэтому допустимое содержание вредных примесей является жестко нормируемой величиной.

Необходимо отметить, что повышенное содержание вредных примесей (особенно двуокиси кремния) является одной из причин более низкой рыночной стоимости железных руд, экспортируемых подземными рудниками Украины. В табл. 3 приведены сведения о химическом составе и ценах на железную руду основных мировых поставщиков.

Повышенное содержание примесей приводит к тому, что в условиях жесткой конкуренции цены на отечественные руды почти в 1.9 раза ниже среднемировых. Финансовые потери на каждом миллионе тонн реализованной товарной руды Украины составляют 11 млн долл.

Необходимо отметить, что на горнодобывающих предприятиях нет возможности повлиять на величину содержания вредных примесей. Единственно доступным и реально применяемым на производстве способом влияния на величину содержания примесей является усреднение.

Таблица 3

Характеристики железных руд основных мировых экспортеров

Страна	Fe, %	SiO ₂ , %	P, %	S, %	Цена, долл/т
Австралия	62,6-64,9	3,1-4,3	0,05-0,07	0,01-0,02	23,46-30,38
Швеция	66,5	3,9	0,01	0,001	25,07
Венесуэла	63,8	2,2	0,06	0,001	23,08
Бразилия	68,0	1,3-1,5	0,025	3,90	20,57-23,97
ЮАР	64,2	5,0	0,04	0,006	12,62
Украина	57,4-62,0	8,9-14,0	0,01-0,073	0,007-0,02	12,4-19,82

Качество товарной руды, определяемое гранулометрическим составом, оценивается содержанием фракций крупностью 10-50 мм. Гранулометрический состав в основном влияет на температурный режим расплавляемой массы руды за счет обеспечения эффективной конвенции газов. Гранулометрический состав нормируется по следующим показателям: для дробленой и сортированной руды рудная масса должна быть представлена кусками 10-25 мм, агломерат 10-50 мм, при этом содержание мелочи крупностью 0-5 мм – не выше 5 %.

Практика работы металлургических комбинатов показала, что на каждый процент снижения содержания фракций 0-5 мм производительность доменного производства возрастает на 1,0-2,2 % за счет более интенсивного прогрева шихты.

Наряду с вышеуказанными показателями одной из важнейших характеристик качества является содержания металла в руде. Диапазон допустимых значений содержания металла довольно широк, но чем больше содержание полезного компонента, тем выше экономическая эффективность металлургического передела. Так, например, повышение содержания металла в руде только на 1 % увеличивает производительность доменного производства на 4-5 %, снижает расход кокса на 1-3 % и расход известняка на 6-8 %.

В табл. 4 приведены показатели извлечения, которые были получены на шахтах Украины за последние 10 лет (по данным НИГРИ).

Как видно из этой таблицы, за указанный период подземным способом в Украине добыто 158,613 млн т рудной массы. При этом средневзвешенное засорение составило 8,7 %, что привело к снижению качества добытых руд на 1,85 % по сравнению с природным содержанием металла. Такие показатели снижения качества руды привели к общим финансовым потерям около 400 млн долл.

Аналогичное положение наблюдается и в вопросе технологических потерь самой руды. Средневзвешенное значение этих потерь составило 13,3 %, то есть около 19,18 млн т руды. В финансовом выражении это эквивалентно потере более 300 млн долл.

Таблица 4

Показатели добычи железорудного сырья

Наименование шахты	Потери качества, %	Засорение, %	Потери руд, %
им. Ленина	2,24	14,5	13,3
"Гвардейская"	1,47	7,0	15,1
"Октябрьская"	2,94	13,0	13,6
"Родина"	2,10	11,4	14,7
"Юбилейная"	2,60	14,7	14,1
им. Фрунзе	1,03	6,2	12,2
им. Артема № 1	1,81	7,3	12,2

Таким образом, суммарный ущерб от низких показателей извлечения за указанный период составил более 30 % от общего объема финансовых средств, полученных от реализации руды.

Одним из наиболее эффективных способов повышения качества руды является использование средств оперативного контроля и управления качеством минерального сырья.

При усреднении железорудного сырья уменьшение колебаний массовой доли полезного компонента в два раза обеспечивает при обогащении повышение извлечения железа в концентрат в среднем на 2 % и позволяет на тех же производственных площадях увеличить производство концентрата на 296 тыс. т в год при производительности карьера 25,3 млн т [2].

Анализ производственных данных показал, что колебания содержания полезного компонента отрицательно отражаются на работе обогащательных установок. Для достижения желаемого эффекта от стабилизации качества минерального сырья необходимо осуществлять непрерывный контроль величины содержания полезного компонента по всей технологической цепи от добычи до переработки включительно.

Очевидно, что при диапазоне колебаний содержания полезного компонента от 1,1 до 5,5% в исходной руде получить качественный концентрат и оптимальное извлечение металла невозможно. Отсутствие же управления качеством делает эту задачу практически неразрешимой. В результате происходят потери рудных кусков при добыче и снижение качества концентрата при обогащении.

В настоящее время в горно-металлургической отрасли в основном пользуются дискретными методами контроля качества минерального сырья в различных звеньях технологической цепи ДОФ. Анализ качественных показателей железных и марганцевых руд свидетельствует о том, что дискретный контроль методом химического анализа с периодом 2 часа неприемлем для оценки величины содержания полезного компонента и регулирования технологических процессов при переработке руд, так как этот способ контроля пассивный и не влияет на технологию добычи и переработки руд. В интервалах между периодами отбора проб в исходной руде диапазон колебаний величин содержаний составляет 1,35 до 4,3% в железных и от 1,3 до 5,5% в марганцевых рудах.

Оперативный контроль качества минерального сырья должен осуществляться на всех стадиях горного производства: при разведке, добыче, транспортировке и переработке.

Состояние проблемы контроля качества руд в отрасли можно охарактеризовать следующим образом. На всех стадиях разведки (детальной, промышленной и эксплуатационной) методы получения оперативной информации о качестве минерального сырья изучены и разработаны достаточно полно, однако на практике реализованы недостаточно. Проблема контроля качества руд при добыче и в транспортных емкостях изучена недостаточно. Ситуация усугубляется еще тем, что ощущается острая нехватка технических средств контроля качества минерального сырья. Не лучшее положение с внедрением средств оперативно-дискретного и непрерывного контроля качества минерального сырья на обогащательных фабриках.

Следует отметить, что комплексные исследования с целью разработки методов и средств контроля и управления качеством минерального сырья на всех стадиях технологической цепи "разведка - добыча - транспортировка - переработка" отсутствуют. Недостаточно глубоко проработаны варианты технологических, организационных и функциональных структур контроля и управления, отсутствуют критерии оценки и технико-экономического обоснования.

Вместе с тем, проблемой контроля и управления качеством минерального сырья занимались и занимаются много научно-исследовательских, проектных, учебных институтов, а также научно-производственные объединения [1]. При этом на предприятиях ощущается нехватка переносных, стационарных и мобильных средств контроля и управления качеством минерального сырья, а без них невозможна реальная оптимизация технико-финансовых показателей предприятий горно-металлургической отрасли Украины.

В настоящее время в проблемно-отраслевой лаборатории Криворожского национального университета «Оперативный контроль и управление качеством минерального сырья» сделаны первые попытки комплексного решения данной проблемы. В частности, разработаны и внедрены на всех шахтах Кривбасса рудничные радиометры типа ПАКС, которые используются для оперативного контроля содержания железа от каротажа до отгрузки товарной руды потребителю. Статистическая обработка результатов эксплуатации рудничных радиометров типа ПАКС за 2002-2012 гг. свидетельствует, что погрешность определения содержания железа в сравнении с химанализом не превышает 1 %.

Внедрены в производство и совершенствуются средства контроля качественных показателей рудопотока на конвейерной ленте, разработаны устройства для экспресс-анализа, имеющие точность, не уступающую химическому анализу.

Список литературы

1. Качество минерального сырья/А.А.Азарян, В.А.Колосов, Л.А.Ломовцев, А.Д.Учитель.-Кривой Рог. Минерал, 2001.-203 с.
2. Бастан П.П. Усреднение руд как эффективное средство использования недр. В сб.: Вопросы рудничной геологии. - Белгород: ВЮГЕМ. -1970. -С. 14-16.
2. Качество минерального сырья/А.А.Азарян, Ю.Г.Вилкул, В.А.Колосов и др. //Металлургическая и горно-рудная промышленность №1, Дн-ск. 2004.- С 88-91.

Рукопись поступила в редакцию 29.03.12

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ РОЗПОДІЛЬЧИХ МЕРЕЖ 6-10 кВ З ІЗОЛЬОВАНОЮ НЕЙТРАЛЛЮ ПРИ ЗАМИКАННІ ФАЗИ НА ЗЕМЛЮ

Питання підвищення ефективності роботи розподільчих мереж 6-10 кВ з ізолюованою нейтраллю при замиканні фази на землю вирішене шляхом зниження рівнів перенапруг, які виникають при режимі ОЗЗ завдяки комплексному використанню засобів обмеження з уточненими параметрами.

Проблема та її зв'язок з практичними задачами. Важливим питанням для розподільчих мереж 6-10 кВ є необхідність зниження рівнів перенапруг при однофазних замиканнях на землю (ОЗЗ) за рахунок визначення раціональних засобів їх обмеження. При цьому виникає необхідність дослідження комплексного застосування різних методів, які пов'язані з використанням засобів обмеження перенапруг у розподільчих мережах: високоомних резисторів у нейтралі, міжфазних ємностей і нелінійних обмежувачів перенапруг (ОПН). Це дає можливість знизити ймовірність виходу з ладу силових кабелів, електрообладнання, зменшити витрати на виконання їхнього ремонту, скоротити простой технологічного устаткування та підвищити продуктивність підприємств.

Аналіз досліджень і публікацій. Аналіз математичних моделей розподільчих мереж і результатів досліджень показує, що опір кола замикання на землю R змінюється в межах до 200 Ом і впливає на перехідні процеси при ОЗЗ; у математичних моделях при дослідженні перехідних процесів за ОЗЗ опір поздовжніх віток і провідності ізоляції неушкоджених фаз можна не враховувати, тому що рівень перенапруг у колі за їх врахування зменшується на величину не більше 1 % [3]; при дослідженні процесу відновлення напруги на uszkodженій фазі встановлено, що опір ізоляції не відновлюється до первісного рівня і його необхідно приймати у математичних моделях за величиною таким, при якому за час півперіоду промислової частоти згасання амплітуди аперіодичної складової складе 0,95 [1,3]; для аналізу перехідних процесів при ОЗЗ у живильних мережах можна використовувати спрощену трифазну схему заміщення з урахуванням опору кола замикання на землю.

Постановка задачі. Питання підвищення ефективності роботи розподільчих мереж 6-10 кВ з ізолюованою нейтраллю при замиканні фази на землю вирішене шляхом зниження рівнів перенапруг, які виникають при режимі ОЗЗ завдяки комплексному використанню засобів обмеження з уточненими параметрами.

Викладення матеріалу і результати. Для дослідження перехідних процесів у розподільчих мережах прийнята спрощена схема заміщення [1].

Залежно від величини опору R_* перехідні процеси можуть протікати з одним або декількома високочастотними переходами струму ОЗЗ через нуль за час півперіоду мережі ($T_c/2$). Існують такі $\tilde{R}_*$, які є межами між одним і двома високочастотними переходами струму ОЗЗ через нуль.

Важливими параметрами до моменту переходу струму ОЗЗ через нуль є: t_i – час горіння дуги; k_δ – коефіцієнт згасання періодичної складової, $k_\delta = e^{\delta t_i}$; $i'_i = di/dt$ – швидкість зміни струму при переході через нуль; t_m – момент часу, в який напруга в неушкоджених фазах приймає максимальне значення. Час переходу струму ОЗЗ через нуль t_i визначено з рівняння (1):

$$\varphi_\infty \sin(\omega t + \psi) + A_1 e^{p t_i} + A_2 e^{\delta t_i} \sin(\omega_k t + \nu) = 0. \quad (1)$$

Значення i'_i визначено з рівняння (2):

$$i'_i = \frac{1}{R} [\varphi_\infty \omega \cos(\omega t_i + \psi) + p A_1 e^{p t_i} + \delta A_2 e^{\delta t_i} \sin(\omega_k t_i + \nu) + \omega_k A_2 e^{\delta t_i} \cos(\omega_k t_i + \nu)]. \quad (2)$$

Значення амплітуд A_1, A_2 залежать від R_* , і їх визначаємо з [2].

Розглянуто вплив міжфазної ємності на величину перенапруг при ОЗЗ за схемою заміщення (рис. 2).

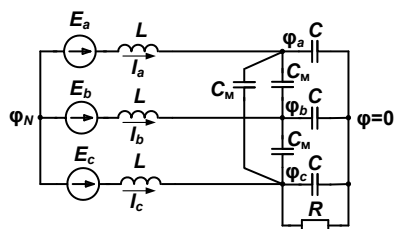


Рис. 2. Схема заміння розподільчої мережі з урахуванням міжфазної ємності

Характеристичне рівняння системи має вигляд

$$p^3 + \frac{(1+k)}{(1+3k)} \frac{1}{R_*} p^2 + \frac{1}{(1+3k)} p + \frac{1}{(1+3k)} \frac{1}{3R_*} = 0, \quad (3)$$

де $k=C_m=C$.

З аналізу розрахунків випливає, що міжфазна ємність сприяє зниженню частоти високочастотних коливань ω_{k*} за будь-яких значень R_* , зменшенню ступеня згасання періодичної складової δ_* . Величина p_* , що характеризує ступінь згасання аперіодичної складової, зменшується лише за малих значень R_* . Кратності перенапруг у випереджальній фазі без врахування міжфазної ємності складають: при горінні дуги 3,94-3,86, при відновленні – 4,25-4,09 (рис. 3).

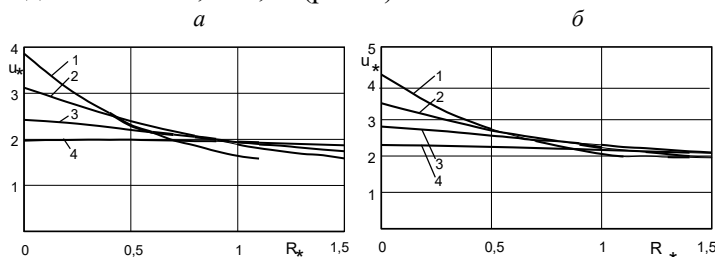


Рис. 3. Графіки розрахункових рівнів перенапруг $u_* = f(R_*)$, $f_o = 2250$ Гц: а - горіння дуги; б - відновлення напруги; 1 - $C_m=0$; 2 - $C_m=C/3$; 3 - $C_m=C$; 4 - $C_m=C$

зменшується десь на 20 %. При $C_m=C$ перенапруги знижуються на 38 % (напруга при горінні дуги дорівнює $(2,52-2,42)U_{фт}$, а при відновленні – $(2,81-2,49)U_{фт}$). Подальше збільшення міжфазної ємності не спричиняє суттєвого зниження перенапруг. Тому для більш глибокого обмеження рівнів перенапруг доцільно використовувати інші заходи, щоб уникнути використання великих значень додаткових ємностей [2,5].

Одним з таких заходів є увімкнення активного опору R_{N*} у нейтраль розподільчої мережі. Дослідження перенапруг при включенні допоміжних міжфазних ємностей та активного опору в нейтралі мережі проводилися за допомогою схеми заміння, наведеної на рис. 4.

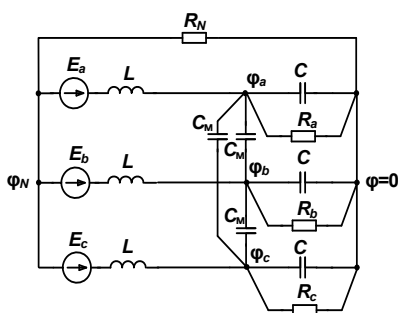


Рис. 4. Схема заміння розподільчої мережі з увімкненням у нейтраль активного опору

У процесі горіння дуги вільні складові потенціалів фаз і нейтралі змінюються за законом

$$\varphi_{ce}(t) = A_1 e^{p_{1*} \omega_o t} + A_2 e^{p_{2*} \omega_o t} + A_3 e^{-\delta_{1*} \omega_o t} \sin(\omega_{k1*} \omega_o t + \nu_1), \quad (4)$$

а в процесі відновлення напруги на ушкодженій фазі після гасіння дуги за законом

$$\varphi_{ce}(t) = A_{1v} e^{p_{3v*} \omega_o t} + A_{2v} e^{p_{4v*} \omega_o t} + 2A_{3v} e^{-\delta_{1v*} \omega_o t} \sin(\omega_{1v*} \omega_o t + \nu_v). \quad (5)$$

Для одержання активної складової струму ОЗЗ визначеної величини необхідно в нейтраль включати активний опір, величина якого залежить від частоти власних коливань розподільчої мережі.

При малих опорах кола замикання на землю ($R_* \leq 1/3\sqrt{3}$) опір у нейтралі, що створює активну складову струму ОЗЗ $I_{a*} = I_a / I_c$, визначено за виразом

$$R_{N*} \approx \frac{f_o}{3f_c I_{a*}} = \frac{\omega_o}{3\omega_c I_{a*}} = \frac{k_\omega}{3I_{a*}}, \quad (6)$$

де f_c – частота мережі; f_o – частота власних коливань; ω_c, ω_o – відповідно колові частоти; $k_\omega = \omega_o / \omega_c$.

У нейтраль необхідно включати опір такої величини, за якого активна складова струму не перевищує 0,5-0,6 ємнісної. У розподільчих мережах, у яких міжфазна ємність утворюється природним чином і складає одну третину від фазної, заходів для обмеження перенапруг до рівня $3,1U_{фт}$ не потрібно.

Для обмеження перенапруг до рівня $2,7U_{фм}$ досить активної складової струму $I_{a*}=0,5$; обмежити перенапруги до рівня $1,8 U_{фм}$ неможливо (значення буде настільки малим, що мережа матиме властивості мережі з глухо заземленою нейтраллю) [4].

Схема заміщення розподільчої мережі з ОПН показана на рис. 5.

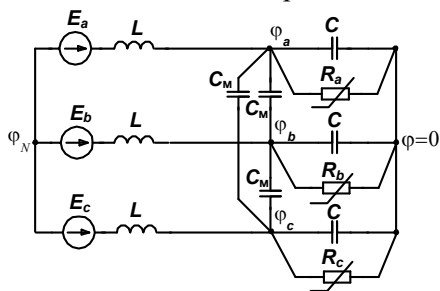


Рис. 5. Схема заміщення розподільчої мережі з ОПН

Визначальними навантажувальними впливами на ОПН є струмові навантаження й енергія, виділена на них за час існування ОЗЗ.

Нелінійний характер вольтамперної характеристики (ВАХ) ОПН приводить до безперервної зміни параметрів розрахункової моделі. Для рішення нелінійних диференціальних рівнянь використано метод послідовних інтервалів, при реалізації якого постійні в межах малого відрізка часу активні опори фаз коригувалися на кожному кроці ітераційного процесу відповідно до ВАХ ОПН. При розрахунках використано ВАХ окисно-цинкових резисторів.

ОПН незалежно від обраного захисного рівня обмежують рівні перенапруг як у процесі горіння дуги, так і в процесі відновлення напруги на ушкодженій фазі.

На рис. 6 наведено залежності напруг у випереджальній фазі за два цикли горіння дуги і два цикли відновлення напруги. За мінімальних опорів кола замикання на землю виконано розрахунки навантажень на обмежувачі для мереж з різними частотами власних коливань (рис. 7) [6].

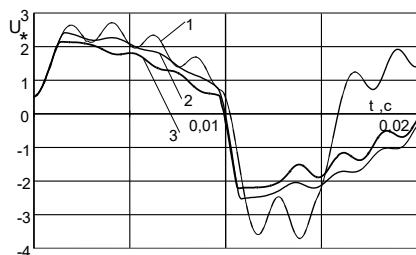


Рис. 6. Графік зміни перенапруг у випереджальній фазі $U_{\phi}(t)$ ($L=0,05$ Гн; $C=2,5$ мкФ; $R_*=0,1$; $=0$; $U_{фм}=5208$ В): 1 - без ОПН; 2, 3 - з ОПН, залишкова напруга при струмі 100 А: 2 - 13,8 кВ, 3 - 12 кВ

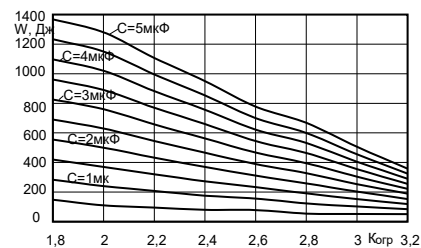


Рис. 7. Графіки залежностей максимальних значень енергії, виділеної в обмежувачах за час $T_c/2$ від рівня обмеження перенапруг ($U_{фм}=5134$ В; $R_*=0,05$)

Максимальні значення енергії, виділеної в обмежувачах при повторному циклі горіння-відновлення

$$W = C(540 - 145K_{опр}), \quad (7)$$

де C - ємність фази на землю, мкФ; $K_{опр}$ - обраний рівень обмеження перенапруг.

Висновки і напрямлення подальших досліджень. 1. Доведено, що міжфазна ємність C_m обмежує перенапруги при ОЗЗ тільки до рівня $(3,1-2,7) U_{фм}$ за малих опорів кола замикання на землю (у межах $R_*=0,5$ (біля 70 Ом)) і величині C_m , що перевищує ємність фази не більше ніж у 3 рази. Подальше збільшення C_m не знижує рівні перенапруг, а лише збільшує час перехідного процесу й енергію, виділену в місці ушкодження.

2. За результатами виконаних досліджень перенапруг у розподільчих мережах при ОЗЗ встановлено, що введення в коло нейтралі високоомного резистора R_N опором 900-2800 Ом, за якого $I_{a*}=0,5I_c$, дозволяє знизити їх рівні в ушкодженій і неушкодженій фазах до $2,7U_{фм}$.

3. Визначено, що обмежити перенапруги в розподільчих мережах до необхідних рівнів можливо із застосуванням нелінійних обмежувачів перенапруг (ОПН), які спрацьовують при горінні дуги в неушкоджених фазах, а в процесі відновлення напруги - в ушкодженій фазі.

4. Установлено, що навантажувальні впливи на ОПН (струми та енергія, виділена на них за час існування ОЗЗ) зростають за повторних запалювань дуги, малих опорів кола замикання на

землю і зі зменшенням коефіцієнта обмеження. За $k_{ор}=1,8$ і різних значеннях параметрів мережі за час півперіоду напруги мережі $T_c/2$ виділяється енергія $W=690-2100$ Дж.

Список літератури

1. Толмачов С.Т., Барановська М.Л. Моделювання процесів дугових замикань на землю в мережах з ізольованою нейтраллю // Вісник ВПІ. - 1997. - №4. - С. 36-40.
2. Барановская М.Л. Влияние междуфазной емкости на частоту и затухание переходных процессов при однофазных замыканиях на землю // Разработка рудных месторождений. - Кривой Рог. - 1998. - №65 - С. 30-34.
3. Барановская М.Л. Моделирование переходных процессов в распределительной сети при замыканиях на землю с учетом активных проводимостей изоляции // Книга за матеріалами п'ятої міжнар. конф. "Контроль і управління в технічних системах" (КУТС-97). - Том 3. - Вінниця: "УНІВЕРСУМ-Вінниця". - 1999. - С. 21-26.
4. Барановская М.Л. Влияние высокоомного резистора в нейтрали на дуговые перенапряжения в распределительных сетях // Разработка рудных месторождений. - Кривой Рог. - 2000. - №72. - С. 72-78.
5. Сінолиций А.П., Барановська М.Л. Вплив міжфазної ємності на процес відновлення напруги на пошкодженій фазі в кар'єрних розподільчих мережах // Научные труды КГПИ "Проблемы создания новых машин и технологий". - Выпуск 1. - Кременчуг: Научно-исследовательская часть КГПИ. - 2001. - С. 297-299.
6. Барановская М.Л. Рациональные методы ограничения перегрузок по напряжению карьерного электрооборудования при однофазных замыканиях на землю в питающих цепях. // Научно-технический сборник. Разработка рудных месторождений. 85выпуск. Криворожский технический университет. - Кривой Рог. -2004. - С. 99-102.

Рукопис продано до редакції 19.03.12

УДК 622.625.28-83

О.Н. СИНЧУК, д-р техн. наук, проф., Э.С. ГУЗОВ, И.О. СИНЧУК, кандидаты техн. наук, доц., А.В. ОМЕЛЬЧЕНКО, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

Д.А. ШОКАРЕВ, ст. преподаватель, Е.И. СКАПА, аспирант

Кременчугский национальный университет им. Михаила Остроградского

К ВОПРОСУ СТРАТЕГИИ СОЗДАНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОГО И БЕЗОПАСНОГО В ЭКСПЛУАТАЦИИ ДВУХОСНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА ДЛЯ РУДНЫХ ШАХТ

В статье приведены результаты исследований по поиску и созданию энергоэффективного и безопасного в эксплуатации электровоза для рудных шахт – контактно-аккумуляторного. Приведен разработанный закон и алгоритм управления тяговым электротехническим комплексом, его структура для данного вида электровоза.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. На отечественных предприятиях горно-металлургического комплекса с технологиями подземной добычи полезных ископаемых (шахты, рудники) эксплуатируется около 3,5 тысяч - двадцати типов двоосных контактных и аккумуляторных электровозов [1]. Около 80 % данного электровозного парка составляют аккумуляторные виды и 20 % - контактные.

Последние используются на всех рудных шахтах и частично, в ряде случаев, регламентированных соответствующими правилами [2], на угольных. Контактные электровозы за более чем столетний опыт эксплуатации в подземных выработках показали свою непривередливость в обслуживании и эксплуатации, а главное, при прочих равных факторах то, что они значительно дешевле своих прототипов - аккумуляторных, которые ко всему имеют недостаточный для рудных шахт сцепной вес и требуют дополнительно специальных дорогостоящих аккумуляторов и стационарных зарядных станций.

Вместе с тем, контактные электровозы в силу наличия контактного провода (КП) как элемента тяговой сети в условиях подземных выработок являются причиной поражения горнорабочих электрическим током при их несанкционированном, но весьма вероятном по технологии ведения горных работ прикосновении к нему.

Только в 2011 г. на шахтах (рудниках) Криворожского железорудного бассейна произошло несколько несчастных случаев поражения горнорабочих электрическим током при касании КП, в т.ч. со смертельным исходом. Парадоксально, но возникают, хотя и наивные по своей сути, но все же предложения замены электровозной откатки в шахтах Кривбасса на альтернативные - другие виды. Такая постановка задачи обеспечения безопасности - это явное непонимание состояния вопроса, но важно и безусловно то, что проблему безопасности людей в шахтах от касания КП необходимо решать.

Исследования всех «за» и «против» высветили возможным и одновременно реальным направлением технического компромисса создание на базе контактных видов нового подвида электровозов - контактно-аккумуляторных [3].

Достижение желаемой эффективности (в том числе энергоэффективности) путем создания такого электровоза должно базироваться на современном типе и структуре тягового электротехнического комплекса (ТЭТК).

Существующие же ТЭТК не отвечают современным условиям по причине:

значительных потерь энергии в реостатах, составляющих около 30 % от общей потребляемой энергии;

низкой надежности тяговых двигателей постоянного тока, срок службы которых часто не превышает нескольких месяцев и больших затрат на их ремонт и эксплуатацию;

низкой надежности контроллеров и контакторов системы управления;

большой опасности для машиниста электровоза по причине присутствия силового контроллера, коммутирующего значительные по величине токи в кабине машиниста, крышки которых легко прожигаются электрической дугой;

невозможности в полной мере реализовать тяговые возможности электровоза ступенчатого регулирования в силу напряжения питания на зажимах тяговых электрических двигателей (ТЭД);

отсутствие возможности применить устройства автоматизации управления режимами работы электровозосоставов.

Как показывают результаты исследований [3], достичь требуемой эффективности функционирования рудничных видов электровозов можно, применив на них ТЭТК типа: IGBT-преобразователь - асинхронные тяговые двигатели с микропроцессорной системой управления. При этом по сравнению с ТЭТК постоянного тока ожидаемы следующие преимущества данного варианта:

повышение в 4-5 раз надежности тяговых асинхронных двигателей (ТАД) и безопасности их эксплуатации в условиях повышенной опасности, каковыми являются шахты и рудники;

возможность ожидаемого снижения габаритов тяговых двигателей и увеличения их мощности на 20 % в рамках существующих массогабаритных показателей;

снижение стоимости ТАД по сравнению с ТЭД постоянного тока при тех же мощностях;

исключение частот вращения тяговых двигателей, превышающих допустимые (разносные);

получение более высокого к.п.д. всей тяговой системы на 2-4%;

значительное снижение (в 2-3 раза) затрат на обслуживание и ремонт ТАД;

плавное бесступенчатое регулирование тягового и тормозного усилия электровоза;

возможность функционирования в синергетическом варианте - контактно-аккумуляторный электровоз.

Однако воплощение всех достоинств ТЭТК с ТАД в новый вид рудничного электровоза возможно только на основе обоснованного алгоритма управления, реализующего закон оптимального управления эффективной структурой тягового комплекса [4].

Анализ исследований и публикаций. Основной из причин задержки в освоении серийного выпуска ожидаемых промышленностью новых энергоэффективных образцов, каковыми являются ТЭТК: «IGBT-преобразователи асинхронные тяговые двигатели», является отсутствие обоснования тяговых координат (параметров) - слагаемых для реализации закона управления всем тяговым комплексом в целом [3, 4].

Известные исследования в области разработки тяговых электротехнических систем с асинхронными ТЭД для рудничных электровозов (как впрочем и самих электровозов) имели направленность скорее конструктивной реализации [3]. При этом по ряду причин не был решен в частности один из главных вопросов на пути реализации таких ТЭТК - минимизация до требуемого уровня степени жесткости электромеханических характеристик тяговых асинхронных электрических двигателей [3].

Постановка вопроса. Целью исследований является обоснование и разработка алгоритма управления частотой вращения асинхронных тяговых электрических двигателей и на этой основе - эффективной структуры ТЭТК для нового вида отечественных рудничных электровозов - контактно-аккумуляторных.

Изложение материала и результаты. Разработка закона и алгоритма управления. Тактику строения систем управления тяговых электротехнических комплексов целесообразно рассматривать в увязке с совершенствованием характеристик электровозов и добавлением новых тяговых возможностей, т.е. решать задачу комплексно.

Главнейшими техническими параметрами электровозов являются масса, скорость и сила тяги. При этом мощность равна

$$P = F \cdot v,$$

где F - сила тяги, Н; v - скорость, м/с.

При сохранении мощности привода для условий движения в рудных шахтах целесообразно увеличить силу тяги и уменьшить скорость, т.к. скоростные характеристики существующих электровозов не реализуются, – по условиям безопасности движения скорости ограничиваются значениями 5-10 км/час.

Как известно [4], сила тяги может быть увеличена как за счет увеличения веса электровоза, так и за счет применения плавного автоматизированного управления электроприводом.

В данной статье предлагается для новых электровозов при сохранении тех же параметров привода увеличить массу электровозосостава приблизительно на 20% путем реализации закона оптимального управления ТЭТК. Обозначим этот тип электровоза К16А – контактный (контактно-аккумуляторный), массой 16 тонн, с асинхронным тяговым приводом.

В частности, при выборе параметров ТАД необходимо, конечно, учитывать тот факт, что естественные механические характеристики асинхронных двигателей очень жесткие и мало-пригодные для условий электрической тяги. Но современные способы и средства регулирования ТЭТК позволяют получить более совершенные ожидаемые тяговые характеристики.

Академиком М.П. Костенко установлен закон оптимального регулирования, в соответствии с которым получаются наилучшие ККД и коэффициент мощности [2]. Согласно этому закону

$$\frac{u_n}{u} = \frac{f_n}{f} \sqrt{\frac{M}{M_n}}, \quad (1)$$

где u и u_n – действительное и номинальное значение напряжения, В; f и f_n – действительное и номинальное значение частоты, Гц; M и M_n – действительное и номинальное значение вращающего момента, Нм.

Преобразуя уравнение (3) путем подстановки вместо моментов силу тяги, получим

$$\frac{u_n}{u} = \frac{f_n}{f} \sqrt{\frac{F}{F_n}}. \quad (2)$$

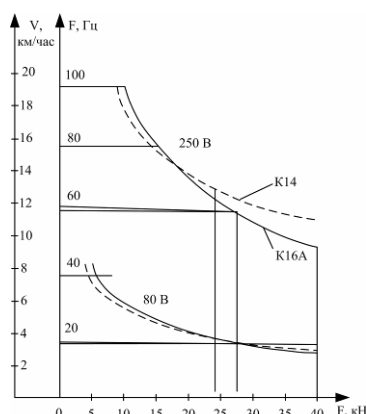
Если в процессе регулирования задавать напряжение u , а тяговое усилие F будет определяться условиями движения, то частота f должна быть, Гц

$$f = f_n \frac{u}{u_n} \sqrt{\frac{F_n}{F}}. \quad (3)$$

В соответствии рассмотренным законам оптимального регулирования построены (рис. 1) рабочие тяговые характеристики электровоза К16А (сплошная линия) при работе в режиме питания от контактной сети ($U_c=275В$) и при питании от аккумуляторной батареи ($U_6=80В$).

Рис. 1. Тяговые характеристики электровозов К14 и К16А при напряжениях питания 250 и 80В при коэффициенте сцепления колес с рельсами: ($\psi = 0,25$)

Как видим, получен требуемый вид тяговых характеристик, напоминающий «мягкие» и даже близкие к форме характеристик двигателей постоянного тока последовательного возбуждения (пунктирные линии), которые, как известно, в условиях электрической тяги по сравнению с жесткими характеристиками имеют ряд преимуществ: более равномерное распределение нагрузок между тяговыми двигателями, меньшее влияние изменений условий движения и изменений напряжения в контактной сети, а также меньше мощность, потребляемая из сети [4].



При необходимости в данном виде ТЭТК может быть предусмотрено также ограничение скорости по условию допустимого тормозного пути.

Т.е. реализация полученного закона (алгоритма) управления позволяет получить ожидаемые тяговые координаты электровоза, но при условии выбора эффективной структуры ТЭТК.

Структура тягового электротехнического комплекса.

Упрощенная схема контактно-аккумуляторного электровоза с асинхронным приводом приведена на рис. 2.

Двигаясь по главным выработкам, электровоз работает в контактном режиме, получая питание от контактного провода КП через токосъемник ХА. Далее через автоматический выключатель QF1 напряжение поступает на входной фильтр, который является общим для системы управления электроприводом и зарядного устройства.

Частота вращения тяговых электрических двигателей регулируется автономными инверторами напряжения И1, И2, собранными на силовых транзисторах IGBT. Диапазон регулирования частоты на выходе инверторов 2-100 Гц. При регулировании задается напряжение на двигателях, а частота автоматически перестраивается в зависимости от задаваемого напряжения и существующей в данный момент силы тяги электровоза.

В результате такого способа регулирования электромеханические характеристики привода получаются мягкими, напоминающими по форме характеристики двигателей постоянного тока последовательного возбуждения. Это обеспечивает оптимальный режим работы как самого электропривода, так и системы тягового электроснабжения.

Предусматривается также электрическое торможение тяговых двигателей. При этом отключается контактор KM1 и энергия торможения от двигателей M1, M2 через инверторы отдается тормозному резистору RT. Интенсивность торможения регулируется тормозным чоппером на транзисторе VT.

Для режима автономного функционирования, когда питание ТЭТК электровоза осуществляется от вспомогательной аккумуляторной батареи АБ, достаточная требуемая емкость батареи - 350-400 Аг, ($U_n=80$ В).

При работе электровоза на главных выработках - под контактной сетью - происходит автоматическая подзарядка аккумуляторной батареи от контактной сети с помощью зарядного устройства ЗУ.

Система управления электроприводом обеспечивает плавное регулирование тока и тягового усилия, а также защиту от буксования. За счет этого максимальное тяговое усилие может быть дополнительно увеличено на 10-20 %. В итоге максимальная сила тяги электровоза увеличивается на 20-30 % и он будет устойчиво перевозить составы не из 10, а из 12 вагонеток грузоподъемностью 10 т.

За счет полного регулирования также снижается вероятность и интенсивность буксования, что уменьшит износ колес и рельсов, а также расход энергии.

Микропроцессорная система управления легко приспосабливается для дистанционного управления электровозами при выполнении погрузочных и разгрузочных работ.

Выводы и направление дальнейших исследований. 1. Эффективным направлением создания энергоэффективного и безопасного в эксплуатации рудничного электровоза является контактно-аккумуляторный с асинхронным тяговым приводом.

2. Применение закона оптимального регулирования электротехническим комплексом на базе IGBT-инверторов и ТАД позволит:

получить требуемые «мягкие» характеристики тягового комплекса;

увеличить тяговое усилие электровоза на 20 % при сохранении мощности за счет увеличения сцепной массы и понижения скорости движения локомотива;

повысить за счет увеличения массы электровоза и плавного бесступенчатого регулирования частоты вращения ТАД производительность электровозов на 20 %.

3. За счет устранения контактного провода в наиболее опасных местах - погрузочных выработках - существенно повышается безопасность всех видов работ в погрузочных выработках.

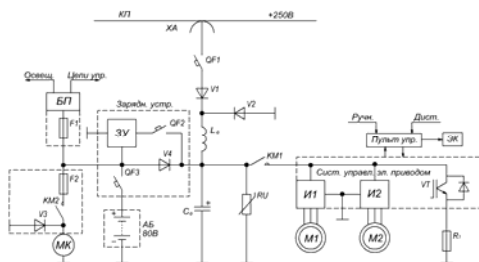


Рис. 2. Упрощенная принципиальная схема рудничного контактно-аккумуляторного электровоза с асинхронным тяговым электроприводом

4. Одновременно устраняются значимые для предприятий затраты на сооружение и эксплуатацию контактных сетей в погрузочных выработках, общая протяженность которых составляет около 30 % протяженности контактной сети шахты.

5. Применение асинхронного частотно управляемого привода позволяет уменьшить расход электроэнергии на электровозном транспорте на 25-35 %.

6. По сравнению с двигателями постоянного тока в 4-5 раз снижаются затраты на ремонт и эксплуатацию асинхронных тяговых двигателей.

7. Применение бесконтактного регулирования вместо силовых контроллеров в несколько раз повышает надежность системы управления и рудничного электровоза.

8. Плавное регулирование силы тяги и ограничение максимальных усилий позволяет более чем в 4 раза увеличить надежность элементов механических передач электровоза.

9. За счет увеличения массы электровоза и плавного регулирования масса состава может быть увеличена на 20-30 %.

10. Применение автоматического (дистанционного) управления электровозами при погрузочно-разгрузочных работах позволяет уменьшить затраты труда и увеличить производительность работы ВШТ на 15-25 %.

11. Автоматизация процессов управления повышает их эффективность, безопасность и упрощает работу машиниста, сводя ее фактически к наблюдательно-контролирующему процессу с его стороны.

12. Отсутствие контактного провода в зонах загрузки исключает опасные технологические манипуляции с токоъемником, а изъятие силового контроллера с кабины машиниста дополнительно способствует повышению безопасности работы.

Список литературы

1. Дебелый В.Л. Основные направления развития шахтного локомотивного транспорта / В.Л. Дебелый, Л.Л. Дебелый, С.А. Мельников // Уголь Украины.-2006.-№6.-С.30-31.

2. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. К.: Техніка, 2009. – 385 с.

3. Синчук О.Н. Контактного-аккумуляторный шахтный электровоз с тяговым электротехническим комплексом: IGBT-инвертор-асинхронный электрический двигатель / О.Н. Синчук, И.О. Синчук, Д.А. Шокарев, Е.И. Скапа, Ф.И. Караманиц // Науковий журнал. Вісник СНУ ім. В.Даля – №4 (158) – часть 1.

4. Синчук О.Н. О реализации закона оптимального управления тяговым электротехническим комплексом/Шокарев Д.А., Скапа Е.И., Гузов Э.С., Синчук И.О./Журнал «Електротехнічні та комп'ютерні системи» - 2011.-№03(79).-С.140-141.

Рукопись поступила в редакцию 16.02.12

УДК 622.794

В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Донецький національний технічний університет
О.А. КРУТЬ, д-р техн. наук, УкрНДІПроект, Ю.Г. СВІТЛИЙ, канд. техн. наук, доц.,
заступник директора з наукових питань НВО „Хаймек”

ВИКОРИСТАННЯ ЕФЕКТУ РЕБІНДЕРА ПРИ ПІДГОТОВЦІ ВОДОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА

Досліджено прояв ефекту Ребіндера (адсорбційне зниження міцності) при подрібненні вугілля в процесі підготовки водовугільного палива. Установлено, що зволоження вугілля перед його подрібненням зменшує його міцність, підвищує дробимість, що спричиняє суттєве збільшення виходу тонких класів крупності. Це, у свою чергу, обумовлює покращення технологічних характеристик водовугільного палива (ВВП), а саме: зменшення в'язкості суспензії, збільшення агрегативної і седиментаційної стійкості водовугільного палива.

Ключові слова: водовугільне паливо, подрібнення вугілля, ефект Ребіндера.

Постановка проблеми та стан її вивчення. Проникнення води в поровий простір викликає зміну механічних властивостей твердих тіл унаслідок фізико-хімічних процесів, що обумовлюють зменшення поверхневої (міжфазної) енергії тіла (так званий ефект Ребіндера, 1928 р.) [1-3]. Зокрема, проникнення водної фази проявляється в зниженні міцності і підвищенні крихкості, пластичності твердих тіл, що полегшує їх руйнування, диспергування. Сучасне теоретичне пояснення механізму дії ефекту Ребіндера включає, по-перше, розклинювальну дію адсорбованих у верхів'ях тріщин (дислокацій) молекул, особливо молекул поверхнево-активних речовин (ПАР), по-друге, охолодження мікротріщин розміром у декілька атомів кристалічної ґратки у водному середовищі й у такий спосіб унеможливлення їх «заживлення». Наступні механічні

впливи розширюють ці мікротріщини, що спричиняє більш легке і менш енерговитратне руйнування твердого тіла.

Відомо, що при зволоженні кам'яного вугілля міцність його знижується на 18-20 %. Ще більшого позитивного ефекту (адсорбційного зниження міцності вугілля мінімум у 2 рази) можна досягти в разі насичення вугільної маси розчинами поверхнево-активних речовин [4].

У роботі [4] емпірично виявлено вплив попереднього зволоження вугілля на реологічні характеристики водовугільної суспензії, але теоретична інтерпретація цього явища відсутня.

Мета статті - дослідження прояву ефекту Ребіндера на характеристики водовугільного палива і їх теоретична інтерпретація.

Викладення основного матеріалу. При приготуванні ВВП як вихідне прийняте вугілля марки «Г» зольністю $A^d = 16,5$ % при вологості $W_t = 12,0$ %, крупністю 0-3 мм. Хімічна добавка - пластифікатор "Дофен" (у кількості 1 % на суху масу). Порівнювалися варіанти помелу вугілля з попереднім зволоженням і проникненням води в пори і без зволоження (тобто в умовах за яких мало місце *адсорбційне зниження міцності вугілля (ефект Ребіндера)*, і в звичайних умовах - без адсорбційного зниження міцності вугілля).

Обидва технологічних варіанти приготування водовугільного палива були проведені при одній і тій же продуктивності млина, а також рівній кількості й однаковому співвідношенні компонентів водовугільного палива, коли масова концентрація його становила 62 %. Якість готового водовугільного палива оцінювалася за гранулометричним складом подрібненого продукту, реологічними характеристиками і седиментаційною стійкістю. Гранулометричний склад вихідного продукту до подрібнення наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Гранулометричний склад вугілля до подрібнення

Класи крупності, мм	Вихід класу, %	Сумарний вихід класів, %
+ 3	8,90	8,90
1,0 – 3,0	19,65	28,55
0,5 – 1,0	18,10	46,65
0,2 – 0,5	15,50	62,15
0,1 – 0,2	5,00	67,15
0,08 – 0,1	4,95	72,109
0 – 0,08	27,90	100,0
Всього	100,0	

Гранулометричний склад продукту подрібнення в кульовому млині зі зволоженням вугілля перед подрібненням і без зволоження наведено в табл. 2.

Таблиця 2

Гранулометричний склад подрібненого вугілля

Класи крупності, мм	Без попереднього зволоження		З попереднім зволоженням	
	вихід класу, γ %	сумарний вихід, Σγ %	вихід класу, γ, %	сумарний вихід, Σγ %
0,30 – 0,50	1,86	1,86	0,50	0,50
0,25 – 0,30	4,37	6,23	2,50	36,90
0,10 – 0,25	18,12	24,35	8,80	11,80
0,08 – 0,10	15,29	39,64	19,20	31,00
0,04 – 0,08	7,44	47,08	5,90	36,90
0,00 – 0,04	52,92	100,0	63,10	100,0
Всього	100,0	–	100,0	–

Порівняння варіантів подрібнення (див. табл. 2) показує, що в першому випадку (без попереднього зволоження) вміст класу +0,1 мм складає 24,35 %, а в другому – 11,8 %. Відповідно, класу 0-0,04 мм 52,92 % проти 63,1 %, а класу – 0,02 мм 24,0 % проти 29,3 %.

Одночасно вимірювалася в'язкість і статична стабільність ВВП при зберіганні. Одержані дані показують меншу в'язкість, більшу агрегатну і седиментаційну стійкість водовугільного палива, виготовленого за другим технологічним варіантом (з попереднім зволоженням), рис. 1,2.

Статична седиментаційна стабільність ВВП оцінювалася за відношенням вмісту вугілля в зразках з верхньої і нижньої частин об'єму водовугільної суспензії у вертикальному циліндрі після зберігання протягом різного періоду часу. Інтенсивність деградації, тобто зміна реологічного стану водовугільної суспензії, визначалася шляхом вимірювання дотичних напружень зсуву при градієнті швидкості з 9^{-1} і температурі 20 °C відразу після приготування і через певні проміжки часу з попереднім перемішуванням досліджуваного зразка.

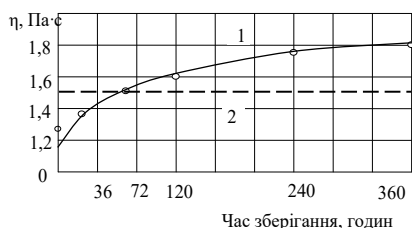


Рис. 1. Зміна в'язкості ВВП при зберіганні. 1,2 - подрібнення без і з попереднім зволоженням відповідно



Рис. 2. Статична стабільність ВВП при зберіганні: 1,2 - подрібнення без і з попереднім зволоженням відповідно

Виходячи з призначення ВВП, граничним з огляду його якості приймали таке значення дотичного напруження зсуву, при якому ефективна в'язкість з цим градієнтом швидкості не перевищує 1,2-1,8 Па·с.

Порівняльний аналіз водовугільних суспензій, приготовлених з попереднім зволоженням вугілля і без, показує, що і в першому, і в другому випадках відразу після приготування вони мають задовільну текучість і стабільність, яка задовільняє вимоги до котельного палива.

Виконані дослідження показали, що за статичною і динамічною седиментаційною стабільністю, агрегатною стійкістю і реологічними характеристиками водовугільна суспензія, приготовлена без попереднього зволоження вугілля, поступається приготовленій з попереднім зволоженням.

Розшарування суспензії, приготовленої без попереднього зволоження вугілля при масовій концентрації, що до рівнює 62 %, відбувається вже через добу з утворенням щільного і вельми в'язкого осаду. При зниженні масової концентрації такої водовугільної суспензії до 60 % за інших рівних умов розшарування її відбувається вже протягом двох годин. При зберіганні протягом 360 годин (15 діб) дотичне напруження та ефективна в'язкість при швидкості зсуву, що до рівнює 9 c^{-1} , збільшуються в 1,5 рази.

На відміну від водовугільної суспензії, приготовленої без попереднього зволоження вугілля (рис. 3), суспензія, приготована з попереднім зволоженням компонентів, має кращі параметри агрегативної стійкості і статичної стабільності.

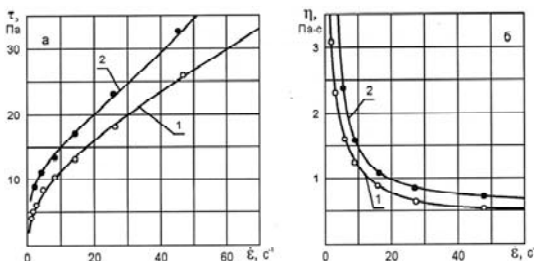


Рис. 3. Залежність дотичних напружень а та ефективної в'язкості б від градієнта швидкості (швидкості зсуву): 1,2 - подрібнення без і з попереднім зволоженням вугілля відповідно

Водовугільне паливо, виготовлене з попереднім зволоженням вугілля, при масовій концентрації $C=62\%$ не розшаровується як мінімум протягом 10 діб, а зі збільшенням концентрації до $C=64\%$ статична стабільність його зберігається протягом 15 діб. При цьому спостерігається лише

незначний перерозподіл в контрольному зразку концентрації та гранулометричного складу твердої фази по висоті циліндра.

Порівняльну оцінку основних властивостей і параметрів водовугільних суспензій при масовій концентрації $C=62\%$, приготованих за різними варіантами технологій, наведено в табл. 3.

Аналіз наведених в табл. 3 даних показує, що реологічні параметри водовугільної суспензії, приготовленої з попереднім зволоженням вугілля, залишаються практично незмінними.

Таблиця 3

Основні параметри і властивості водо вугільних суспензій*

Параметри	Варіант	Час зберігання суспензії, годин					
		0	24	72	120	240	360
Дотичне напруження зсуву τ (Па) при швидкості зсуву $\dot{\epsilon} = 9 \text{ c}^{-1}$	1	10,5	12,5	13,6	14,2	16,0	16,2
	2	13,5	13,4	13,5	13,6	13,6	13,5
Ефективна в'язкість η (Па·с) при швидкості зсуву $\dot{\epsilon} = 9 \text{ c}^{-1}$	1	1,17	1,39	1,51	1,58	1,78	1,80
	2	1,50	1,49	1,50	1,51	1,51	1,51
Статична стабільність, %	1	100	96,8	90,8	85,0	74,6	66,7
	2	100	100	100	100	99,6	98,8

*1, 2 – подрібнення без і з попереднім зволоженням вугілля відповідно

Отже, виконані експериментальні дослідження показують, що введення в технологічний процес приготування водовугільного палива додаткової операції попереднього зволоження ву-

гілля (перед подрібненням) дозволяє при інших рівних умовах забезпечити більш тонкий помел вугілля в кульовому млині і значно збільшити вихід класів, що визначають реологічні характеристики суспензії та агрегативний стан дисперсної системи.

Висновки. Зафіксоване покращення технологічних характеристик водовугільного палива (ВВП) при попередньому зволоженні вугільної маси перед її подрібненням у процесі приготування ВВП, а саме: зменшення в'язкості суспензії, збільшення агрегативної і седиментаційної стійкості водовугільного палива, може бути пояснене адсорбційним зниженням міцності, відомим як «ефект Ребіндера». Прояв ефекту Ребіндера обумовлює можливість більш тонкого і менш енерговитратного помелу вугілля, що й зумовлює покращення його технологічних характеристик.

Разом з тим, залишається недослідженим аспект поверхневих характеристик новорозкритої вугільної поверхні. Вивчення впливу попереднього зволоження вугілля на дзета-потенціал подрібненого вугілля – перспективний напрямок подальших досліджень.

Список літератури

1. **Вольнский А.Л.** Эффект Ребиндера в полимерах // Природа. №11, 2006. - С. 11-18.
[Електронний ресурс] Режим доступу : http://vivovoco.rsl.ru/vv/journal/nature/11_06/crazying.htm
2. **Горюнов Ю. В., Перцов Н. В., Сумм Б. Д.** Эффект Ребиндера. - М., 1966.
3. **Ребиндер П.А., Щукін Е.Д.,** Поверхностные явления в твердых телах в процессах их деформации и разрушения // «Успехи физических наук», 1972. - т. 108, в. 1. - С. 3.
4. **Круть А.А.** Технология приготовления водовугільного топлива с предварительным смешением исходных компонентов / **А.А.Круть, Ф.А.Папаяни** // 36. наук. праць Національної гірничої академії. – Дніпропетровськ, 2001. - № 3. – С. 111-118.

Рукопис подано до редакції 15.03.12

УДК 621.771.2-52

В.И. БОЙКО, д-р техн. наук, проф., **И.А. АЛЕКСЕЕВ**, канд. техн. наук,
В.О. УСТИМЕНКО, ассистент, Днепродзержинский государственный университет

АДАПТИВНАЯ КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ НАКАТКИ ОРТОПЕДИЧЕСКИХ ПРОФИЛЕЙ

В работе рассмотрена структура и основные принципы построения адаптивной комбинированной системы управления процессом валковой накатки медицинских цилиндрических профилей повышенной точности. Приведены результаты экспериментального подтверждения эффективности применения предлагаемой системы управления.

Современная номенклатура осесимметричных цилиндрических и резьбовых профилей, используемых при изготовлении ортопедического оборудования, предъявляет повышенные требования к точности, прочности, износостойкости и шероховатости рабочей поверхности. Одним из наиболее универсальных, позволяющим в большинстве случаев сократить количество операций по обработке поверхности, является метод поперечно-профильной накатки [1]. На территории Украины распространение получили универсальные профиленкатные машины серии UPWS (Германия) и их аналоги производства ближнего и дальнего зарубежья (Россия, Швейцария, Япония и т.д.), позволяющие реализовать данный метод формообразования. Совмещение задач скоростного перемещения и точного позиционирования в системе управления приводом подвижного суппорта, реализованной в машинах указанного типа, является антагонистичным и не позволяет без организации дополнительных процедур управления обеспечить возросшие требования к механическим и геометрическим параметрам накатываемого профиля.

Устранение данного недостатка требует разработки системы управления формообразованием с использованием принципов адаптации (самоприспособления). Структурная схема системы показана на рис. 1.

Для управления процессом формообразования используются следующие датчики технологической информации:

1. ДД - датчик давления рабочей жидкости в полости гидравлической системы привода подвижного инструмента;
2. ДП - датчик перемещения подвижного суппорта в ходе формообразования;
3. ДС - датчик электрического сопротивления очага деформации;
4. ДТ - датчик температуры накатного инструмента.

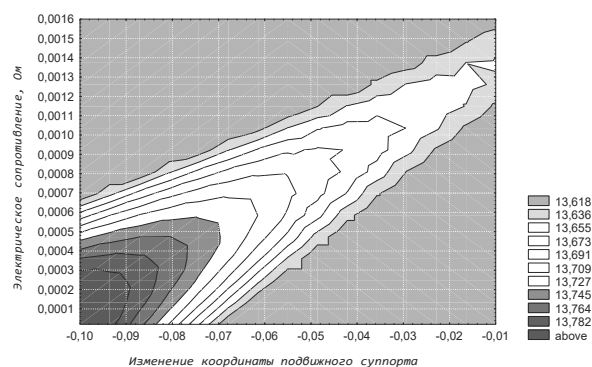


Рис. 1

давления рабочей жидкости в полости гидроцилиндра.

4. Нечеткий регулятор управления.

5. Контур адаптации базы правил нечеткого регулятора.

Основной контур предназначен для компенсации изменений прокатного зазора, появляющихся при накатке профиля под влиянием входной разнотолщинности.

В этом контуре текущее значение зазора сравнивается с базисным и пропорционально полученной разности вычисляется управляющее воздействие

$$S_{p1} = \gamma_1 \cdot (S_{0t} - S_{0b}), \quad (1)$$

где базисное значение S_{0b} определяется как

$$S_b = \begin{cases} S_b(i-1) + \frac{1}{i} (\bar{S}_i - S_b(i-1)) & \text{при } i < 10 \\ S_b(9) + \frac{1}{10} (\bar{S}_{(10)} - S_b(9)) & \text{при } i \geq 10 \end{cases} \quad (2)$$

Значение S_b определяется после накатки десяти профилей на заготовках с одинаковым средним диаметром, с полем допуска соответствующему классу резьбы, затем принимается постоянным при накатке данной партии.

Коэффициент γ_1 устанавливается опытным путем и уточняется в ходе накатки в контуре адаптации.

Разомкнутый контур регулирования по возмущению предназначен для компенсаций изменений прокатного зазора, происходящего под влиянием нагрева и износа инструмента. Регулирующее воздействие S_{p2} в этом контуре определяется как сумма постоянной и переменной во времени составляющих

$$S_{p2} = S_{p2 \text{ const}} + K_{S_{p2}} t, \quad (3)$$

где первая составляющая обусловлена закономерностью износа инструмента, а вторая – нагревом инструмента в ходе формообразования.

Контур регулирования по отклонению давления рабочей жидкости в полости гидроцилиндра предназначен для стабилизации усилия прижима подвижного инструмента в горизонтальной плоскости в случае применения специфических методов повышения точности профиля непосредственно после накатки или без проведения процедуры выдавливания профиля. К ним относятся калибровка, выравнивание, балансировка относительно центральной оси заготовки (для стоматологического инструмента). Управляющее воздействие определяется из выражения

$$S_{p3} = P_b - P_t, \quad \text{где } P_b = \text{const}. \quad (4)$$

Нечеткий регулятор предназначен для определения управляющих воздействий на основании нечетких оценок состояния объекта управления с использованием лингвистической базы знаний.

Входные лингвистические переменные:

RE - изменение активного сопротивления очага деформации; SE – изменение координаты положения подвижного суппорта.

Выходные лингвистические переменные:

HP - изменение усилия прижима подвижного суппорта;

HN - изменение количества циклов нагружения.

Исполнительным механизмом является гидравлический привод подвижного инструмента с соответствующими электросиловыми цепями управления и таймером накатки.

Управление обеспечивается следующими пятью контурами регулирования:

1. Основной контур регулирования по текущему отклонению величины рабочего зазора (с полосой пропускания 0...5 Гц).

2. Разомкнутый контур регулирования по возмущению (нагреву и износу инструмента)

3. Контур регулирования по отклонению

Значения лингвистических переменных:

NB - отрицательное большое; NM - отрицательное среднее; NS - отрицательное малое; NO - отрицательное близкое к нулю; ZO - близкое к нулю; PO - положительное близкое к нулю; PS - положительное малое; PM - положительное среднее; PB - положительное большое.

Отрицательно большое и положительно большое отклонение положения суппорта и электрического сопротивления очага деформации от базовых значений соответствуют границам -20 и +20% соответственно.

Управляющие правила, связывающие лингвистические значения входных и выходных переменных, имеют вид: „Если изменение сопротивления очага деформации = A_i и, если изменение координаты положения подвижного суппорта = B_i , то изменение усилия прижима суппорта равно C_i и изменение количества циклов нагружения равно D_i ”, где A_i, B_i, C_i, D_i - лингвистические значения.

Работа нечеткого регулятора возможна только после синтеза математической модели, позволяющей прогнозировать параметры накатываемого профиля на основании нечетких оценок величины перемещения суппорта и электрического сопротивления очага деформации. Обучение происходит как в режиме стабилизации рабочего зазора между накатными роликами, так и при стабилизации усилия прижима инструмента.

В соответствие матрице возможных состояний процесса формообразования (рис. 2) ставится матрица управления (база правил).



Рис. 2.

ного критерия управления.

Если предположить, что каждое из состояний $\omega_i = \Omega$ потенциально достижимо и в каждом из них система характеризуется конечным вектором показателей качества $K = \langle k_j \rangle, j = \overline{1, m}$, чему однозначно соответствует вектор оценок $X = \langle x_j \rangle, j = \overline{1, m}$, компоненты которого образуют m -мерное пространство E_m , то задача поиска оптимального режима функционирования системы в конечном итоге сводится к задаче оптимального выбора в пространстве E_m .

На основании указанных допущений производится следующая постановка задачи:

1. Задается вектор оценок процесса формообразования $X_i = \langle x_{ij} \rangle, x_{ij} \in E_m, i = \overline{1, n}, j = \overline{1, m}$, однозначно соответствующий вектору K_i в любом из состояний системы $\omega_i = \Omega$.

2. Назначается вектор ограничений по величине каждого из показателей качества функционирования системы (минимальное значение величины наружного диаметра профиля и приращение электрического сопротивления очага деформации) $X_0 = \langle x_{0j} \rangle, x_{0j} \in E_m, j = \overline{1, m}$.

3. Оценки $x_{ij} \in E_m$ положительно ориентируются (максимизируются), т.е. для системы требуется, чтобы $x_{ij} \geq x_{0j}, i = \overline{1, n}, j = \overline{1, m}$.

Если $f(X_i)$ произвольная функция, удовлетворяющая принципам целевого предназначения системы, то задача выбора оптимального функционирования системы состоит в получении такого $X_i \in E_m$, при котором

$$X_{\text{opt}} = \text{extrf}(X_i), i = \overline{1, n} \quad (5)$$

$$\forall x_{ij} \in X_i : x_{ij} \geq x_{0j}, j = \overline{1, m} \quad (6)$$

Следовательно, задача оптимального выбора требует определения параметров системы, при которых максимизируются все оценки вектора показателей качества функционирования системы, причем на столько, чтобы они в итоге привели к экстремальному значению $f(X_i)$ и оказались, как минимум, не хуже предъявленных к ним требований.

Обобщенный мультипликативный критерий управления представлен в следующем виде [3]

$$[\bar{I}] = \begin{bmatrix} \bar{d}_{k11}^* \cdot p_{11} & \bar{d}_{k12}^* \cdot p_{12} & \dots & \bar{d}_{k1j}^* \cdot p_{1j} \\ \bar{d}_{k21}^* \cdot p_{21} & \bar{d}_{k22}^* \cdot p_{22} & \dots & \bar{d}_{k2j}^* \cdot p_{2j} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ \bar{d}_{kil}^* \cdot p_{il} & \bar{d}_{ki2}^* \cdot p_{i2} & \dots & \bar{d}_{kij}^* \cdot p_{ij} \end{bmatrix} \quad (7)$$

$$\bar{d}_{kij}^* = (\bar{d}_{kij} - d_{Hmin}) \geq 0,$$

где d_{kij} - среднее по выборке значение наружного диаметра накатанной резьбы при реализации выбранных управляющих воздействий, «доход»; d_{Hmin} - минимально допустимое значение наружного диаметра; p_{ij} - вероятность получения значения d_{kij} при выбранных параметрах формообразования.

Оптимальное управление соответствует функционированию системы в областях максимально возможных значений, достигаемых обобщенным критерием, что является следствием максимизации наружного диаметра накатываемого профиля и вероятности его получения при выбранных параметрах процесса накатки.

Контур функционирует следующим образом. На начальной стадии с одинаковыми вероятностями (равными $1/k$) выбираются все управления $u_1, \dots, u_k$ (усилие прижима инструмента и количество циклов нагружения заготовки) и по мере эволюции фиксируются совершаемые переходы $s \rightarrow s'$ и значения получаемых доходов ζ (косвенная оценка величины наружного диаметра профиля). По этой информации подсчитываются оценки: 1) вероятностей переходов, которые являются частотами

$$p_{ij}^{\vee}(u_l, t) = \frac{N_{ijl}(t)}{N_{il}(t)}, N_{il}(t) = \sum_{j=1}^m N_{ijl}(t), \quad (8)$$

где $N_{ijl}(t)$ есть число переходов к моменту t из состояния s_i в s_j при управлении u_l ; 2) - средних доходов

$$\bar{r}_{ij}(t) = \bar{r}(s_i, u_l, t) = \frac{1}{N_{ij}(t)} \sum_{h=1}^{N_{ij}(t)} x_h^{(i,l)}, \quad (9)$$

где $x_h^{(i,l)}$ означает величину дохода при h -м выходе из состояния s_i под действием управления u_l .

Оценки $p_{ij}^{\vee}(l, t)$ и $\bar{r}_{il}^{\vee}(t)$ являются состоятельными, т.е. при выполнении условия $\lim_{t \rightarrow \infty} N_{ijl}(t) = \infty$ они сходятся к истинным значениям оцениваемых параметров с заданной точностью. Полученные матрицы вероятности переходов и соответствующих им значений наружного диаметра профиля и величины приращения электрического сопротивления очага деформации автоматически заносятся в память компьютера и используются для уточнения базы правил нечеткого регулятора.

На рис. 3 приведены гистограммы распределения величины наружного диаметра для различных режимов функционирования системы управления при накатывании резьбы М14×1,25 с длиной профиля $l = 22$ мм, материал заготовки Ст.30, профиленакатная машина типа UPWS-16.

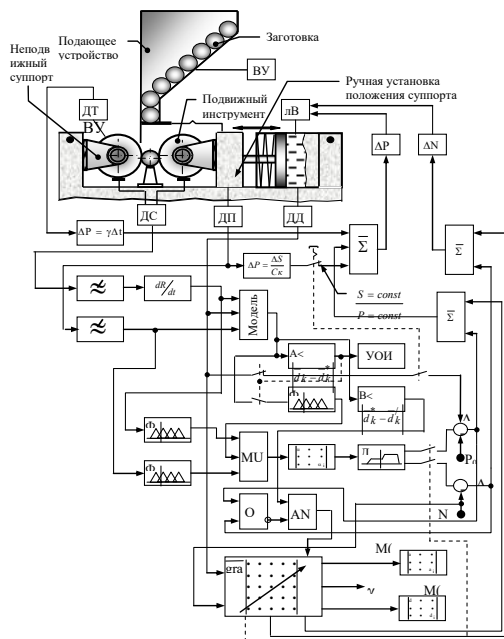


Рис. 3

Выводы. Получение профилей повышенной точности (6г и выше) для ортопедического оборудования на универсальных профиленактных полуавтоматах необходимо осуществлять при условии использования комбинированных адаптивных систем управления.

Список литературы

1. Бойко В.И. Оптимальное управление профилями. - Днепропетровск, ДДТУ, 1996. -272 с.
2. Сницаренко П.Н. Об одном подходе к решению задачи оптимизации в многокритериальном пространстве // Электронное моделирование. -2001. -Т.23.№25.- С.60-66.
3. Бойко В.И., Багрий В.В. Альтернативные стратегии управления агрегатно-модульными комплексами. - Днепропетровск, ДДТУ, 1999. -202 с.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 621.926:534.16

Е.В. КОЧУРА, д-р техн. наук, проф.
ЖАМИЛЬ АБЕДЕЛЬРАХИМ ЖАМИЛЬ АЛЬ САЯЙДЕ, аспирант
ГВУЗ «Национальный горный университет»

АВТОМАТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗАТОР ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ, ВСТРОЕННЫЙ В ПРОМЫШЛЕННЫЙ МАГНИТНЫЙ СЕПАРАТОР

Представлены функциональная схема и схема алгоритма автоматического анализатора выхода, извлечения, производительности, массовых долей железа в питании, концентрате, хвостах магнитного сепаратора по сигналам магнитной индукции в рабочих зонах магнитного сепаратора.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Достижение высоких технико-экономических показателей производства железорудного концентрата в значительной мере сдерживается отсутствием простых и надежных технических средств автоматического контроля основных технологических переменных процесса магнитного обогащения: массовых долей железа в продуктах обогащения, производительности магнитного сепаратора по магнитному продукту, извлечения железа и выхода концентрата. Известные технические средства, такие как рентгеновские и ультрафиолетовые анализаторы, достаточно сложны, дороги и не позволяют решать задачи комплексного контроля всех технологических переменных магнитного обогащения после каждой стадии обогащения каждой технологической секции магнитообогащительной фабрики, что необходимо для оперативного управления.

Анализ исследований и публикаций. В Национальном горном университете была предложена концепция применения промышленного магнитного сепаратора в качестве анализатора технологических переменных процесса обогащения по сигналам магнитной индукции в рабочей зоне сепаратора [1,2]. В работе [3] было предложено судить о массовой доле магнитного железа в концентрате по сигналу нормальной составляющей вектора магнитной индукции в зоне выделения концентрата. При этом в качестве чувствительного элемента используется линейный магнитный резистор из висмутосодержащей проволоки, размещенной на магнитной системе сепаратора в зоне его барабана. В работе [4] было предложено судить о массовой доли железа в хвостах по сигналу магнитной индукции пространственно распределенного магнитного поля в рабочей зоне выделения хвостов магнитного сепаратора. С целью повышения чувствительности метода в качестве чувствительного элемента использовалась измерительная сеть из магниточувствительных полупроводниковых резисторов, размещенных в два ряда в шахматном порядке в пазах магнитной системы вдоль образующей барабана сепаратора в зоне выделения хвостов. Экспериментальные исследования, выполненные в промышленных условиях,

Постановка задачи заключается в создании макета, встроенного в магнитный сепаратор, анализатора для автоматического контроля массовых долей железа в питании, концентрате и хвостах магнитного сепаратора, извлечения магнитного железа в концентрат и выхода концентрата. Функциональная схема анализатора процесса обогащения представлена на рис. 1.

Анализатор реализован на базе промышленного магнитного сепаратора. Обозначения на рис. 1: 1 - барабан сепаратора; 2 - магнитная система сепаратора; 3 - слой концентрата; 4,5,6 - чувствительные элементы из висмутосодержащей проволоки; 7 - напорный бак; 8 - гидравлическое успокоительное устройство; 9 - корпус сепаратора; 10 - электродвигатель барабана сепаратора; 11 - полый вал барабана; 12 -

BR_i, BK_i, BX_i - результаты измерений магнитных индукций соответственно в рабочих зонах подачи руды, выделения концентрата и хвостов; $\overline{BR}^{(j)}, \overline{BK}^{(j)}, \overline{BX}^{(j)}$ - среднеарифметические значения магнитных индукций соответственно в зонах подачи питания, выделения концентрата

и хвостов; $G^{(j)}$ - выход магнитного железа в j -м сепараторе; $E^{(j)}$ - извлечение магнитного железа в концентрат j -го сепаратора.

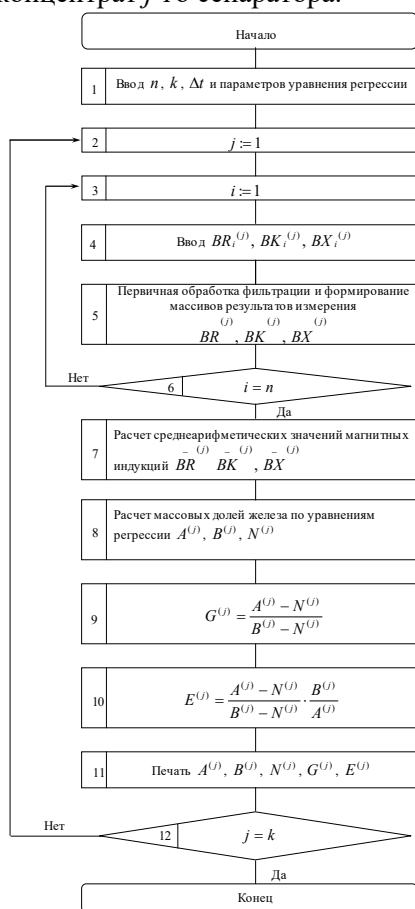


Рис. 2. Схема алгоритма расчета показателей обогащения

Среднеарифметические значения магнитных индукций рассчитываются по формулам

$$\overline{BR}^{(j)} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n BR_i^{(j)}, \quad (3)$$

$$\overline{BK}^{(j)} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n BK_i^{(j)}, \quad (4)$$

$$\overline{BX}^{(j)} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n BX_i^{(j)}. \quad (5)$$

Расчет массовых долей железа в питании $A^{(j)}$, концентрате $B^{(j)}$ и хвостах $N^{(j)}$ магнитного j -го сепаратора производится по уравнениям регрессии [1], [2]

$$A^{(j)} = a_{0j} + a_{1j} \overline{BR}^{(j)}, \quad (6)$$

$$B^{(j)} = b_{0j} + b_{1j} \overline{BK}^{(j)}, \quad (7)$$

$$N^{(j)} = n_{0j} + n_{1j} \overline{BX}^{(j)}, \quad (8)$$

где $a_{0j}, a_{1j}, b_{0j}, b_{1j}, n_{0j}, n_{1j}$ - коэффициенты уравнения регрессии, определяемые методом наименьших квадратов по результатам экспериментальных данных [3] и [4].

Для экспериментальной проверки возможности определения выхода и извлечения магнитного железа в концентрат по сигналам магнитной индукции были

проведены экспериментальные исследования в условиях секции фабрики обогащения №3 Лебединского ГОКа. В процессе нормальной эксплуатации в течении 22 рабочих смен регистрировались показания датчиков магнитной индукции в рабочих зонах магнитного сепаратора первой стадии обогащения типа ПБМ-ПР 1200/300, а также отбирались технологические пробы питания сепаратора, концентрата и хвостов. Отобранные пробы анализировались в центральной заводской лаборатории ЦЗЛ методом химического анализа на массовую долю железа в питании, концентрате и хвостах магнитного сепаратора. По результатам химического анализа рассчитывались выход концентрата $\gamma\%$ и извлечение магнитного железа в концентрат. Одновременно определялись по формулам (9) и (10) схемы алгоритма (рис. 2) расчетные значения выхода $\Delta\gamma = G$ и извлечение $\Delta\varepsilon = E$.

Результаты математической обработки результатов эксперимента частично представлены в работах [1] и [2]. Дополнительно были получены уравнения регрессии

$$\gamma = -0,049(\Delta\gamma)^2 + 2,78\Delta\gamma + 19,51, \quad (9)$$

$$\varepsilon = 0,161(\Delta\varepsilon)^2 - 3,742\Delta\varepsilon + 100,7. \quad (10)$$

Уравнения (9) и (10) являются уравнениями статических характеристик соответственно системы автоматического контроля выхода магнитного железа в концентрат и системы автоматического контроля извлечения магнитного железа в концентрат.

Точность системы автоматического контроля выхода магнитного железа в концентрат

$$T_\gamma = \frac{\delta_\gamma}{\gamma_{\max} - \gamma_{\min}} \cdot 100\% = \frac{0,421}{59 - 49} \cdot 100\% = 4,21\%, \quad (11)$$

где δ_γ - доверительный интервал уравнения регрессии (9); $\gamma_{\max}$ и $\gamma_{\min}$ - соответственно максимальное и минимальное значения выхода.

Точность системы автоматического контроля извлечения магнитного железа в концентрат

$$T_{\varepsilon} = \frac{\delta_{\varepsilon}}{\varepsilon_{\max} - \varepsilon_{\min}} \cdot 100\% = \frac{0,833}{99 - 79} \cdot 100\% = 4,17\%, \quad (12)$$

где δ_{ε} – доверительный интервал уравнения регрессии (10); $\varepsilon_{\max}$ и $\varepsilon_{\min}$ – соответственно максимальное и минимальное значения извлечения.

Выводы и направления дальнейших исследований. По сигналам магнитной индукции, измеренной в рабочих зонах подачи питания, выделения концентрата и хвостов, можно контролировать массовые доли железа в продуктах обогащения и рассчитывать извлечение и выход магнитного железа в концентрат с точностью менее 5% относительных единиц.

Дальнейшие исследования включают усовершенствование встроенного в магнитный сепаратор микропроцессорного анализатора процесса обогащения с целью повышения его точности.

Список литературы

1. **Кочура Е.В.** Способ автоматического контроля содержания магнитных фракций в продуктах обогащения магнитного сепаратора. А.С. 13753 41 (СССР). – Оpubл. 23.02.88. Бюл. №7 // Открытия. Изобретения, 1988.
2. **Кочура Е.В.** Способ автоматического контроля процесса магнитной сепарации. А.С. 1708423 (СССР). – Оpubл. 11.04.89. Бюл. №4 // Открытия. Изобретения, 1989.
3. **Кочура Е.В., Ислам Абдельхамид Юсеф Аль Бостанжи.** Метод автоматического контроля массовой доли железа в концентрате магнитного сепаратора // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №10. – С. 86-89.
4. **Убай Юсеф Саламах Аль Мададха.** Автоматический контроль массовой доли железа в хвостах магнитного сепаратора // Науковий вісник НГУ, 2009. – №1. – С. 66-68.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 681.326

О.В. ШАМРАЙ, канд. техн. наук, доцент, Н.Н. ШАПОВАЛОВА, викладач,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДИ ТЕСТУВАННЯ ПРОГРАМНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ

Розглянуто методи тестування програмного забезпечення, наведено приклади тестування програм для їх реалізації та отримання кращих результатів роботи.

Ключові слова: тестування програм, якість програмного забезпечення, надійність програмного забезпечення, критерії тестування.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Тестування програмного забезпечення – це процес виявлення помилок у програмах. На жаль, існуючі на сьогодні методи тестування програмного забезпечення не дозволяють однозначно та повністю усунути всі дефекти та помилки, установити коректність функціонування дослідної програми, особливо в закритих приватних програмах. Тому всі існуючі методи тестування діють у рамках формального процесу перевірки дослідного чи розроблювального програмного забезпечення.

Такий процес формальної перевірки чи тестування програм може довести, що дефекти відсутні, з точки зору застосованого методу. Не існує ніякої можливості однозначно встановити чи гарантувати відсутність дефектів у програмному продукті з урахуванням людського фактора, присутнього на всіх етапах життєвого циклу програмного забезпечення.

Постановка завдання. Існує багато підходів до вирішення задачі тестування та перевірки програмного забезпечення. Однак ефективне тестування складних програмних продуктів – це процес багаторівневий, який не дотримується чітких процедур. Тому кінцевою метою будь-якого процесу тестування є забезпечення такого ємного поняття, як якість та надійність, з урахуванням усіх чи найбільш критичних для даного конкретного випадку складових.

Викладення матеріалу та результати. Якість і надійність програмного забезпечення – це властивість об'єктів виконувати задані функції, зберігаючи в часі значення встановлених експлуатаційних показників у заданих межах, які відповідають заданим режимам та умовам використання, технічного обслуговування, ремонту, зберігання й транспортування. Якість і надійність програмного забезпечення можливо описати за допомогою критеріїв якості та надійності. Вони являють собою показники, які дають можливість оцінити перевагу тих чи інших рішень

при створенні й експлуатації системи. У процесі дослідження якості програмного забезпечення головна мета полягає в розробці ефективних методів та забезпеченні довготривалої працездатності системи із заданими функціональними характеристиками.

Критерії, які використовуються, є імовірнісними, статистичними, вони враховують часові показники. Для систем, які не можуть відновлюватися головним, критерієм є тривалість роботи до першої відмови T . Імовірні характеристики цієї випадкової величини подекуди розглядаються як критерії якості тестування. Імовірністю безвідмовної роботи називається імовірність того, що при заданих умовах протягом інтервалу часу t не виникне відмова системи

$$P(t) = P(T \geq t)$$

Імовірністю відмов програмного забезпечення $Q(t)$ є імовірність того, що протягом заданого інтервалу часу виникне хоч би одна відмова

$$Q(t) = P(T < t) = 1 - P(t)$$

Частота відмов програмного забезпечення $a(t)$ є щільністю розподілення часу до першої відмови

$$a(t) = Q'(t) = -P'(t); P(t) = \int_t^{\infty} \alpha(x) dx$$

Інтегральним критерієм програмного забезпечення є інтенсивність відмов $\lambda(t)$, що характеризує щільність розподілення напрацювань до перших відмов у програмі, яка розраховується при умові до моменту часу, коли система працювала безвідмовно

$$\lambda(t) = \alpha(t) / P(t) = -\Delta \ln P(t) / \Delta t$$

Перераховані показники пов'язані між собою, і їх застосування визначається специфікою програмного продукту. При цьому мається на увазі, що початок експлуатації чи перевірки відповідає нульовому моменту часу.

Наведені вище показники відмов програмного забезпечення та показники відновлених систем є незалежними показниками. Об'єднання характеристик відмов та відновлень відображається в критерії коефіцієнта готовності $K_f(t)$. Цей показник характеризує вірогідність виявлення в заданий момент часу відновленої системи в працездатному стані. Значення коефіцієнта готовності відповідає долі часу корисної роботи на достатньо великому інтервалі.

Нині тестування програмного забезпечення охоплює цілий перелік видів діяльності, аналогічних послідовності процесів розробки програмного забезпечення. До нього належать:

постановка задачі для тесту; проектування тесту;
написання програм тестів; тестування програм;
вивчення результатів тестування.

Одну з головних ролей відіграє проектування тестів програм. Можливі різні підходи до проектування тестів. Перший полягає у тому, що тести проектуються на основі зовнішніх специфікацій програм та модулів. Програма при цьому розглядається як «чорний ящик», чи функціональний підхід. Суть такого підходу – перевірити, чи відповідає програма зовнішнім специфікаціям. Другий підхід базується на аналізі логіки програми (стратегія «білого ящика» чи структурний підхід). Суть цього підходу полягає в перевірці кожного шляху, кожної гілки алгоритму. При цьому зовнішня специфікація до уваги не береться.

Розглянемо реалізацію деяких методів структурного тестування на прикладі фрагмента схеми програми (рис.1).

Метою метода покриття операторів є виконання кожного оператора хоч би один раз. Для фрагмента на рис.1 можна виконати кожен оператор, записавши тільки один тест, який реалізовував би шлях *ace*. Тобто, якщо на вході було: $A=2, B=0, X=3$, кожен оператор виконувався б один раз.

Згідно з методом покриття рішень (покриття переходів) кожний напрямок переходу має бути реалізовано хоч би один раз. Оскільки кожен оператор знаходиться на деякому шляху, що розпочинається чи з оператора переходу, чи з точки входу програми, при виконанні кожного напрямку переходу кожен оператор має бути виконаний. Для програми, наведеної на рис.1, покриття рішень може бути виконане двома тестами, які покривають шляхи $\{ace, abd\}$, чи $\{acd, abe\}$. Шляхи $\{acd, abe\}$ виконуються, коли вибрати наступні вихідні дані: $\{A=3, B=0, X=3\}$ й $\{A=2, B=1, X=1\}$.

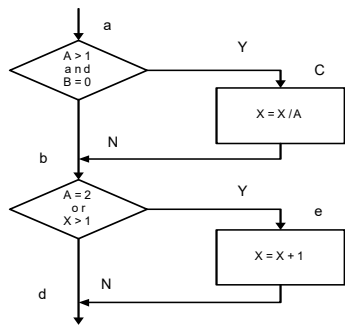


Рис. 1. Фрагмент схеми програми

Кращі результати в порівнянні з попередніми методами дає метод покриття умов. У даному випадку записується число тестів, достатнє для того, щоб всі можливі результати кожної умови в рішенні виконувалися хоч би один раз. У попередньому прикладі маємо чотири умови: $\{A > 1, B = 0\}$, $\{A = 2, X > 1\}$. Для реалізації методу потрібно достатнє число тестів, щоб реалізовувалися ситуації де: $A > 1, A \leq 1, B = 0$ й $B \neq 0$ у точці *a*, й $A = 2, A \neq 2, X > 1$ та $X \leq 1$ у точці *e*. Відповідні шляхи:

$A = 2, B = 0, X = 4$ *ace* $A = 1, B = 1, X = 0$ *abd*.

Метод покриття розв'язань (умов) потребує великої кількості тестів, щоб усі можливі результати виконувались обов'язково один раз, а також керування в кожній точці передавалось один раз. Відповідні тести:

$A = 2, B = 0, X = 4$ *ace* $A = 1, B = 1, X = 0$ *abd*

Наведені тести відповідають критерію покриття розв'язань, що є наслідком того, що певні умови наведених рішень приховують інші умови розв'язань. Так, якщо умова $A > 1$ буде неправильна, то транслятор може не перевіряти умову $B = 0$, оскільки за будь-якого результату умови $B = 0$, результат рішення $((A > 1) \& (B = 0))$ прийме значення *хибний*. Отже, недоліком критерію покриття розв'язань є неможливість його застосування для виконання всіх результатів усіх умов.

Другу реалізацію наведеного прикладу зображено на рис. 2. Багатоумовні рішення вихідної програми поділені на окремі рішення та переходи. Необхідно забезпечити покриття тестами усі результати кожного простого розв'язання. Для цього необхідно покрити шляхи НІЛР (тест $A = 2, B = 0, X = 4$), НІМКТ (тест $A = 3, B = 1, X = 0$), НІКТ (тест $A = 0, B = 0, X = 0$), НІКР (тест $A = 0, B = 0, X = 2$).

Протестувавши алгоритм на рис. 2, можна зробити висновок, що критерії покриття умов та критерії покриття розв'язань (умов) недостатньо відчувують помилки в логічних умовах.

Критерій, який достатньо відчуває та бачить помилки в логічних умовах – комбінаторне покриття умов. Він вимагає створення такої кількості тестів, щоб усі можливі комбінації результатів умов у кожному рішенні виконувалися хоч би один раз. Набір тестів комбінаторного покриття повинен відповідати всім умовам та критеріям покриття рішень.

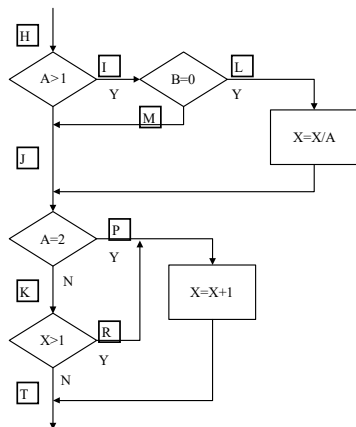


Рис. 2. Реалізація фрагмента програми з простими логічними умовами

За цим критерієм повинні бути протестовані такі вісім комбінацій

$A > 1, B = 0$; $A > 1, B \neq 0$; $A \leq 1, B = 0$; $A \leq 1, B \neq 0$;
 $A = 2, X > 1$; $A = 2, X \leq 1$; $A \neq 2, X > 1$; $A \neq 2, X \leq 1$.

Для того щоб протестувати наведені комбінації, не обов'язково виконувати всі вісім тестів, достатньо виконати чотири:

$A = 2, B = 0, X = 4$; $A = 2, B = 1, X = 1$;
 $A = 0,5, B = 0, X = 2$; $A = 1, B = 0, X = 1$.

Результати тестування рекомендується представляти у вигляді таблиці.

Висновки. Застосування методів тестування програмного забезпечення дозволяє отримати кращі й точніші результати; оптимізувати та прискорити виявлення помилок у програмах; забезпечити постійний зв'язок користувача з розробниками програмного забезпечення.

Список літератури

1. Валеева Р.Г., Валеева Г.Р. Выполнение схем алгоритмов, программ, данных и систем // Методические указания к курсовому и дипломному проектированию. – Уфимск: Гос. Авиац. техн. ун-т. – Уфа, 2003. – 23 с.
2. Гвоздев В.Е., Мукасева В.Н., Хасанов А.Ю. Специфицирование и тестирование программ // Методические указания к курсовой работе по дисциплине «Технология программирования». – Уфимск: Гос. Авиац. техн. ун-т. – Уфа, 2004. – 25 с.
3. Иванова Г.С. Технология программирования // Учебник для вузов. – 2-е изд., стереотип. – М.: МГТУ им. Баумана, 2003. – 320 с.

4. Орлов С. В. Технологии разработки программного обеспечения // Учебное пособие. 2-е изд. – Санкт-Петербург: Питер, 2003. – 480 с.

5. Бройдо В.Л. Вычислительные системы, сети и телекоммуникации / – Санкт-Петербург: Питер, 2002. – 688 с.
Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 004.271.32

Ю.В. ЮРКО, канд. техн. наук, О.О. КРЕПЧУК, студент
КПІ «Криворізький національний університет»

НЕГРАФІЧНІ ОБЧИСЛЕННЯ НА ВІДЕОКАРТАХ

Розглянуто відкриту мову обчислень OpenCL та алгоритм використання фреймворку для обчислення неграфічних операцій на графічному процесорі. Розроблено програму, яка демонструє, що паралельне обчислення в матричних операціях (додавання, віднімання і множення на скаляр) суттєво швидше ніж, у класичних методах з використанням центрального процесора.

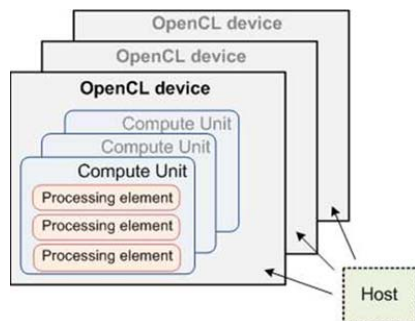
Проблема і зв'язок з практичними задачами. Сьогодні використання більш швидких алгоритмів, пристроїв заощаджують час, зростає попит на нові технології, розробки програмного забезпечення. Зростає обсяг інформації. Мобільність в наш час відіграє велику роль. Тому виникає необхідність застосовувати нові технології програмування, які дозволяють заощаджувати час, використовуючи паралельне обчислювання, наприклад у моделювання геофізичних процесів.

Постановка завдання. Для вирішення цього питання часто застосовується обчислення на GPU. Архітектура графічних процесорів дає змогу використовувати паралельне обчислення (SIMD). Планується реалізувати програму на мові OpenCL в середовищі Microsoft Visual Studio C++ 2008. OpenCL дозволяє використовувати не тільки GPU, а також CPU та DSP.

Аналіз досліджень та публікацій. Розв'язком проблеми швидкої та ефективної паралельної обробки надвеликих масивів даних на основі спеціалізованих системних рішень, зокрема паралельно-ієрархічних систем, є використання відеоадаптерів для обчислень загального призначення (GPGPU). Необхідно відзначити, що найбільшій ефективності обчислень на GPU вдається досягти під час виконання матричних обчислень. За теперішніх обсягів пам'яті на GPU можна перемножувати матриці розмірністю вище 10000×10000 , при цьому дані будуть розміщені у відеопам'яті. Така продуктивність досягається за рахунок використання блокових алгоритмів множення матриць, а класичні реалізації на порядок повільніші. За класифікацією по Флінну, графічний процесор відноситься до обчислювальних систем із загальним потоком команд SIMD (Single Instruction Multiple Data - одиничний потік команд і множинний потік даних). Такий процесор називається мультипроцесором. Центральні процесори відносяться до систем з одним потоком команд і одним потоком даних (SISD - Single Instruction Single Data), тобто одночасно виконують одну інструкцію над одним потоком даних. GPU використовують SIMD. Це зумовлено тим, що колір кожного пікселя екрана обчислюється незалежно від інших пікселів по одному і тому ж алгоритму.

Отже, щоб успішно використовувати відеокарту для обчислень, потрібно створити алгоритм з великою кількістю операцій, незалежних одна від одної.

Рис. 1. Схематичне представлення OpenCL-платформи



Для розробки програм під GPU використовують такі технології: OpenCL, Cuda, Ati stream, HLSL, GLSL, Brook+ та інші. Графічні процесори відрізняються архітектурою, обсягом пам'яті, типом пам'яті, частотою ядра та ін. Одним з найбільш відомих виробників GPU є Nvidia, Intel, Ati AMD. Програма на мові OpenCL підтримується відеокартами Ati radeon та Nvidia. OpenCL задіює можливості графічних процесорів для неграфічних обчислень, дозволяючи виконувати їх паралельно.

Модель платформи. Центральним елементом такої моделі виступає поняття хост (host) - первинний пристрій,

який управляє OpenCL-обчисленнями, пристроями (CPU, GPU, DSP). Host представлений в єдиному екземплярі.

Модель обчислень. OpenCL складається з хостової програми і набору ядер (kernels). OpenCL-ядро в загальному вигляді являє собою функцію, написану мовою OpenCL C. Ядро

створюється в хостовій програмі і за допомогою спеціальної команди ставиться в чергу на виконання в одному з OpenCL-пристроїв. Одиницею виконання є work item. Work group - набір work item, між якими можливі які-небудь взаємодії. Усі work-item у межах однієї work-group виконуються паралельно на елементах одного обчислювального модуля (OpenCL-device).

Обчислення будуть виконуватися на CPU Athlon x2 250 і GPU Radeon HD 4850 (відео чіп RV770). Основна частина RV770 складається з десяти SIMD ядер, кожне з яких містить по 16 блоків суперскалярних потокових процесорів. Суперскалярність цього відеочіпу така, як і в попередника RV670, тому він містить 800 скалярних 32-бітних потокових процесорів. Для 64-бітових розрахунків подвійної точності використовуються ці ж блоки, знижується тільки темп розрахунків.

SIMD ядра можуть обмінюватися один з одним інформацією за допомогою 16 кілобайтної глобальної пам'яті.

Викладання матеріалу та результати. Основний алгоритм використання мови OpenCL C для операцій над матрицями та векторами.

Виконується перевірка (1), чи підтримує наш пристрій OpenCL, це можливо за допомогою програми GPU-Z. Підготовка масивів до додавання, віднімання та добутку. Вибір розмірності масиву (2). Ініціалізація пристрою `cntx = clCreateContextFromType (NULL, CL_DEVICE_TYPE_ALL, NULL, NULL, NULL)`. Параметр `CL_DEVICE_TYPE_ALL` може використовувати будь-який тип процесора. Оскільки ми використовуємо GPU, то параметр змінюємо на `CL_DEVICE_TYPE_GPU` (3).



Рис. 2. Алгоритм обчислення масивів з використанням OpenCL

У блоці чотири виділяється пам'ять на прискорювачі. Команда `clCreateBuffer` приймає вказівник на вхідний масив. Передачу даних в ядро (host) здійснює ця ж команда `clCreateBuffer` (5). Для запуску обчислень на прискорювачі необхідно написати команду, яка вказуватиме, як саме потрібно використовувати пам'ять при передачі з глобальної (повільної) в більш швидку локальну. Повертаємося в основну програму. Швидкості виконання операцій (додавання, віднімання, множення на скаляр) на GPU та CPU виводяться на екран.

Для використання програми потрібно встановити драйвер відеокарти з підтримкою OpenCL. Для компіляції використовується Microsoft Visual C++ 2008.

```

CPU:
Add - 156 msec
Sub - 140 msec
MulSc - 109 msec
GPU:
Add - 78 msec
Sub - 78 msec
MulSc - 78 msec
  
```

Рис. 3. Результати операцій над матрицями

На рис. 3 показано, що для арифметичних операцій над масивами (розмірності 10000×10000) використовувалися GPU і CPU. Операція *Add* на CPU - це додавання матриці, *Sub* - віднімання, *MulSc* - добуток матриці на скаляр. Нижче такі ж дії, але з використанням GPU.

Висновок та напрям подальших досліджень. У результаті виконаної роботи можна зробити висновок, що за допомогою GPU процесорів з підтримкою OpenCL обробка досить великого обсягу математичних даних є набагато швидшою, ніж на CPU процесорі. Такої швидкості вдалося досягти завдяки паралельній обробці даних, що використовується на графічному процесорі. Тобто при обробці великих масивів даних, отриманих за допомогою геофізичних досліджень, доцільно використовувати технологію GPGPU, оскільки це забезпечує значний виграш у часі виконання обчислень, що підвищить ефективність роботи.

Список літератури

1. CMsoft. Режим доступу: <http://www.cmsoft.com.br>.
2. Дизайн OpenCL. Режим доступу: <http://opencl.ru/design>.
3. Павловська Т.А. Програмування на мові високого рівня C / C++/Т.А. Павловська, –М.,2002. – 450 с.
4. Ласло М. Обчислювальна геометрія та комп'ютерна графіка на C++/ М. Ласло, – М.: БІНОМ, 1997. – 304с.

Ю.А. МАЛИНОВСКИЙ, канд. техн., наук, доц., НметА Украины

С.И. МАЛИНОВСКАЯ, канд. техн., наук, доц.,

ГВУЗ “Криворожский национальный университет”,

Е.Ю. МАЛИНОВСКАЯ, магистр, ПАТ «ХайдельбергЦемент Украина»

МОДЕРНИЗАЦИЯ ПРИВОДНЫХ МЕХАНИЗМОВ ТРУБНЫХ МЕЛЬНИЦ ПРИ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Приведены рекомендации для повышения эффективности работы измельчительных машин обогатительных фабрик за счет использования двухкамерных барабанов в одном агрегате. Вместе с тем, элементы приводов двухкамерных мельниц нуждаются в существенной доработке. Поэтому рассмотрены конструктивные изменения элементов редуктора и промвала для повышения надежности и долговечности всего привода.

Состояние вопроса и его связь с практическими задачами. Для тонкого измельчения рудных материалов в горнометаллургической отрасли широкое применение нашли барабанные мельницы. По числу приемов измельчения применяются одностадийные и двухстадийные схемы. Характер процесса помола и крупность руды, поступающей в барабан требуют, чтобы в одном измельчительном аппарате находилась руда одного класса крупности и применялись шары одного диаметра. В этой связи целесообразно использовать при измельчении руды двухкамерные (или трехкамерные) мельницы.

При таком подходе имеется возможность экономии на общеэксплуатационных расходах и расходах на обслуживании мельниц. Для решения этой технической задачи возможен вариант использования двухкамерных мельниц МЦ 4,0×13,5 (производительностью 145 т/час по готовому продукту) производства завода ОАО “Волгоцеммаш”, Россия. В случае использования этих мельниц для измельчения рудного сырья, обладающего большей насыпной массой, чем цементный клинкер, динамическая нагрузка на мельницу и привод, в частности, возрастают.

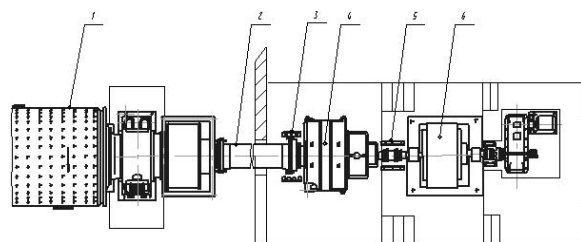


Рис. 1. Схема мельницы МЦ-4×13,5: 1-барабан мельницы; 2-промвал; 3-зубчатая муфта тихоходной ступени редуктора; 4-планетарный двухступенчатый редуктор; 5- муфта быстрогоходной ступени редуктора; 6-синхронный электродвигатель главного привода

Каждая серийная мельница комплектуется планетарным двухступенчатым соосным редуктором CPU-22 ($i=30,6$) и синхронным электродвигателем СДНЗ-2-19-49-1244 (рис.1).

Отметим, что возможно использование мельницы как для “сухого” способа измельчения, так и для “мокрого”, путем несущественных конструктивных изменений.

Постановка задачи. Обратимся к конструкции редуктора и некоторых элементов привода, которые при работе на сравнительно легком исходном промпродукте (клинкер) ведут себя недостаточно надежно.

Планетарный редуктор выполнен по следующей двухступенчатой схеме (рис. 2). Крутящий момент от приводного электродвигателя (см. рис.1) передается на приводную вал-шестерню 1 первой ступени. Вал-шестерня входит в зацепление с тремя сателлитами 2 водила (H). Сателлиты в свою очередь обкатываются по внутренним зубьям остановленного солнечного колеса 3 привода, таким образом приводят во вращении водило H_1 . Водило I ступени редуктора снабжено соединительным зубчатым звеном, которое одновременно является валом-шестерней 4 для II ступени редуктора. Вал-шестерня 4 входит в зацепление с тремя сателлитами 5 водила H_2 . Сателлиты 5 при обкатывании по солнечному колесу 6 приводят во вращение водило H_2 , с которым жестко соединен зубчатый венец, связанный жесткой зубчатой муфтой с промвалом мельницы.

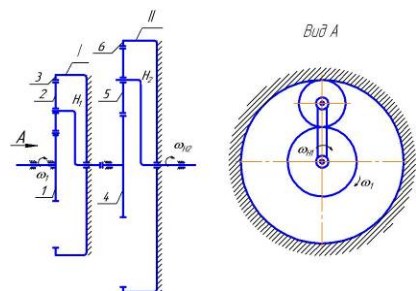


Рис. 2. Схема планетарного двухступенчатого редуктора типа CPU-22: 1 - вал шестерни I ступени редуктора; 2,5 - сателлиты ступеней; 4 - солнечная шестерня II ступени; 3,6 - зубчатые венцы ступеней; H_1, H_2 - водило; $\omega_1 = \omega_6$ - угловая частота вращения быстрогоходного вала редуктора; $\omega_{H2} = \omega_T$ - угловая частота вращения тихоходного вала редуктора (угловая частота вращения мельницы)

Передаточное отношение двухступенчатого редуктора связано с передаточным отношением ступеней ($5 \leq i_{I,II} \leq 6,5$) геометрическими и прочностными параметрами редуктора (I). А ко-

эффицент полезного действия связан с конструктивными параметрами редуктора (II). Отметим, что в случае использования в редукторе подшипников скольжения (а не качания), коэффициент полезного действия уменьшается на величину 0,01-0,02.

Требуемое для мельницы передаточное отношение i_p редуктора (см. рис. 2) связано с числами зубьев колес для каждой ступени в соответствии с формулой (1). Геометрические и прочностные характеристики редуктора при этом обусловлены числами зубьев колес и модулями зубчатых зацеплений m_1 и m_2 .

Таким образом, передаточное отношение редуктора (см. рис. 2) определяется на основании формулы [1]

$$i_p = \frac{z_1 + z_3}{z_1} \cdot \frac{z_4 + z_6}{z_4} = 1 + \frac{z_3}{z_1} + \frac{z_6}{z_1} + \frac{z_3 \cdot z_6}{z_1 \cdot z_4}. \quad (1)$$

При этом коэффициент полезного действия редуктора может быть определен исходя из соотношения

$$\eta_p = \left(\frac{z_1}{z_1 + z_3} - \eta_{12} \cdot \eta_{23} \right) \left(\frac{z_4}{z_4 + z_6} - \eta_{45} \cdot \eta_{56} \right). \quad (2)$$

В приведенных выражениях: z_1, z_4 - числа зубьев первичных валов-шестерен ступеней; z_2, z_5 - числа зубьев сателлитов ступеней; z_3, z_6 - числа зубьев солнечных шестерен ступеней; H_1, H_2 - индексы водил для ступеней; $\eta_{12}, \eta_{23}, \eta_{45}, \eta_{56}$ - коэффициенты полезного действия каждой из зубчатых пар.

При использовании указанных мельниц МЦ 4,0×13,5 для переработки рудных материалов в так называемой “сухой” среде статические и динамические нагрузки на мельницу и привод могут возрасти примерно на 25÷30%, что приведет к увеличению отказов в элементах привода. Если же условиями рудоподготовки предусмотрено получение конечного продукта в большом объеме и с другими технологическими параметрами, то могут быть рекомендованы к использованию мельницы другого диаметра, большей длины с тремя или большим числом межкамерных перегородок. В силу общей интенсификации процесса размола шихты, возрастания нагрузок на элементы мельницы и привода, по меньшей мере, приводные механизмы необходимо выполнить более надежными исходя из проектных нагрузок, которые обусловлены характером протекания современных технологических процессов рудоподготовки. Обратимся к серийному редуктору CPU-22, которым укомплектованы серийные мельницы МЦ 4,0×13,5 (рис. 3).

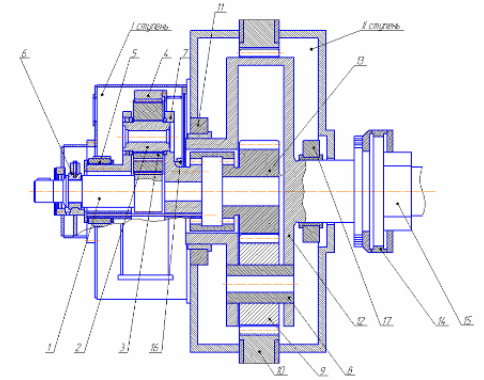


Рис. 3. Планетарный редуктор существующей конструкции: 1 - вал-шестерня I ступени; 2,8 - ось сателлита; 3,9 - сателлит; 4,10 - зубчатый венец; 5,11,16,17 - подшипники скольжения водила; 6 - подшипники скольжения вала-шестерни I ступени; 7,12 - водило; 13 - солнечная шестерня II ступени; 14 - зубчатая муфта; 15 - промвал

В этом редукторе недостаточно надежно выполнена I ступень. В месте взаимодействия зубчатой части вал-шестерни с тремя сателлитами I ступени. При этом в качестве одной опоры вала-шестерни принят подшипник скольжения, в качестве второй опоры принята зубчатая часть трех сателлитов водила I ступени [2]. Такой подход при наличии относительно длинной части вала-шестерни приводит к пульсирующим нагрузкам на зубья и опору вала шестерни, а также на сателлиты водила I ступени.

кам на зубья и опору вала шестерни, а также на сателлиты водила I ступени.

В этом редукторе недостаточно надежно выполнена I ступень. В месте взаимодействия зубчатой части вал-шестерни с тремя сателлитами I ступени. При этом в качестве одной опоры вала-шестерни принят подшипник скольжения, в качестве второй опоры принята зубчатая часть трех сателлитов водила I ступени [2]. Такой подход при наличии относительно длинной части вала-шестерни приводит к пульсирующим нагрузкам на зубья и опору вала шестерни, а также на сателлиты водила I ступени.

Изложение материала и результаты. Для уменьшения радиальных пульсирующих нагрузок в зацеплении I ступени для серийного редуктора, а также для редукторов многокамерных мельниц, которые перспективны для использования в схемах рудоподготовки, рекомендуем ввести вторую опору для вала шестерни I ступени. Для практической реализации этого решения имеем два варианта изменения конструктивной схемы редуктора:

По первому варианту предлагаем установить вторую опору скольжения для вала-шестерни в переднем кожухе I ступени за счет некоторого увеличения его длины, примерно, на 500-600 мм. Схема редуктора по первому варианту изменения конструкции представлена на рис. 4.

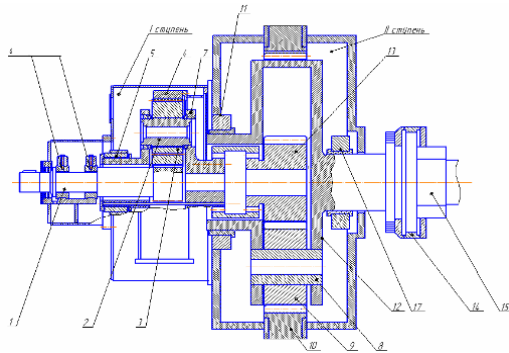


Рис. 4. Планетарный редуктор предлагаемой конструкции (1 вариант): 1 - вал-шестерня I ступени; 2,8 - ось сателлита; 3,9 - сателлит; 4,10 - зубчатый венец; 5,11,16,17 - подшипники скольжения водила; 6 - подшипники скольжения вала-шестерни I ступени; 7,12 - водило; 13 - солнечная шестерня II ступени; 14 - зубчатая муфта; 15 - промвал

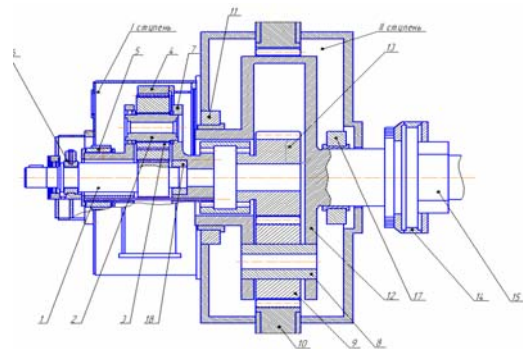


Рис. 5. Планетарный редуктор предлагаемой конструкции (2 вариант): 1 - вал-шестерня I ступени; 2,8 - ось сателлита; 3,9 - сателлит; 4,10 - зубчатый венец; 5,11,16,17 - подшипники скольжения водила; 6 - подшипники скольжения вала-шестерни I ступени; 7,12 - водило; 13 - солнечная шестерня II ступени; 14 - зубчатая муфта; 15 - промвал; 18 - подшипник скольжения (втулка вала-шестерни)

По второму варианту предлагаем установить дополнительную опору скольжения в задней стенке I ступени в виде наружного кольцевого подшипника скольжения, который будет сопряжен подвижной втулкой с торцевой выборкой первичного вала шестерни. Схема редуктора по второму варианту изменения конструкции представлена на рис. 5.

Рассмотрим некоторые особенности работы размольной мельницы с шаровой нагрузкой и исходной рудной массой. При пуске мельницы из состояния покоя, т.е. при горизонтально расположенной в барабане рабочей среде, приводной двигатель преодолевает момент сопротивления от рудной массы, шаров, а также суммарный момент сопротивления в трущихся парах мельницы и привода. Как правило, пусковой суммарный момент сопротивления превышает значения суммарного момента сопротивления, установившегося режима, в 5-6 и более раз. Исходя из существующей «жесткой» конструкции промвала, редуктора, промежуточных зубчатых муфт, пиковые нагрузки непосредственно воспринимаются участками валов и зубчатыми соединениями. Характер этих нагрузок при конструировании приводных механизмов мельниц не рассматриваются и расчет деталей привода на эти нагрузки не производился. Кроме того, при выходе мельницы на установившийся режим работы нагрузки в приводе мельницы не являются стационарными, а являются пульсирующими. При этом пульсации достигают до 50-60 % от номинальных значений для установившегося режима. Отметим, что при интенсификации процесса помола на мельнице МЦ 4,0×13,5 или создании более мощных многокамерных мельниц характер нагрузок не изменяется, а увеличиваются только абсолютные значения пиковых нагрузок и амплитуды пульсаций так называемых «стационарных» нагрузок.

Поэтому при усовершенствовании конструкции «трубных» мельниц необходимо усилить конструкцию барабана путем введения продольных ребер жесткости (например, в количестве 6 штук), усилить конструкцию редуктора за счет введения дополнительной опоры вала-шестерни I ступени, применить более жесткую конструкцию корпуса редуктора за счет более жестких соединительных фланцев и дополнительных продольных ребер жесткости корпуса.

В рамках существующей конструкции привода рекомендуется ввести дополнительно амортизирующие элементы, которые за счет высокой податливости позволяют сгладить пиковые нагрузки во время пуска мельницы. Кроме того, необходимо подобрать амортизирующие элементы таким образом, чтобы они позволили «смягчать» пульсирующие нагрузки «установившегося» режима работы мельницы. Обращаясь к схеме мельницы МЦ 4,0×13,5 (см. рис. 1), находим, что наиболее удобным местом установки амортизирующих элементов является промвал. Амортизирующие элементы практически удобнее всего установить в карманах лучевых муфт, используя резиновые или резинометаллические прямоугольные бруски. Лучевая муфта с набором амортизирующих элементов, рассчитанных на передачу нагрузок, необходимых для

реализации технологического процесса в мельнице, может быть установлена вместо одной из двух зубчатых муфт промвала, либо посередине трубчатой части промвала, в так называемом «узле» колебаний (см. рис. 1). Лучевая муфта с упругими элементами изображена на рис. 6. Крутящий момент передаваемый муфтой, которая не подвергалась оптимальной настройке

$$M_{кр} = M_{упр} = C\theta \quad M_{кр} = M_{упр} C\theta \quad (3)$$

где C - приведенная жесткость упругих брусков муфты; θ - угол поворота ступицы муфты относительно ее корпуса; обусловленный деформацией упругих брусков муфты.

Муфта, обладающая упругой характеристикой вида (3), позволяет значительно ослабить пиковое значение нагрузки на привод при пуске мельницы за счет значительной деформации упругих элементов (в абсолютном значении до половины толщины элемента $h/2$). При этом геометрические параметры муфты связаны с её жесткостью соотношением [3]

$$c = EblR^2 n i^2 / h \quad (4)$$

где E - модуль упругости резиновых прокладок ($E=5$ МПа при жесткости резины по Шору $H=70-75$) [4]; b, l - размеры резинового бруска в плане; h - толщина резинового бруска; R - радиус середины луча муфты; n - число параллельно работающих прокладок; i - передаточное отношение между валом «приведения» и валом установки муфты.

Геометрические параметры муфты выбираются конструктивно так, чтобы угол поворота ступицы θ реализовывался при свободном деформировании резиновых брусков муфты, в карманах, образованных впадинами корпуса и лучами ступицы муфты.

После выбора геометрических параметров муфты и определения ее жесткости c необходимо проверить прочность резиновых (или резинометаллических) брусков муфты, используя соотношение

$$\sigma_{\max} = \max M_{кр} / Rbnl \leq [\sigma], \quad (5)$$

где $\sigma_{\max}$ - максимальное нормальное напряжение в материале упругого бруска с учетом динамической нагрузки; $[\sigma]=1,8$ МПа - допускаемое напряжение сжатия для твердых резин [4]; $\max M_{кр}$ - максимальное значение крутящего момента, передаваемого муфтой с учетом динамической составляющей нагрузки. Для эффективной работы при пиковых режимах выполнение условия (5) будет недостаточно, при этом относительная деформация муфты должна удовлетворять условию «жесткой» муфты в соответствии с работой [3]. Таким образом, муфта подготовлена для сглаживания пиковых нагрузок. Вместе с тем для установившегося режима работы мельницы наблюдается пульсирующий режим изменения крутящего момента мельницы $M_{кр}$, амплитуды пульсаций которого достигает до 50-60 % от своих номинальных значений. Для снижения уровня пульсаций $M_{кр}$ целесообразно настроить муфту на реализацию в ней упругого момента $M_{упр}$ согласно рис. 6 и данным работы [3].

Выводы и направление дальнейших исследований. Использование предложенных рекомендаций позволит повысить надежность приводных механизмов мельницы МЦ 4,0×13,5 при помоле цементного клинкера, а также эффективно использовать двухкамерные мельницы в более энергонапряженных процессах помола рудных материалов. Полученные результаты будут весьма полезны при проектировании новых и интенсификации процесса измельчения существующих «трубных» мельниц.

Список литературы

1. Артоболевский И.И. Теория механизмов и машин. - М: «Наука», 1975. - 640 с.
2. Малиновский Ю.А., Малиновская С.И. Усовершенствование конструкции и повышение надежности приводных механизмов цементных мельниц / Вісник Криворізького технічного університету. - Вип. 29. - Кривий Ріг: КТУ, 2011. - С. 176-179.
3. Малиновский Ю.А., Малиновская С.И., Бондарец А.А. Особенности выбора параметров и расчета упругих муфт в приводах крупных мельниц для измельчения минерального сырья. В сборнике научных трудов по материалам научно-практической конференции «Современные направления теоретических и прикладных исследований 2009», т.7. Технические науки. Одесса, 2009, с. 34-39.
4. Потураев В.Н. Резиновые и резинометаллические детали машин.-М: Машиностроение, 1966.-299 с.

Д.Ю. ГАВРИЛЕНКО, Д.С. КУЗНЕЦОВА, канд. техн. наук
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕВОДА В ЭЛЕКТРОННЫЙ ВИД И ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ИНФОРМАЦИИ О ЗЕМЕЛЬНЫХ УЧАСТКАХ ПО ДАННЫМ ГОСУДАРСТВЕННЫХ АКТОВ

Для перевода информации по госактам, выданным до 2004 года, в электронный вид разработана технология и созданы программные средства, ее реализующие, а также выполнены работы по установлению затрат времени на обработку госактов, а также по оценке качества оцифровки.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Для полноценного функционирования автоматизированной земельно-кадастровой системы необходимо обеспечить полноту данных. Госакты на землю в Украине начали выдаваться в 1993 г., а описание регистрируемых земельных участков в электронном виде в формате IN4 введено в 2004 г. [0]. За 10-летний период было накоплено значительное количество актов, по которым отсутствует информация в электронном виде. Так по г. Донецку подобных актов насчитывается около 15 тыс., а по относительно небольшому городу Харцызск более 8 тыс. Эти госакты были выданы, как правило, без выполнения кадастровой съемки, а геометрические параметры участков были приняты по данным БТИ. Такая же ситуация наблюдается и сельской местности. Согласно информации Проекта «Видача державних актів на право власності на землю в сільській місцевості та розвиток системи кадастру» в Тростянецком районе Сумской области на начало 2010 г. всего было выдано 28 551 госакт, из которых необходимо перевести в электронный вид 14 961.

Данные присутствующие только в госактах в бумажном виде без пространственной привязки необходимы для полноценного ведения земельного кадастра, поэтому проблема является актуальной, однако до сих пор ей в Украине никто серьезно не занимался.

Подача материала и результаты. Для перевода информации по ранее выданным госактам в электронный вид была разработана технология и созданы программные средства, реализующие эту технологию, а также выполнены работы по установлению затрат времени на обработку госактов, а также по оценке качества перевода.

Разработанная технология включает следующие составляющие:

Сканирование госактов.

Визуализация отсканированных изображений в окне программного комплекса (рис. 1).

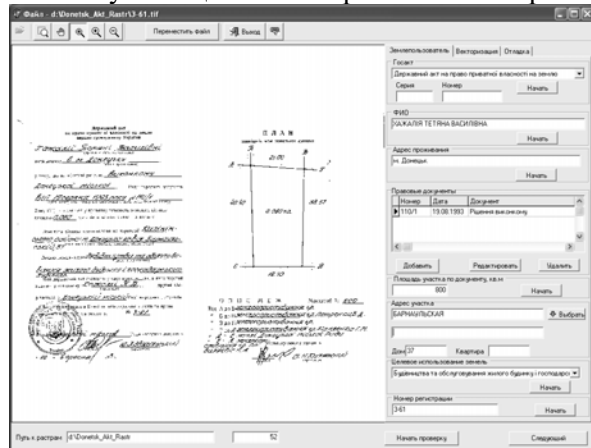


Рис. 1. Общий вид программы по обработке сканов госактов

Импорт атрибутивной информации из временной базы в соответствующие реестры системы.

Векторизация контура участка включает следующие шаги:

В окне растрового изображения позиционируется план границ земельного участка (рис. 2).

Векторизация плана внешних границ с вводом длин соответствующих отрезков границ.

Масштабирование границ и определение координат вершин в локальной системе участка.

Ввод атрибутивной информации с сохранением ее во временной базе данных.

Привязка мультиполигона участка на электронном кадастровом плане с использованием адресного реестра и картографической подложки или с использованием смежных контуров, полученных в результате кадастровой съемки.

Перевычисление координат вершин участка из локальной системы в систему функционирования ЗКС.

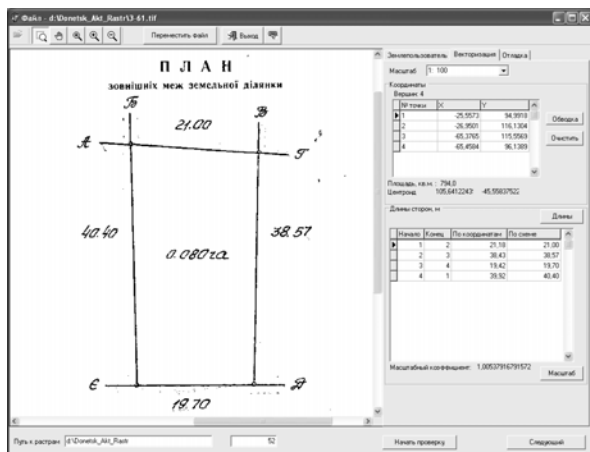


Рис. 2. Векторизация вершин земельного участка

Из выпадающего списка выбирается значение масштаба плана.

Осуществляется последовательная обводка контура участка, начиная с любой точки соблюдая одинаковое направление.

После окончания обводки координаты растрового изображения пересчитываются в метры с учетом выбранного масштаба и по этим предварительным координатам определяется площадь участка.

Учитывая, что точность графического плана может быть недостаточной, то производится дополнительное масштабирование. Для этого

вводятся длины сторон участка, которые указаны на плане - l_{pi} . Эти же величины вычисляются по предварительным координатам - l_{ki} . На основании этих длин по каждой стороне определяется масштабный коэффициент $m_i = l_{pi} / l_{ki}$, а затем его среднее значение $m = \sum_{i=1}^n m_i / n$, где n - число сторон полигона.

С учетом полученного среднего масштаба корректируются координаты вершин, а затем они перевычисляются относительно центра тяжести координат вершин полигона, который принимается за начало локальной системы координат.

Такой алгоритм позволяет существенно повысить точность соответствия координат вершин и площади, указанной в документе.

Для ввода атрибутивной информации реализованы следующие специальные возможности:

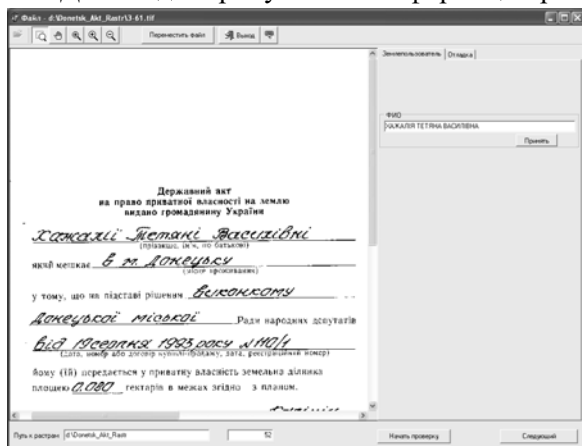


Рис. 3. Окно программы при вводе конкретного параметра

При выборе начала ввода соответствующего параметра автоматически производится укрупнение раstra и помещение в центр графической области участка изображения с вводимым параметром (см. рис. 2).

Автоматически фиксируется время начала и окончания ввода соответствующего параметра, для чего предусмотрены кнопки «Начать» и «Принять» (см. рис. 1,3). При этом ввод остальных параметров становится невозможным (рис. 3).

Для ввода адреса создано специальное окно для выбора улицы, как по заглавным буквам, так и по маске (рис. 4).

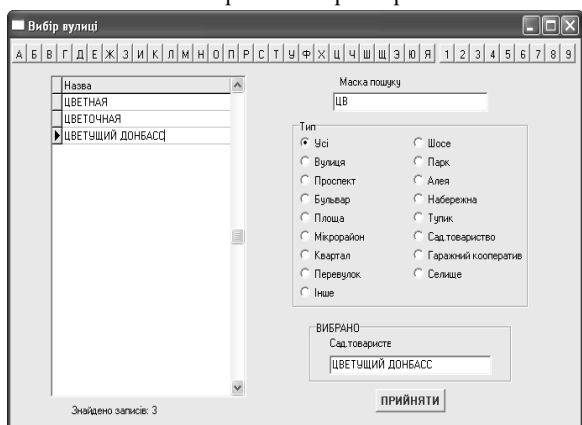


Рис.4. Окно программы для выбора названия улиц

Для ввода правовых документов создана отдельная форма (рис. 5). Это вызвано тем, что один госакт может быть выдан на основании нескольких правовых документов.

Данная технология была апробирована при переводе в электронный вид госактов по двум административным районам г. Донецка. Всего было отсканировано около 2400 актов. Для контроля и оценки производительности, а также оценки качества работ перевод осуществлялся независимо четырьмя операторами. Каждый госакт оцифровывался в две руки.

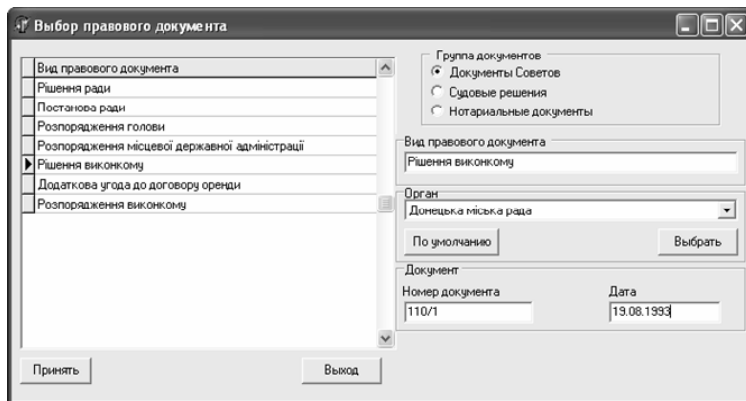


Рис. 5. Окно программы для ввода информации о правовых документах

При этом растры госактов были разделены таким образом, чтобы иметь возможность сопоставить между собою качество работы каждого оператора.

С использованием данных, накопленных в процессе оцифровки, были оценены затраты времени на ввод данных по четырем группам:

- алфавитно-цифровая информация;
- выбор информации из классификаторов (списков или специальных окон);
- векторизация полигона участка;
- ввод правовых документов.

На рис. 6 показаны относительные затраты времени каждого из четырех операторов при оцифровке каждого типа данных.

Результаты анализа трудозатрат показали следующие тенденции:

При вводе алфавитно-цифровой информации затраты на ввод одного символа зависят от длины строки и характеризуются значениями от 0,4 до 1,6 сек.

Наименьшие затраты времени (от 2 до 6 сек) характерны для операций выбора значений как из различных списков, так и в специальных формах, т.е. использование классификаторов. В среднем обрабатывалось от 20 до 32 актов в час.

Двукратная оцифровка позволила осуществить автоматический контроль качества по совпадению соответствующих полей.

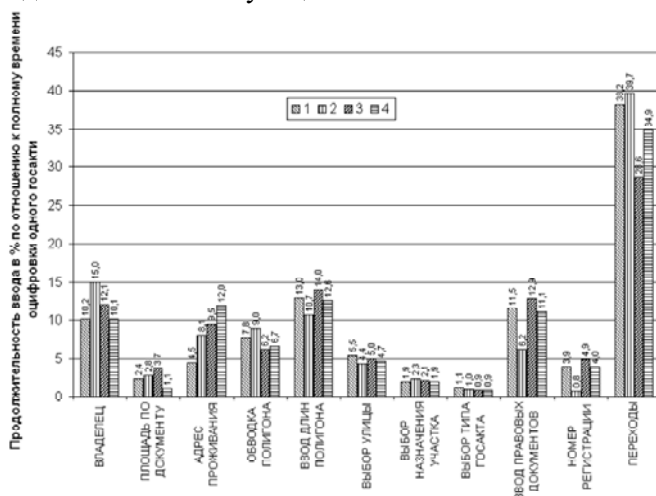


Рис. 6. Затраты времени на выполнение отдельных операций

Наибольшее число ошибок зафиксировано при вводе фамилии, имени и отчества владельца от 13 до 20 % (табл. 1). Качество ввода адреса 7-23 % при среднем значении 14 %. При выборе названия улицы из классификатора улиц, ошибочные значения находятся в пределах 1%. Этой же величиной можно охарактеризовать качество любого параметра, который выбирается из классификатора.

Таблица 1

Результаты анализа качества вводимой информации при автоматическом и визуальном контроле		
Обрабатываемые данные при вводе информации	Количество выявленных ошибок в %	
	при автоматическом контроле	при визуальном контроле
Ввод ФИО владельца	16,1	3,7
Ввод адреса проживания	13,6	1,1
Ввод площади по документу, м ²	1,0	0,4
Ввод номера регистрации	1,9	0,0
Выбор улицы	0,6	0,6
Выбор назначения участка	1,0	0,1
Выбор типа госакта	0,4	0,3

Кроме автоматического обнаружения ошибочных значений, независимым исполнителем выполнялся визуальный контроль. Полученные при этом исследовании уровни ошибочных

значений показали, що при візуальному контролі число виявляваних, особливо в текстових атрибутах, помилок в 5-10 раз менше.

Висновки та напрямлення подальших досліджень. В результаті виконаних робіт розроблена технологія і створені програмні засоби для перекладу в електронний вигляд інформації по державним актам на землю, які були видані за період з 1993 по 2004 рік.

Отримані в результаті експериментальних досліджень дані, можуть служити для обґрунтування норм виробництва при оцифровці земельно-кадастрових даних, прогнозної оцінки якості і розробці заходів по підвищенню якості вихідних даних в земельно-кадастрових системах.

Просторові дані, отримані в результаті оцифровки госактів, не можуть мати довіри нарівні з даними, извлекаемыми з обмінних файлів по результатам кадастрових зйомок, тому задача визначення правового статусу даних оцифровки, а також процес нанесення і узгодження цих даних на дежурний кадастровий план потребує подальших досліджень.

Список літератури

1. Про затвердження вимог до структури, змісту та формату файлу обміну даними результатів землепорядних робіт в електронному вигляді на магнітних носіях / Державний комітет України по земельних ресурсах. – 23.05.2003. – № 136 (Нормативний документ Державного комітету України по земельних ресурсах. Наказ).

Рукопис надійшов в редакцію 28.03.12

УДК 622.274.53:622.646

Д.Ф. ЗЕНЮК, аспірант,

О.Я. ХІВРЕНКО, В.М. ТАРАСЮТІН, М.Б. ФЕДЬКО, кандидати техн. наук, доценти

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КОМБІНОВАНИЙ СПОСІБ ДОСТАВКИ РУДНОЇ МАСИ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ ПОТУЖНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ

У статті дано опис комбінованого способу доставки рудної маси при відпрацюванні потужних рудних покладів, який передбачає застосування скреперних установок для доставки рудної маси в межах панелі та самохідної навантажувально-доставочної техніки для доставки до рудоспуску. Наводиться первинна оцінка продуктивності комплексу на доставці при комбінованому способі.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Перед багатьма гірничими підприємствами Криворізького залізничного басейну з видобутком корисної копалини підземним способом наразі стоїть велика кількість проблем, вирішення яких необхідно здійснювати в стрімкі терміни. Насамперед це інтенсифікація видобутку корисних копалин та впровадження сучасних методів ведення видобутку при застосуванні сучасних засобів механізації на всіх виробничих процесах. Адже досі на всіх гірничих підприємствах Кривбасу з видобутком корисної копалини підземним способом застосовуються технології, які були розроблені у 70-х роках минулого століття, які є вже морально застарілими та не відповідають сучасним вимогам щодо забезпечення безпеки, належних умов праці робітників та її продуктивності. Наряду з цим на всіх шахтах застосовуються засоби механізації, які є як фізично, так і морально застарілими, не забезпечують необхідної продуктивності при тих технологіях, які використовуються.

Виходом з ситуації, яка склалася, є стрімке впровадження сучасної самохідної техніки на всіх виробничих процесах. Високопродуктивна самохідна техніка дасть можливість значно підвищити продуктивність по видобутку корисної копалини, зменшити витрати ручної праці та відповідно інтенсифікувати ведення робіт по розбуренню та доставці рудної маси з блоку, що особливо важливо в сучасних гірничо-геологічних умовах, коли руди та вміщуючі породи зазвичай мають недостатню міцність та стійкість.

Отже перед вченими та інженерами гірничої галузі постає завдання по адаптації сучасної самохідної техніки в умови Криворізького залізничного басейну при підземному видобутку

корисних копалин, розробка нових технологій, які забезпечать високу продуктивність самохідної техніки.

Аналіз досліджень і публікацій. Найбільш відомою та розповсюдженою технологією з застосуванням самохідної техніки по відпрацюванню потужних крутоспадних рудних тіл є варіант системи розробки з підповерховим обваленням руди та торцевим випуском, так званий «шведський» варіант [3].

Ця технологія дуже ефективна та забезпечує високі показники продуктивності, але має ряд важливих обмежень, що ускладнюють її застосування в сучасних умовах підземного Кривбасу. Внаслідок торцевого випуску руди, який передбачено «шведським» варіантом, спостерігається значне засмічення руди пустими породами. Це здійснюється з метою зменшення втрат корисного компоненту. На відміну від руд підземного Кривбасу руди, які відпрацьовуються даною системою розробки, повинні бути схильні до збагачення. Тому застосування торцевого випуску руди приводить або до значних показників засмічення при невеликих втратах, або до значних втрат руди при невеликому засміченні, обидва ці результати є недопустимими при відпрацюванні руд Кривбасу.

Для усунення даного недоліку «шведського» варіанту групою авторів було запропонована нова конструкція цієї системи розробки, яка передбачає площинно-торцевий випуск руди [2]. Площинно-торцевий випуск на відміну від торцевого потребує певного підходу до керування показниками втрат й засмічення руди, так як він здійснюється одночасно по площині (з навантажувальних заїздів) та з торця (з буродоставочного орта) відбиваємого шару, внаслідок чого сфера впливу області течії рудної маси розширюється, що підвищує показники вилучення у цілому (рис. 1).

Але даний варіант системи розробки з підповерховим обваленням руди також має свої обмеження, які не дають змогу застосувати його в умовах Кривбасу. Здійснення даного способу доставки потребує проведення багато виробок значної площі перерізу, а також їх сполучення. В рудах невеликої міцності та стійкості оголення цих виробок та сполучень не спроможні витримати наростаючий під впливом очисної виїмки гірський тиск, у зв'язку з цим вони втратять свою стійкість й розпочнуть руйнуватися. Для усунення руйнування виробок потрібно здійснювати їх пере кріплення, що значно підвищує витрати. Тому даний спосіб при всіх його перевагах не може бути ефективно застосований на шахтах Кривбасу.

Зараз на шахтах Криворізького залізрудного басейну на доставці в межах блоку застосовують скреперні установки.

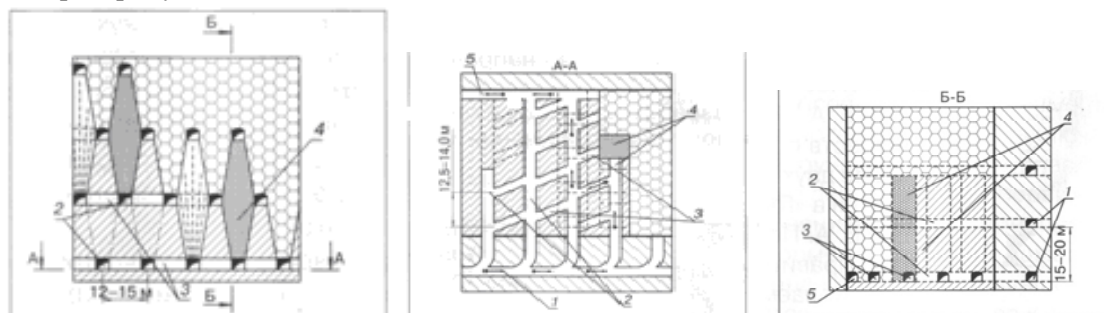


Рис. 1. Схема підготовки та відпрацювання блоків системою підповерхового обвалення з площинно-торцевим випуском руди: 1 - транспортні штреки; 2 - буродоставочні орти; 3 - навантажувальні заїзди; 4 - відбита руда; 5 - вентиляційний (відрізний) штрек

Даний спосіб доставки має ряд переваг, які обумовлюють його застосування при очевидному моральному зношенні, по-перше, це необхідність проведення виробок незначної площі перетину, що в умовах високого гірського тиску та недостатній міцності та стійкості руди є дуже актуальним; по-друге, на незначній середній довжині доставки в межах панелі на 2-3 пари дучок скреперна установка є найбільш продуктивним обладнанням; по-третє, при даному способі доставки забезпечується площинний випуск з панелі, який забезпечує найкращі показники вилучення.

При цьому скреперна доставка руди має і ряд недоліків: даний спосіб доставки застосовується вже більш ніж 50 років, що робить його морально застарілим; збільшення середньої довжини скреперування (до 4-6 дучок на одну виробку доставки) призводить до різкого зменшення

продуктивності, що негативно впливає на інтенсивність виймання в цілому та викликає зростання проявів гірського тиску і, як наслідок, збільшення обсягів пере кріплення виробок горизонту доставки; часте розташування рудоспусків та інших пунктів розвантаження скрепера, що збільшує об'єм підготовчо-нарізних виробок [1].

Постановка завдання. Є очевидним, що розвиток підземних гірничих робіт на шахтах Кривбасу вимагає застосування сучасних технологій видобутку, оновлення методів механізації для збільшення продуктивності та інтенсифікації ведення гірничих робіт, що найбільш важливо у сучасних складних гірничо-геологічних умовах, які ускладнюють застосування високопродуктивної самохідної техніки й відповідно технологій під неї. Тому виникає необхідність у розробці та проектуванні нових варіантів систем розробки, які б дали змогу застосувати самохідну техніку в складних умовах з урахування досвіду, набутого за весь час видобутку руди при використанні скреперної доставки руди.

Викладення матеріалу та результати. Як зазначалося вище, застосування скреперної доставки у поєднанні з випуском руди через випускні воронки сприяє досягненню кращих показників вилучення у порівнянні з торцевим та площинно-торцевим випуском руди з застосуванням самохідних навантажувально-доставочних машин (НДМ). При цьому скреперування на незначній відстані (на 2-3 пари дучок) забезпечує високі показники продуктивності скреперної установки. Разом з цим доставку руди в межах блоку до рудоспуску більш ефективно виконувати із застосуванням самохідної навантажувально-доставочної техніки, яка є значно продуктивнішою при середній довжині транспортування по прямій лінії. Однак для досягнення високої продуктивності самохідних НДМ необхідно забезпечити їх відповідні умови роботи. Як показує аналіз застосування такої техніки, суттєво впливає на її продуктивність час на здійснення маневрових операцій, пов'язаних із конструктивними особливостями горизонту доставки.

З огляду на сказане, було запропоновано поєднати ці два типи доставки руди: в межах довжини панелі, яка визначається з урахуванням розміщення 2-3 пар дучок, із застосуванням скреперної установки та з наступною доставкою до рудоспуску із застосуванням самохідної НДМ.

Конструкція одного з можливих варіантів системи розробки з застосуванням комбінованого способу доставки руди зображено на рис. 2.

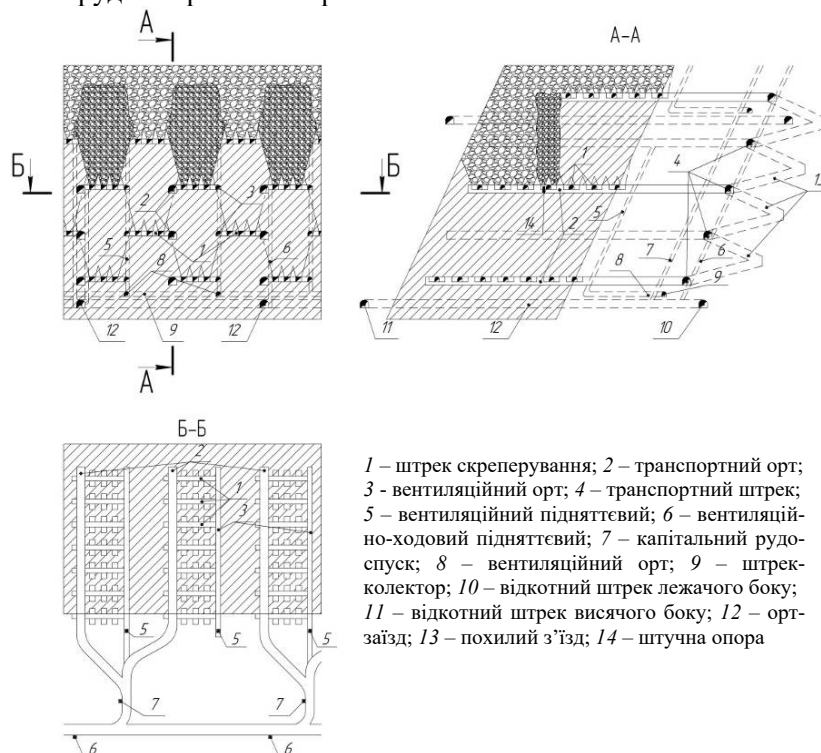


Рис. 2. Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів

Комбінований спосіб доставки руди передбачає розбиття родовища на панелі довжиною на 2-3 пари дучок, які розташовані за простяганням родовища у шаховому порядку зі зміщенням по висоті. Відпрацювання панелей здійснюють від висячого боку до лежачого. В межах довжи-

ни панелі по штреку скреперування 1 здійснюють доставку рудної маси із застосуванням скреперних установок на транспортний орт 2. По транспортному орту рудна маса вантажиться та переміщується самохідною НДМ до капітального рудоспуску 7, який знаходиться в лежачому боці покладу. Далі рудна маса по капітальному рудоспуску переміщується під дією власної ваги до відкотного горизонту, де вантажиться у вагонетки.

Вентиляція блоків відбувається за рахунок загальношахтової депресії. Свіже повітря подається по вентиляційно-ходовим підняттям 6 на підповерхи, далі переміщується по транспортним штрекам 4 та транспортним ортам 2 до робочої панелі та омиває штрек скреперування 1 й видається по вентиляційному орту 3 через вентиляційний підняттявий 5 на штрек-колектор 9.

Місце розвантаження рудної маси самохідними НДМ у капітальний рудоспуск провітрюється за рахунок збіжки транспортного орта з вентиляційним підняттям 5 не глухою перемичкою, якою регулюється розподіл повітря у блоці.

Відносно транспортного орта штреки скреперування можуть розташовуватися як з однієї сторони (як зображено на рис. 2), так і з двох сторін. З урахуванням того, що штрек скреперування має меншу площу перерізу по відношенню до транспортного орта, а відповідно й висоту, здійснюють суміщення покрівель цих виробок, а рудна маса з штрека скреперування переміщується на транспортний орт з деякого уступу у навал. Рудна маса з транспортного орта вантажиться у ківш самохідної НДМ за рахунок впровадження ковша у навал та транспортується до капітального рудоспуску. З метою усунення можливості переміщення навалу руди під час завантаження ковша передбачено створення штучної опори 14 за навалом.

При даному комбінованому способі доставки передбачено наступну черговість переміщення рудної маси: НДМ завантажує рудну масу у ківш з навалу та транспортує її до капітального рудоспуску, під час рейсу самохідної машини скреперна установка формує новий навал. При наближенні очисної виїмки до лежачого боку та відповідно зменшенні довжини транспортування рудної маси одна самохідна НДМ може обслуговувати дві скреперні установки у суміжних панелях. У відповідності до цього планування очисної виїмки необхідно здійснювати таким чином, щоб суміжні за простяганням панелі відпрацьовувалися по можливості одночасно.

За попередніми розрахунками при комбінованому способі доставки руди продуктивність комплексу при скреперуванні рудної маси скреперною установкою 30ЛС-2С з трьох пар дучок, відстань між якими складає 5 м, та транспортуванні НДМ Atlas Copco Scooptrams ST710 з місткістю ковша 3,2 м³ на відстань 70 м складає приблизно 470-500 т/зм.

До переваг комбінованого способу доставки можна віднести наступне: відсутність сполучень виробок значної площі перерізу, що дуже важливо при веденні гірничих робіт у рудах низької міцності та стійкості; мінімальні витрати часу НДМ на маневри, так як переміщення в основному відбувається по прямій; швидке відпрацювання запасів панелі внаслідок невеликого запасу та значної продуктивності доставочного комплексу; добрі умови вентиляції, так як відсутні тупикові виробки.

На опрацьовану технологію подана заявка для отримання патенту на корисну модель.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Комбінований спосіб доставки рудної маси дає змогу застосувати самохідну техніку в складних гірничо-геологічних умовах без погіршення показників вилучення руди за рахунок випуску рудної маси у панелях з випускних воронки по всій площі панелі. Область застосування даного способу не обмежується тільки складними гірничо-геологічними умовами й може бути використаний в будь-яких рудах.

У подальших дослідженнях планується розробити різні варіанти систем розробки під різні гірничо-геологічні умови із застосуванням запропонованого комбінованого способу доставки рудної маси. Обґрунтування продуктивності комплексу при різних умовах ведення очисної виїмки (довжина скреперування та транспортування) та застосуванні різних типів самохідної НДМ.

Список літератури

1. Жигалов М.Л., Ярунин С.А. Технология, механизация и организация подземных горных работ. – М.: Недра, 1990. – 423 с.
2. Фрейдин А.М., Неверов А.А., Неверов С.А. Совершенствование способов выемки мощных залежей под обрушенными породами // Горный журнал. – 2007. – №4. – С. 46-49.
3. Чернокур В.Р., Шкрёбо Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с поэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271 с.

Н.И. СТУПНИК, канд. техн. наук, проф., В.А. КАЛИНИЧЕНКО, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Е.К. ЯНОВ, ПАТ «Центральный горнообогатительный комбинат»

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФОРМИРОВАНИЯ КОМПЕНСАЦИОННЫХ ПРОСТРАНСТВ

В работе предложены варианты шатровых компенсационных пространств и способы их формирования. Определено технологическое время существования обнажения шатровых подсечек.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Процессы образования разных по форме, размерам, расположением в блоках (панелях) и технологией подсечных и отрезных пространств являются характерными для подавляющего большинства систем разработки рудных месторождений и предшествуют началу развития основных очистных работ. Эти процессы являются необходимыми и очень важными, поскольку они в значительной мере влияют на эффективность очистной выемки и конечные технико-экономические показатели. Работы по образованию этих камер и щелей очень трудоемкие, нуждаются в значительно больших затратах материалов в сравнении с выемкой основной части запасов, поэтому степень этого влияния определяется их удельным весом в общих запасах выемочной единицы.

Подсечные и отрезные камеры, компенсационные пространства выполняют две основные функции:

Создание свободной обнаженной поверхности в рудном массиве.

Компенсация увеличения объема обрушенной при отбойке руды.

Одним из путей совершенствования технологии отработки месторождений Кривбасса на больших глубинах является разработка технологий формирования компенсационных пространств, обеспечивающих улучшение извлечения богатых железных руд из очистных блоков.

Анализ исследований и публикаций. Работы по образованию компенсационных камер достаточно трудоемкие и нуждаются в значительных затратах материалов и времени. Кроме этого, процесс образования компенсационных пространств является менее безопасным, по сравнению с массовой отбойкой руды.

По форме, размерам, технологии образования и ориентации в пространстве, компенсационные камеры могут быть горизонтальными, наклонными или вертикальными [1-4]. При всех равных условиях наиболее устойчивыми являются вертикальные компенсационные камеры, далее - наклонные и наименее устойчивые - горизонтальные.

Исследованиями устойчивости камерных обнажений занимались многие ученые [5-8]. Однако, при всем многообразии работ, в литературных источниках нет сведений о шатровых подсечках и исследованиях по определению технологического времени существования обнажений шатровых компенсационных пространств.

Постановка задачи. Целью работы является совершенствование технологии формирования шатровых компенсационных пространств и определение технологического времени существования устойчивых обнажения шатровых подсечек.

Изложение материала и результаты. Авторами разработаны варианты компенсационных пространств, обладающих значительной устойчивостью обнажений и позволяющих за счет увеличения их размеров (объема) обеспечить более высокий коэффициент разрыхления руды. Сущность разработанных технологий заключается в следующем.

На рис. 1-3 представлена технология формирования двухсторонней наклонной шатровой подсечки, по своей форме напоминающей перевернутую на 180° траншейную подсечку. В связи с этим, предложено называть такую форму компенсационного пространства (шатровой подсечки) – «обратная траншея».

На рис. 1 предложен вариант образования шатровой подсечки с использованием компенсационного штрека. Сущность разработанного варианта заключается в следующем.

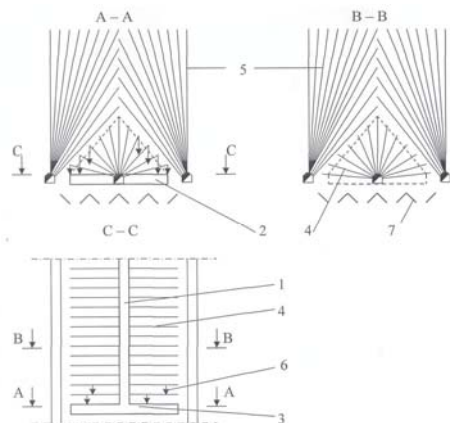


Рис. 1. Вариант образования шатровой подсечки «обратная траншея»; 1 - подсечной орт; 2 - компенсационный штрек; 3 - вертикальная треугольная отрезная щель; 4 - штанговые шпуров или скважины для образования подсечки «обратная траншея»; 5 - скважины для отбойки основного массива блока; 6 - направление отбойки; 7 - выпускные воронки

В центре блока (панели) на горизонте подсечки проходят подсечной орт 1 из которого на границе с лежащим (висячим) боком панели проходят компенсационный штрек 2. Из подсечного орта 1 выбуривают восходящие веера штанговых шпуров или скважин для формирования шатровой подсечки «обратная траншея». В первую очередь отбивают комплект вееров штанговых шпуров или скважин 4 на компенсационный штрек

2, вид А-А. После выпуска отбитой руды через выпускные воронки 7 образуется вертикальная треугольная отрезная щель 3 на которую отбивают вертикальные веера штанговых шпуров или скважин 4 для формирования подсечки «обратная траншея», вид В-В; С-С.

В последнюю очередь на образованную шатровую подсечку отбивают основной запас блока глубокими скважинами 5.

За счет формирования «обратной траншеи» с широким основанием обрушенная руда в нижней части подсечки (блока) не переуплотняется, обладает высоким коэффициентом разрыхления и характеризуется хорошими условиями выпуска.

Кроме этого, наклонные обнажения шатровой подсечки характеризуются высокой устойчивостью.

На рис. 2 предложен вариант образования подсечки «обратная траншея» без использования компенсационного штрека. Сущность разработанного варианта заключается в следующем.

В центре блока (панели) на горизонте подсечки проходят подсечной орт 1. Из подсечного орта 1 выбуривают восходящие веера штанговых шпуров или глубоких скважин 2 для формирования шатровой подсечки.

В первую очередь отбивают комплект вееров штанговых шпуров или скважин 2 на границе блока с одновременным (либо с отставанием) от разворота соответствующих воронок, вид А - А.

После выпуска отбитой руды через выпускные воронки 5 образуется вертикальная треугольная отрезная щель на которую отбивают вертикальные веера штанговых шпуров или скважин 2 с разворотом соответствующих воронок для формирования подсечки «обратная траншея».

В последнюю очередь на образованную подсечку отбивают основной запас блока глубокими скважинами 3.

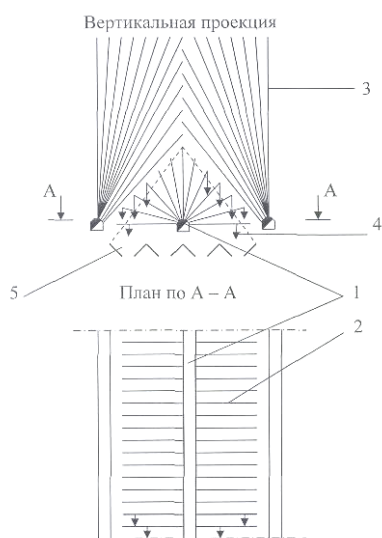


Рис. 2. Вариант образования подсечки «обратная траншея»; 1 – подсечной орт; 2 – штанговые шпуров или скважины для образования подсечки «обратная траншея»; 3 – скважины для отбойки основного массива блока; 4 – направление отбойки; 5 – выпускные воронки

На рис. 3 предложен вариант образования шатровой подсечки «обратная траншея» с использованием отрезного восстающего.

Сущность разработанного варианта заключается в следующем.

В центре блока (панели) на горизонте подсечки проходят подсечной орт 1, из которого на границе с лежащим (висячим) боком панели проходят отрезной штрек 9. На пересечении подсечного орта и отрезного штрека проходят отрезной восстающий 3. Из отрезного штрека бурят комплекты параллельных вертикальных скважин 2, которые последовательно взрывают на отрезной восстающий 3 формируя, тем самым, вертикальную треугольную отрезную щель 4.

Вертикальная проекция по А-А

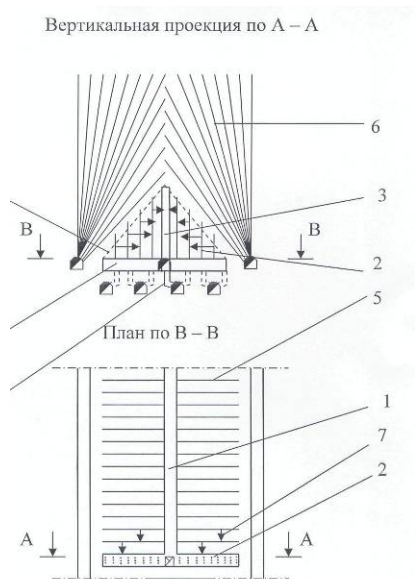


Рис. 3. Вариант образования подсечки «обратная траншея»; 1 - подсечной орт; 2 - отрезной штрек; 3 - отрезной восстающий; 4 - вертикальная треугольная отрезная щель; 5 - штанговые шпуров или скважины для образования подсечки «обратная траншея»; 6 - скважины для отбойки основного массива блока; 7 - направление отбойки; 8 - дучки; 9 - отрезной штрек

Из подсечного орта 1 выбуривают восходящие веера штанговых шпуров или скважин 5, которые отбивают на образованную отрезную щель 4, формируя, таким образом, подсечку «обратная траншея». После частичного выпуска отбитой руды через выпускные воронки 8 отбивают основной запас блока вертикальными веерами глубоких скважин 6 на образованную подсечку.

Основным условием, определяющим возможность безопасного применения шатровых потолочин, является обеспечение устойчивости их обнажений на требуемый период отработки камеры.

Аналитические исследования устойчивости обнажения шатровой подсечки «обратная траншея» позволили определить время их безопасного существования.

Технологическое время существования обнажения определяется по эмпирическому выражению, мес.

$$t_c = 18,41 \exp[-0,94(S\sqrt{H} / f * 10^3)] k_{um} - 0,019, \quad (1)$$

где S - площадь обнажения шатровой подсечки «обратная траншея», м²; H - глубина расположения, м; f - коэффициент крепости руды; k_{um} - коэффициент, зависящий от формы шатровой подсечки, определяется из выражения

$$k_{um} = \sqrt{2,68 + \cos \psi}, \quad (2)$$

где ψ - внутренний угол потолочины шатровой подсечки, град., при $60^\circ \leq \psi \leq 120^\circ$.

Выводы. Достоинством разработанных вариантов шатровой подсечки является малый удельный расход подсечных выработок за счет сокращения объема проходки подсечных (компенсационных) ортов, восстающего, буровой камеры.

Снижается динамический удар продуктов взрыва на днище блока за счет изменения направления отбойки глубоких скважин с перпендикулярной на касательную. В связи с этим, снижаются требования к количеству выпущенной руды из днища блока при формировании шатровой подсечки «обратная траншея», в отличие от технологии формирования горизонтальной подсечки.

По сравнению с наклонной подсечкой предлагаемая технология характеризуется меньшей длиной штанговых шпуров или скважин, используемых для образования шатровой подсечки, а следовательно меньшим количеством ВВ в скважине, приходящемся на 1 ступень замедления, а следовательно и меньшей энергией взрыва и воздействия на днище блока при формировании самой подсечки.

Решающим преимуществом шатровой подсечки является увеличение площади обнажения, что положительно сказывается на эффективности отбойки основного запаса блока в условиях отработки глубоких горизонтов железорудных шахт.

При отбойке основного массива блока на шатровую подсечку «обратная траншея» осуществляется соударение встречных кусков руды с положительным эффектом ее дополнительного дробления.

По сравнению с вертикальной компенсационной камерой шатровая компенсационная камера «обратная траншея» позволяет исключить проходку отрезного восстающего, либо значительно уменьшить его высоту, что положительно сказывается на безопасности работ, поскольку проведение восстающих характеризуется повышенной опасностью работ, низкой производительностью труда и высоким расходом ВМ.

Список литературы

1. Чернокур В.Р. Добыча руды с подэтажным обрушением / В.Р. Чернокур, Г.С. Шкребло, В.И. Шелегеда – М.: Недра, 1992. – 270 с.
2. Саворский П.К. Совершенствование технологии образования компенсационных щелей/П. К. Саворский // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1979. – № 3. С. 5- 8.

3. Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводообразной и шатровой формами обнажения потолочин. - Инструкция. В.В. Цариковский, В.В. Сакович, П.И. Кишкин, А.Ф.Артеменко, А.Ф. Мигуль.- Кривой Рог: НИГРИ. – 1994. – 17 с.

4. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Мінерал, 2008. – 436 с.

5. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород - М.: Недра, 1989. – 488 с.

6. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд – М.: Изд. «Наука», 1975. – 232 с.

7. Трумбачев В.Ф., Мельников Е.А. Распределение напряжений в междуканальных целиках и потолочинах. – М.: Госгортехизд, 1961. – 102с.

8. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221с.

Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 622. 235

Ю.Г. ВИЛКУЛ, В.Г. БЛИЗНЮКОВ, доктора техн. наук, проф.

Ю.В. БРИГИНЕЦ¹, инженер ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

БЕЗТРОТИЛОВОЕ ВВ «ИГДАНИТ МК-1»

Предложено новое безопасное безтритиловое взрывчатое вещество «Игданит МК-1» для дробления горных пород в условиях шахт и карьеров. Описаны результаты испытания ВВ на различных стадиях апробации к промышленному использованию.

К настоящему времени в Кривбассе полностью реализована Целевая региональная комплексная программа перехода ГОКов на безтритиловые экологически чистые взрывчатые вещества (ВВ). В рамках этой программы научными сотрудниками АГН Украины и Криворожского национального университета предложено новое дешевое безтритиловое ВВ «Игданит МК-1». Изобретение относится к промышленным взрывчатым смесям (ВС), в частности, к простейшим ВС повышенной плотности для горнодобывающей промышленности и других отраслей.

Взрывная смесь "Игданит МК-1" содержит гранулированную аммиачную селитру, жидкое топливо, алюминисодержащий компонент (вторичный порошок) и мелкие отходы коксохимического производства. Согласно изобретению она дополнительно содержит шлам железосодержащий фракции до 0,7 мм или железный концентрат фракции до 0,7 мм, или агломерат широкой фракции до 0,7 мм, или ферросилиций такой же фракции. Как жидкое топливо смесь содержит дизельное топливо или отходы жидких отработанных масел плотностью не более 1 г/см³. В качестве алюминисодержащего компонента смесь содержит малое количество алюминия вторичного (порошка) или силикоалюминия (порошка), или кремния (порошка); а в качестве мелких отходов коксохимического производства - малое количество мелких отходов литейного кокса широкой фракции до 0,7 мм. Соотношение компонентов в процентах по массовой доле следующее:

жидкое топливо (дизельное топливо или отходы отработанных масел плотностью не более 1 г/см ³)	2,0-2,3
алюминисодержащий компонент (порошок) алюминий (порошок) или алюминий вторичный (порошок), или силикоалюминий (порошок), или кремний (порошок)	0,01-1,0
мелкие отходы коксохимического производства (мелкие отходы литейного кокса широкой фракции до 0,7 мм	0,7
шлам железосодержащий широкой фракции до 0,7 мм или железный концентрат широкой фракции до 0,7 мм, или агломерат широкой фракции до 0,7 мм, или ферросилиций широкой фракции до 0,7 мм	3,0
аммиачная селитра	остальное.

Взрывчатое вещество «Игданит МК-1» изготавливается механическим смешиванием компонентов, имеет темно-серый цвет с включением гранул аммиачной селитры, субстанция сыпучая, сухая. Взрывчатое вещество пригодно для заряжания шпуров и скважин механическим способом, пригодно для транспортировки сжатым воздухом с использованием

транспортно-зарядных машин МГЗ-3 и ручных зарядчиков. Наличие дизельного топлива в составе ВВ в количестве 2-3% от общей массы взрывчатого вещества, находящегося в порах верхнего слоя гранул аммиачной селитры и в порах других компонентов взрывчатого вещества, обеспечивает высокую стабильность состава ВВ как при хранении и доставке, так и при заряджании скважин и шпуров.

Впервые контрольные испытания «Игданит МК-1» проводились в горно-геологических условиях шахты им. Орджоникидзе ОАО ЦГОКа на гор. -447 м, (акт контрольных испытаний «Игданита МК-1» от 15.12.2004 г.).

Взрывчатым веществом «Игданит МК-1» были заполнены две металлических трубы диаметром 159 мм и четыре трубы диаметром 100 мм, длиной 70 см. Трубы установили на металлические пластины 40×40 см толщиной 10 мм. Заряды в трубах инициировали патронами - боевиками аммонита 6 ЖВ диаметром 32 мм весом 250 г.

После взрыва зарядов, во всех шести образцах труб были пробиты металлические пластины, горная порода по оси зарядов под пластинами измельчена на глубину 20-30 см.

В аналогичных условиях выполнены взрывы штатного тротилосодержащего ВВ граммонит 79/21. После замеров, результаты взрывов штатного ВВ были те же, что и у испытуемого ВВ «Игданит МК-1».

Для определения работоспособности ВВ было изготовлено 45 кг «Игданит МК-1». При помощи пневмозарядчика УРЗ-1 были заряжены 32 шпура диаметром 42 мм глубиной 1,5 м, пробуренные в породах крепостью 18-20 баллов по шкале профессора Протоdjяконова. При заряджании шпуров налипания ВВ на стенках приемной воронки и в зарядной трубке зарядчика УРЗ-1 не наблюдалось. В аналогичных горно-геологических условиях были заряжены шпуры граммонитом 79/21. После проверки результатов взрывов обнаружено: фракция горной массы, разрыхленной граммонитом 79/21 и ВВ «Игданит МК-1», практически одинаковая.

По результатам испытаний комиссия пришла к выводам:

ВВ «Игданит МК-1» устойчиво воспринимает детонацию от патрона-боевика аммонита 6 ЖВ диаметром 32 мм, весом 250 г.

По работоспособности ВВ «Игданит МК-1» сравним с граммонитом 79/21.

Комиссия рекомендует провести испытания безтротилового взрывчатого вещества «Игданит МК-1» в производственных условиях шахт и карьеров Кривбасса.

Для определения возможности производства взрывных работ методом шпуровых и скважинных зарядов Павлоградским химическим заводом (акт-ответ от 15.06.2009 г.) изготовлены и испытаны образцы ВВ «Игданит МК-1» на водостойчивой измельченной селитре (ГОСТ 14702-79). Были изготовлены и взорваны патроны «Игданита МК-1» диаметром 36 мм и 80 мм. Как показали результаты взрывов, патроны ВВ диаметром 36 мм устойчиво воспринимают инициирующий импульс от узла детонирующего шнура ДШЭ-12; патроны диаметром 80 мм устойчиво детонируют от электродетонатора ЭД-8ж и от узла детонирующего шнура ДШЭ-12.

Для расширения сферы применения взрывчатого вещества «Игданит МК-1» были изготовлены патроны диаметром 36 и 80 мм с содержанием в составе 20 и 30% эмульсионной композиции. Испытания проводились для определения возможности применения в дальнейшем «Игданита МК-1» в обводненных горно-геологических условиях.

После проведения испытаний выявлено, что: взрывчатое вещество «Игданит МК-1» в диаметре 36 мм, с добавлением 20 % эмульсионной композиции, воспринимает инициирующий импульс от взрыва узла детонирующего шнура ДШЭ-12; от импульса электродетонатора ЭД-8Ж не детонирует. Изготовленные патроны диаметром 80 мм с содержанием эмульсии 20 и 30% взрываются от импульса электродетонатора ЭД-8Ж и узла детонирующего шнура ДШЭ-12.

Испытания ВВ «Игданит МК-1» при заряджании и взрывании шпуров диаметром 42 мм, на измельченной гранулированной аммиачной селитре ГОСТ 2-85, показало высокую эффективность безтротилового взрывчатого вещества при дроблении негабарита на строительных карьерах. Заряды в шпурах инициировали электродетонатором ЭД-8Ж.

Предварительные испытания для использования на открытых горных работах ВВ «Игданит МК-1» проводилось в условиях карьера №1 ЦГОКа по породам 7-12 баллов по шкале профессора Протоdjяконова. Зарядка скважин диаметром 250 мм и глубиной 18 м производилась транспортно-зарядными машинами МЗ-8 ОАО «Кривбассвзрывпром».

Загрузка транспортно-зарядных автомашин МЗ-8 взрывчатым веществом «Игданит МК-1» производилась на пункте механизированной переработки ВВ (ПМП).

На склад взрывчатых веществ ОАО «Кривбассвзрывпром» был доставлен энергетический промпродукт ПМК-1, приготовленный смешиванием порошка невзрывчатых компонентов в смесителе барабанного типа. Приготовление ВВ «Игданит МК-1» проводилось смешиванием гранулированной аммиачной селитры (ГОСТ 2-85) с энергетическим промпродуктом ПМК-1: на 100 кг селитры 12 кг промпродукта. Необходимая равномерность смешивания компонентов обеспечивалась при загрузке в бункер транспортно-зарядной машины МВ-8 и в дозатор.

Для сравнения качества дробления на карьере №1 ЦГОКа был выбран блок с однородной горно-геологической структурой горных пород. Часть скважин диаметром 250 мм, глубиной 18 м, была заряжена взрывчатым веществом граммонит 79/21, другая половина блока - взрывчатым веществом «Игданит МК-1». При осмотре поверхности взорванного блока выявлено: качество дробления горных пород, высота «шапки» разрыхления в частях блока, где заряжали «Игданит МК-1» и граммонит 79/21, не отличаются визуально. На карьере ЦГОКа ОАО «Кривбассвзрывпром» было взорвано 113 т взрывчатого вещества «Игданит МК-1».

Анализ проведенных испытаний безтритилового взрывчатого вещества «Игданит МК-1» в условиях шахт и карьеров показал:

Возможность применения ВВ «Игданит МК-1» в сухих и увлажненных скважинах как на открытых горных работах, так и в условиях подземной добычи полезных ископаемых.

Низкая стоимость ВВ (всего на 5-10% выше стоимости гранулированной аммиачной селитры по ГОСТ 2-85) обеспечивает экономическую целесообразность его внедрения.

Патронирование ВВ «Игданит МК-1», приготовленного на измельченной аммиачной селитре с добавлением эмульсионной композиции в пропорции 80/20 %, воспринимает импульсы от взрыва электродетонатора ЭД-8 ЖК или узла ДШЭ-12 и обеспечивает возможность изготовления и применения патронированного ВВ диаметром 60 мм и выше для заряжания обводненных скважин.

Сыпучесть и взрывные характеристики взрывчатого вещества «Игданит МК-1» указывают на возможность его применения для заряжания скважин пневмозарядчиками в подземных условиях без изменения технологии заряжания.

Приказом Госгорпромнадзора Украины №126 п.67 от 08.08.2009 г. взрывчатое вещество «Игданит МК-1» допущено к постоянному применению.

Список литературы

1. Пат. 76917 Украина, МПК (2006) С06В 31/00, Вибухова суміш «Ігданіт МК-1» / **Близиюков В.Г., Вілкул Ю.Г., Бригинець Ю.В.**; заявитель и патентообладатель – авторы; заявл. 25.04.2005; опубл. 15.09.2006, Бюл. №9, 2006 г.

2. Приказ Госгорпромнадзора Украины №126 п.67 от 08.08.2009 г.
Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 65:62:669

О.В. КАЛІНІЧЕНКО, канд. економ. наук, Л.В. СПІВАК, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УДОСКОНАЛЕННЯ СИСТЕМИ ОРГАНІЗАЦІЙНО-ЕКОНОМІЧНОГО УПРАВЛІННЯ ТЕХНІЧНИМ РОЗВИТКОМ ПІДПРИЄМСТВ ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КОМПЛЕКСУ

У сучасних умовах господарювання для забезпечення оперативного управління за рахунок швидкої оперативної інформації запропоновано ввести новий показник діагностики технічного стану підприємства це рівень комп'ютеризації.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сучасні тенденції розвитку підприємств гірничо-металургійного комплексу (ГМК), впровадження інноваційних технологій зумовлюють використання нових методів організаційно-економічного управління технічним розвитком для успішної та ефективної їх роботи. У кожного з підприємств є власний підхід до підвищення та удосконалення техніко-технологічної бази виробництва, але є певні групи її складників, які можуть бути узагальненими для усіх підприємств гірничо-металургійного комплексу.

Аналіз досліджень і публікацій. Питанням економічного обґрунтування якісної зміни техніко - технологічної бази гірничо-металургійного виробництва на основі діагностики стану технічного розвитку підприємств ГМК займалися багато вчених. Найбільш вагомими є дослідження технічного розвитку підприємств, що охоплюють різноманітні форми і відображають відповідні стадії процесу розвитку виробничого потенціалу, забезпечуючи просте та розширене відтворення основних фондів підприємств [1-3]. В той же час залишаються питання, які потребують більш детального дослідження з урахуванням сучасного технічного стану підприємств ГМК.

Постановка завдання. Метою роботи є дослідження форм технічного розвитку підприємств ГМК у сучасних умовах господарювання для забезпечення оперативного управління за рахунок швидкої оперативної інформації. З цією метою пропонується ввести новий показник діагностики технічного стану підприємства – «рівень комп'ютеризації», який забезпечить високу надійність і стабільність роботи підприємств ГМК.

Викладення матеріалу та результати. Форми технічного розвитку підприємства зображені на рис. 1.

Аналіз статистичних даних показав тотальний знос основних фондів однієї з базових галузей промисловості України:

на підприємствах ГМК він зараз складає, %	80
знос коксових батарей, %	54
доменних печей, %	89
мартенівських печей, %	87
прокатні стани, %	90.

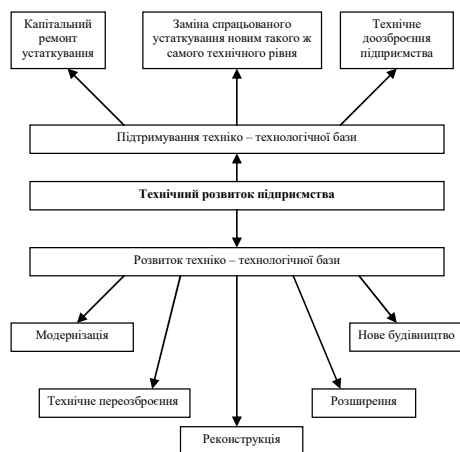


Рис. 1. Форми технічного розвитку підприємства

Це набагато вище прийнятого в світовій практиці, де величина зносу основних засобів 50 % вже вважається критичною, граничною, за якою ні про яку нормальну діяльність підприємства говорити не доводиться.

За даними Криворізького гірничо-промислового теруправління Держгірпромназору на гірничих підприємствах Кривого Рогу 50-70 % обладнання відпрацювало нормативний строк експлуатації. При цьому, капітальний та поточні ремонти проводяться на більшості підприємств несвоєчасно і не в повному обсязі. Потребують рішення чисельні проблеми, до них, першочергово відноситься занадто повільне оновлення основних фондів, а саме:

не проводиться заміна обладнання головних вентиляційних установок і підймальних машин, котрі відпрацювали нормативний строк експлуатації;

відсутні механізовані комплекси для проходки вертикальних гірничих виробок і для кріплення гірничих виробок без участі робітників.

Із зазначеного можна зробити висновок, що питання управління технічним розвитком виробництва є актуальним практично для кожного підприємства ГМК. По оцінках фахівців, якщо сьогодні не розпочати корінне переозброєння цих підприємств, через 10-15 років вони будуть просто зупинені.

Існуючий метод оцінювання технічного розвитку підприємств має певну систему показників, які визначають ступінь технічної оснащеності праці персоналу, рівень прогресивності застосовуваної технології, технічний рівень виробничого устаткування, рівень механізації та автоматизації основного та допоміжного виробництва. Кожен вид устаткування має свій технічний паспорт, в якому наведено його характеристики, види, терміни профілактики та ремонту, заміни швидкозношуваних деталей. На підприємстві складається план-графік здійснення планово - профілактичних заходів. З цією метою ведеться технічний журнал, де роблять відповідні записи проведеної роботи. Це дає можливість вчасно запобігти несправності, поломкам, виходу із ладу устаткування, продовжити його роботу.

Основними показниками діагностики технічного стану є:

рівень технічної оснащеності праці. Сюди включають випуск продукції на одиницю потужності агрегату, енергоозброєність на одного працівника, наявність активної частини основних фондів на одного працівника (фондоозброєність праці);

рівень прогресивності технології, який порівнюються з аналогічними показниками відповідної галузі:

- структурою технологічних процесів та трудомісткістю;
- часткою нових технологій за обсягом або трудомісткістю продукції;
- середнім віком застосовуваних технологічних процесів;
- коефіцієнтом використання сировини і матеріалів;

технічний рівень устаткування, що порівнюється з наявними досягненнями науково - технічного прогресу: продуктивністю (потужністю); надійністю, довговічністю; питомою матеріаломісткістю; середнім строком експлуатації; часткою прогресивних видів обладнання в загальній кількості; часткою технічного та економічного застарілого обладнання в загальному його обсязі.

рівень механізації та автоматизації виробництва. Він визначає: ступінь охоплення робітників механізованою працею; частку обсягу продукції, що виробляється за допомогою автоматизованих засобів праці.

Автоматизація виробництва має забезпечувати високий рівень досягнення продуктивності праці, якості продукції, збільшення виробництва, зменшення енергозатрат на одиницю продукції та собівартості її, зниження рівня технологічної собівартості процесів і операцій (визначають витрати на експлуатацію обладнання, інструменту, пристосувань, витрати на амортизацію обладнання тощо).

Але у сучасних умовах господарювання для забезпечення оперативного управління за рахунок швидкої оперативної інформації необхідно ввести новий показник діагностики технічного стану підприємства - рівень комп'ютеризації. Він забезпечить високу надійність і стабільність роботи підприємств ГМК.

Тільки у сукупності всі ці аналітичні показники дадуть загальну характеристику технічного стану розвитку підприємств і можливість оперативно вирішувати питання переозброєння виробництва, стратегію технічного розвитку.

Отже, удосконалення діагностики технічного стану підприємств ГМК дозволить розробити цільові програми переозброєння галузі в цілому, проводити єдину технічну політику.

Висновки та напрямки подальших досліджень. На основі результатів виконаного аналізу авторами пропонуються послідовні етапи організаційно-економічного управління технічним розвитком підприємств ГМК:

- установлення кінцевої мети - визначення, ранжування, виокремлення пріоритетів;
- підготовчий етап - аналіз виробничих умов, підготовка прогнозової інформації;
- варіантний вибір рішень - розробка, критерії та оцінка ефективності рекомендованих варіантів;
- програмування (планування) робіт - узгодження вибраних і прийнятих рішень, їх інтегрування в єдиний комплекс заходів в межах програми технічного розвитку підприємств на поточний період і прогнозовану перспективу;
- супроводження реалізації програми - контроль за виконанням передбачених програмою заходів за необхідністю коригування програми.

Кінцеву мету та пріоритети технічного розвитку потрібно визначати, виходячи із загальної стратегії підприємства. Практична реалізація усіх етапів організаційно-економічного управління буде сприяти оновленню техніко-технологічної бази підприємств, підвищенню якості та конкурентоздатності продукції.

Список літератури

1. Манів З.О., Луцький І.М. Економіка підприємства: Навч. посіб. – 2-ге вид., стер. – К.:Знання, 2006. – 580с.
2. Статистические данные Криворожского горно – промышленного территориального управления «Госгорпромнадзор», 2010.
3. Киселев Б.Г., Денисенко М.А., Завяльский А.П. Экономическая эффективность технического перевооружения горного производства – М.:Недра, 1990. – 142с.

Рукопис подано до редакції 28.03.12

**ВЛИЯНИЕ МОТИВОВ И СТИМУЛОВ
НА ЭФФЕКТИВНУЮ ОРГАНИЗАЦИЮ И БЕЗОПАСНОСТЬ ТРУДА**

Актуальность. Современные теории мотивации, объясняющие поведение человека в процессах организации труда, обеспечивающую, в том числе и его безопасность, основаны на двух основных понятиях: потребности и вознаграждение. Необходимо так организовать труд, чтобы каждый работник прилагал максимум усилий для выполнения поставленных задач, независимо от своих личных проблем. Денежная компенсация, поощрения, премия являются одним из главных мотиватором, посредством которых решается множество организационных вопросов.

Примером нематериальных мотивов является инстинкт самосохранения, формулировка этого мотива сводится к тому, что человек не совершает того или иного негативного действия, так как знает, что оно угрожает его здоровью и жизни. Известен мотив самосовершенствования, процесс осознанного, управляемого самой личностью развития, в котором в субъективных целях и интересах самой личности целенаправленно формируются и развиваются ее качества и способности. Деятельность человека заключается не только в получении материального результата, но и в самореализации, познавательном интересе, самоутверждении, ведь сама деятельность может привлекать и доставлять удовлетворение [1].

Мотивация - побуждение к определенной деятельности, побудительная причина целенаправленных действий и поступков.

Анализ существующих исследований и методик. Важную роль в эффективной и качественной отдаче сотрудников играет и нематериальное стимулирование. Субъективные переживания и эмоциональное состояние часто сказывается на деятельности человека и на производственный процесс в частности, поэтому следует понять мотивы объясняющие поведение человека, его физиологические и психологические потребности. Существуют множество теорий объясняющих поведение человека, и все они сводятся к двум понятиям: потребность и вознаграждение.

Потребность - внутреннее состояние психологического или функционального ощущения недостаточности чего-либо. Потребности, в свою очередь делятся на первичные и вторичные. Первичные - это врожденные, то есть потребность в еде, сне, дыхании и т.д. Вторичные потребности по своей природе являются психологическими. Это, например, потребности в уважении, успехе, привязанностях, богатстве, во власти и т. д.. Потребности человека определяют его поведение. Собственно, потребности суть мотива поведения человека. Когда человек начинает ощущать какую-либо потребность, у него возникает устремленность на достижение определенной цели, посредством которой он может удовлетворить эту потребность. Когда человек достигает поставленной цели, потребность его может быть удовлетворена полностью или частично.

Потребности у каждого человека индивидуальны, найти подход к каждому очень сложный процесс, поэтому на предприятии необходимо установить систему потребностей и мотиваций, дающих возможность побудить сотрудников к эффективной трудовой деятельности, стимулировать стремление к общей экономической выгоде, как со стороны рабочих, так и предприятия.

В управление и организации труда одной из главных задач является определение мотивов деятельности сотрудников и согласование их с целями предприятия. В эти цели входит: создание благоприятных взаимоотношений в коллективе; создание условий для проявления активности работников; предоставлять работнику дополнительные права и возлагать дополнительные обязанности; продвижение по службе; обеспечение переподготовок и повышение квалификации; создание безопасных и комфортных условий труда; выполнение всех норм и требований по охране труда; формирование у сотрудников сущности и значения мотивации в процессе труда. Выбор предприятием формы мотивационного воздействия на работника, включает в себя тип, характеристику и метод выработки воздействия и стимулирования [2,3].

Стимул - сильный побудительный момент; внутренний или внешний фактор, вызывающий реакцию, действие. Стимулы могут быть мотивирующими, немотивирующими и демотивирующими [4].

В случае получения ожидаемого эффекта мотивирующий стимул приводит к запланированному росту производительности труда и его безопасности, повышает мотивацию работника и остается неизменным достаточно продолжительное время (рис. 1) [4].

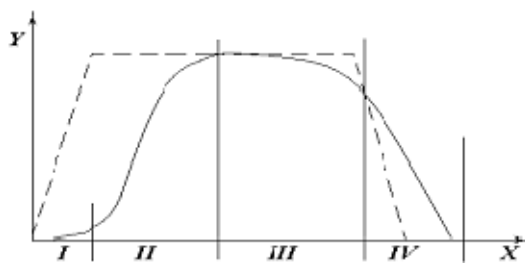


Рис. 1. Мотивирующий стимул работника: — реальная динамика поведения стимулированного работника; - - - ожидаемое (планируемое) поведение стимулированного работника; ось X – время; ось Y – производительность и уровень охраны труда

Реальное поведение работника отличается от ожидаемого. Это объясняется тем, что работнику требуется оценить стимул, и если он адекватен мотивации работника, то руководитель может наде-

яться на ожидаемый положительный результат.

В данном варианте явно прослеживаются четыре поведенческие фазы стимулированного работника: I - оценка работником стимула; II - рост производительности работника; III - инерция (стимул вследствие привыкания начинает утрачивать свою силу); IV - депрессия, угасание активности, снижение производительности.

Мотивационный стимул ориентирует человека на достижение целей, в которых он сам заинтересован, тем самым побуждает его производительную активность.

Немотивирующий стимул имеет краткосрочное влияние либо вообще не дает эффекта (рис. 2).

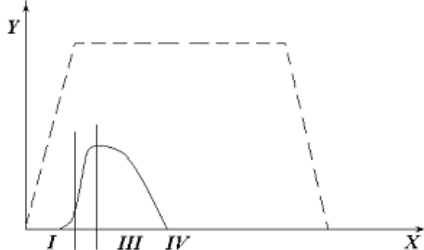


Рис. 2. Немотивирующий стимул

Фаза оценки I часто непродолжительна. Фаза роста II незначительна и не достигает ожидаемого максимума. Фазы инерции III и депрессии IV сливаются в одно целое - активность быстро падает. Это происходит в тех случаях, когда: 1) стимул не является ключом к мотивации работника, т.е. работник не может оценить в полной мере стимул; 2) стимул является незначимым; 3) стимул является средством манипуляции, а не мотивации.

Демотивирующий стимул обеспечивает кратковременный положительный эффект, а далее действия работника становятся протестными (рис. 3). Основные фазы демотивированного поведения: «-I» - переоценка стимульного воздействия; «-II» - рост деструктивной активности; «-III» и «-IV» - инерция и депрессия деструктивной активности.

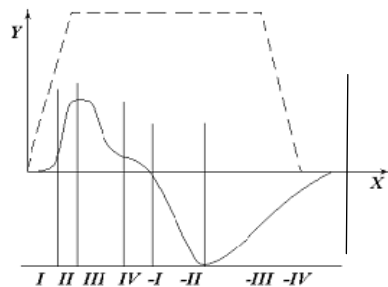


Рис. 3. Демотивирующий стимул работника

Очевидно, что мотивирующие стимулы оказывают максимальную производительную деятельность, а немотивационные и демотивационные стимулы необходимо избегать. С помощью конкретных стимулов происходит целенаправленное управление трудовыми ресурсами персонала и воздействие на их поведение.

Поскольку поведение это результат действий человека при воздействии обстоятельств, то руководитель, должен принимать во внимание и человеческие качества, и обстоятельства. А именно: определить желания и стремления подчиненных; постоянно контролировать эмоциональное

состояние сотрудников, во избежание негативных последствий; личностный контакт с каждым; определить способы манипуляции персонала, не препятствуя их желаниям, а лишь направляя их к общей цели. Вознаграждать необходимо исходя из ожиданий работника, награда может быть в виде денежной премии, продвижения по службе, заслуженного отдыха, то что, по мнению трудящихся, является мотивом к высокоэффективной и безопасной работе. Желания и потребности сотрудников узнать очень легко, к примеру, с помощью анкетирования, где работник четко дает понять какие результаты и награды он намерен получить от выполняемой им работы.

Изучая систему стимулов к работе, важно убедиться, что изменения в отношении результатов труда или вознаграждений достаточно весомы, чтобы существенно стимулировать поведе-

ние работников. Суть правильной организации труда лежит в правильном мотивировании разных людей с индивидуальными потребностями и желаниями.

В сфере охраны и безопасности труда, в свою очередь, должны быть использованы такие побудительные мотивы, которые заинтересовали бы рабочих и служащих в соблюдении правил техники безопасности. Предприятия должны концентрировать внимание рабочих и служащих на проблемах аварийности и охраны труда. Для привлечения внимания используются способы заинтересованности и наглядности, такие как средства массовой информации, газетные заголовки, объявления, видео, буклеты, плакаты. Этот способ помогает добиться реакции сотрудников к существующей проблеме в сфере охраны труда. Успех программы стимулирования в большой степени зависит от характера участия рабочих и служащих в управлении предприятием и правильного восприятия ими этого явления.

Эффективность методики мотивации можно проследить на примере Северного ГОКа [5]. В составе центральной комиссии по охране труда работает группа по мотивации, деятельность которой связана с разработкой новых более совершенных методов мотивации работников на безопасный труд и повышение культуры производства. В частности, одной из главных задач группы является укрепление трудовой дисциплины. Проводятся мероприятия по предотвращению случаев нарушения трудового внутреннего распорядка, пропускного и внутри объектового режима, норм и правил охраны труда и промышленной безопасности. За состоянием работников ведется ежедневный контроль цеховой комиссии, который определяет, способен ли человек полноценно выполнять свою работу без нарушений трудовой дисциплины, норм и правил охраны труда и промышленной безопасности. К нарушителям, пришедшим на работу в состоянии алкогольного опьянения, «похмельным синдромом» и т.п., предъявляются штрафные санкции, в виде лишения премий, вынесения выговоров. На предприятии практикуется проведение поведенческого аудита, доверительный диалог между руководителем и подчиненным, результатами которых является исправление поведения и поощрение безопасного выполнения работ.

Активно вовлечены в работу по обеспечению безопасности в структурных подразделениях и все сотрудники предприятия. Возникшие пожелания, замечания и рекомендации подаются в «Почту доверия» находящуюся на территории предприятия.

Самосовершенствование, как один из критериев мотивации присутствует и в методике обучения. В учебном процессе используются информационные технологии, методическая поддержка, специализированные обучающие компьютерные программы, тренажеры для обучения и отработки навыков безопасного проведения работ и другие инновационные решения. Все эти мероприятия формируют у трудящихся ответственность и приводят к лучшим показателям, как в профессиональной деятельности, так и в сфере безопасности и охраны труда.

Вывод. На промышленных предприятиях должны быть разработаны программы управления развитием охраны труда и проводится постоянный контроль и соблюдение соответствующих стандартов, правил и процедур. В том числе, постоянное совершенствование мероприятий по охране труда, так как существующие методики являются не совершенными. Использование мотивов повышения заинтересованности должно оказывать на рабочих и служащих воздействие, изменяющего их отношения к работе и безопасности, что в конечном итоге сделает труд высококвалифицированным и безопасным.

Список литературы

1. Соломанидина Т. О. Мотивация трудовой деятельности персонала / Т. О. Соломанидина, В. Г. Соломанидин – М., 2005. – 278 с.
2. Thomas W. Plank. Работа по повышению эффективности охраны труда [Электронный ресурс]. – Режим доступа к ресурсу: <http://www.base.safework.ru>
3. Дэвид А. Надлер, Эдвард Е. Лоулер. Теория ожиданий: новый подход к мотивации [Электронный ресурс]. – Режим доступа к ресурсу: <http://www.ubo.ru>
4. С.А. Карташов, И.В. Твердова. Модель мотивации труда работников производственного предприятия. [Электронный ресурс]. – Режим доступа к ресурсу: <http://www.prityki.net>
5. Группа по мотивации// Журнал «Промислова безпека». 2011.-19 с.

Рукопись поступила в редакцию 28.03.12

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЛЬТРОВ БЕССЕЛЯ ДЛЯ ХРОМАТОГРАФИИ

Получение результатов хроматографического анализа представляется в виде трех этапов [1]: 1) анализ - хроматографическое разделение анализируемой смеси на компоненты и регистрация выходного сигнала детектора; 2) первичная обработка - получение формализованного спектра; 3) вторичная (полная) обработка - получение по формализованному спектру окончательных результатов количественного и качественного анализа.

Наиболее существенным этапом при автоматизации хроматографического анализа является первичная обработка, в которой осуществляется фильтрация сигнала. Метрологические характеристики электронных систем вносят основной вклад в результаты анализа. Выполняется переход от реальной хроматограммы к формализованной. Каждый компонент анализируемой смеси представляется в многомерном формализованном спектре линией с характеризующей его совокупностью определяющих параметров: временем удерживания, амплитудой и (или) площадью. При решении задач идентификации основным параметром пика компонента является время удерживания.

Выходной сигнал включает смесь полезного сигнала, несущего информацию о составе или качестве анализируемого вещества; базисного сигнала, равного значению сигнала при отсутствии полезного сигнала; помех, указанные три составляющие считают аддитивными [1]. Полезный сигнал содержит низкочастотные составляющие: при граничных условиях (ширина пика по базисной линии равна 1 с для систем детектирования по теплопроводности и пламенно-ионизационных) отношение спектральной плотности $g(\omega)$ пика компонента на частоте 3 Гц к $g(0)$ составляет порядка 100 дБ [2]. Поэтому для фильтрации высокочастотных помех задача состоит в проектировании фильтра низких частот (ФНЧ) с частотой среза 3 Гц.

Получение ФНЧ, обладающего амплитудно-частотной характеристикой (АЧХ), равной единице в полосе пропускания и нулю в полосе задержания, и линейной фазо-частотной характеристикой (ФЧХ) в заданной полосе частот, - очень сложно. Так, аппроксимации АЧХ (например, по Баттерворту, Чебышеву, Кауэру) не обеспечивают заданный вид ФЧХ. Применение фильтров с нелинейной ФЧХ в реальном масштабе времени приводит к тому, что пики различной ширины задерживаются на различное время.

Проектирование фильтра $H(j\omega)$, обладающего линейной фазовой характеристикой в заданной полосе частот, совпадает с требованиями постоянства функции группового времени $\tau(\omega)$ [3]

$$\tau(\omega) = d\varphi(\omega)/d\omega = -(d/d\omega) \arctg X(\omega)/R(\omega) = \frac{X(\omega)R'(\omega) - R(\omega)X'(\omega)}{|H(j\omega)|^2}, \quad (1)$$

где $X(\omega) = \text{Im}(H(j\omega))$ - мнимая часть передаточной функции фильтра, $R(\omega) = \text{Re}(H(j\omega))$ - действительная часть.

При проектировании ФНЧ с максимально плоской характеристикой группового времени сначала записывается общий вид (структура) передаточной функции. Если передаточная функция имеет только полюсы, то задача нахождения параметров фильтра сводится к нахождению полиномов Бесселя n -го порядка [3]. Фильтр Бесселя характеризуется передаточной функцией вида

$$H(p) = k/B_n(p), \quad (2)$$

где $B_n(p)$ - полином Бесселя n -й степени, $k = B_n(0)$. Зная полиномы Бесселя $B_1(p) = p+1$ и $B_2(p) = p^2 + 3p + 3$, можно найти полином Бесселя n -го порядка с помощью рекуррентного соотношения: $B_n(p) = (2n-1)B_{n-1}(p) + p^2 B_{n-2}(p)$ [3]. Фильтр Бесселя с передаточной функцией (2) дает единичное групповое время замедления $\tau(0) = 1$ с; для получения $\tau(0) = \tau_0 \neq 1$ с, необходимо выполнить преобразование $p \rightarrow \tau_0 p$, тогда

$$H(p) = k/B_n(\tau_0 p), \quad k = B_n(0). \quad (3)$$

Степень знаменателя (3) зависит от требований, предъявляемых к фильтру: чем больше порядок фильтра, тем лучше будет аппроксимировано групповое время величиной τ_0 единиц в

пределах широкой полосы частот. На рисунке в приложении 1 приведены графики ФЧХ фильтров разных порядков при $\tau_0=1$. Для аналогового фильтра для обеспечения $\tau(\omega)=\text{const}$ в диапазоне частот 0-3Гц достаточно было бы фильтра Бесселя 22-го порядка при $\tau_0=1\text{с}$, однако, при уменьшении τ_0 до 0,1с удовлетворительным будет фильтр 4-го порядка.

Для реализации цифрового фильтра необходимо преобразовать функцию $H(p)$ в соответствующую передаточную функцию $H(z)$ одним из известных методов. В приложении 2 приведены АЧХ и производная ФЧХ фильтров Бесселя 12-го порядка ($\tau_0=1\text{с}$) в цифровой области при применении различных процедур перехода. Из рисунка приложения 2 видно, что методы численного интегрирования и инвариантности импульсной характеристики достаточно сильно искажают фазовую характеристику в интересующей полосе частот. Более того, использование метода инвариантности импульсной характеристики ухудшает фильтрацию высокочастотных шумов, поскольку АЧХ не спадает до нуля (в общем случае это случается в случае систем с существенно не ограниченной аналоговой АЧХ [3]). Хотя билинейное преобразование и приводит к нелинейности соотношения между аналоговой ω и цифровой θ частотами, но в данном случае результаты существенно лучше двух предыдущих. При уменьшении величины группового времени τ_0 полоса частот, при которых производная ФЧХ фильтра Бесселя 12-го порядка остаётся постоянной увеличивается.

Однако, при $\tau_0 < 0,4\text{с}$ характеристика группового времени замедления начинает претерпевать нелинейные изменения, а при дальнейшем уменьшении величины группового времени τ_0 характеристика изменяется до неузнаваемости. Следовательно, билинейное преобразование искажает характеристику группового времени фильтров Бесселя, начиная с некоторого $\tau_0 = \tau_{\text{окр}} < 1$. Условие $\tau(\omega) = \text{const}$ при $\omega = 0 \dots 2\pi \cdot 3$ для фильтра 12-го порядка не выполняется, поэтому нужно увеличить порядок фильтра.

Пусть изменения характеристики группового времени замедления, вносимые уменьшением величины времени замедления, не должны превышать 1% в полосе частот $0 \dots 6\pi$ рад/с, тогда находим, что порядок фильтра Бесселя должен быть не меньше 14. Основные характеристики такого фильтра приведены на рис. 1.

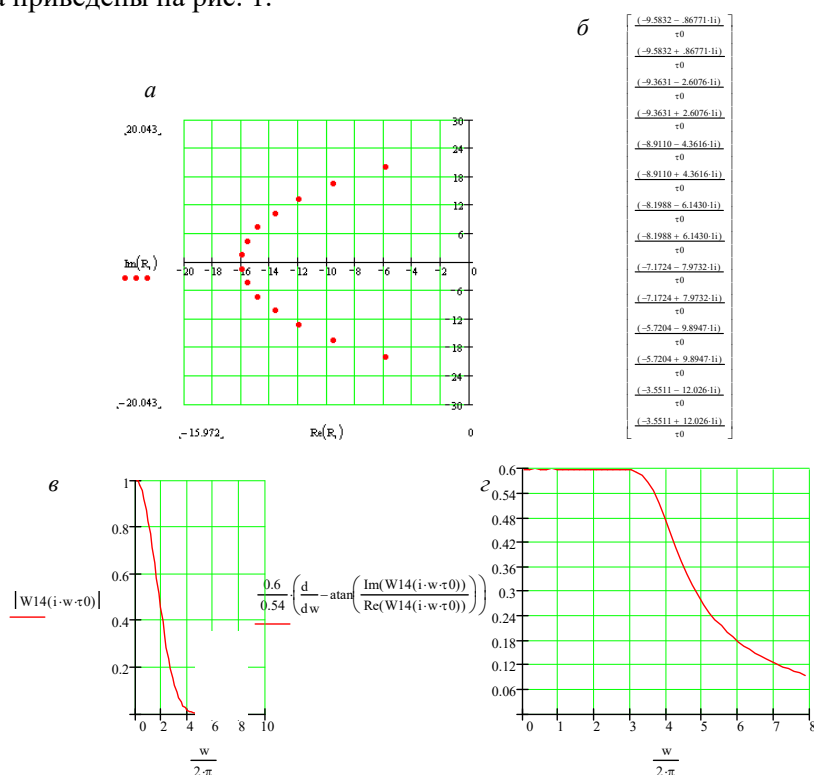


Рис. 1. Характеристики аналогового фильтра Бесселя 14-го порядка ($\tau_0=0,6\text{с}$): а - расположение корней характеристического уравнения и их выражения через τ_0 ; б - АЧХ; в - характеристика группового времени замедления

Основные характеристики цифрового фильтра приведены на рис. 2

Разностное уравнение, которое связывает входную x_n и выходную y_n последовательности фильтра

$$y_n = \sum_{i=0}^{14} a_i x_{n-i} + \sum_{i=1}^{14} -b_i y_{n-i} \quad (4)$$

Коэффициенты a_i и b_i определяются периодом дискретизации и групповым временем задержки.

Из рис. 2б видно, что АЧХ цифрового фильтра не равна единице в интересующей полосе частот, в результате чего амплитуда и площадь пика окажутся заниженными.

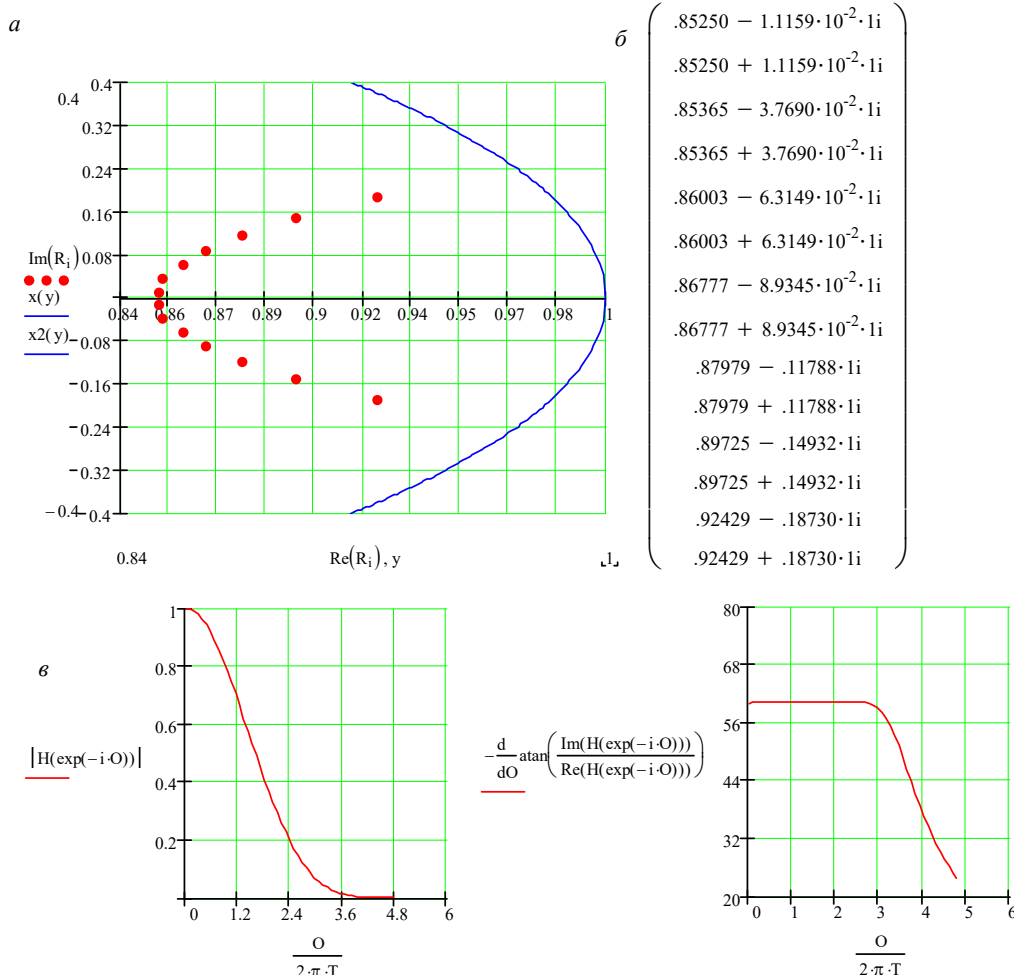


Рис. 2. Характеристики цифрового фильтра Бесселя 14-го порядка ($\tau_0=0,6$, $T=0,01$ с): а - расположение полюсов; б - АЧХ; в - характеристика группового времени задержки

Поэтому предлагается ввести коррекцию на коэффициент усиления цифрового фильтра следующим образом. Во время фильтрации происходит обнаружение начала и конца пика (в массиве отфильтрованных значений сигнала) одним из алгоритмов, например, по превышению производной сигнала некоторого порогового значения (в таком случае обнаружение нечувствительно к неизменному базисному сигналу) [1].

Затем проводится дискретное преобразование Фурье (ДПФ) пика. Значения ДПФ пика на частотах (f_k , $k = 2T/\sigma_o$, где σ_o ширина пика по уровню базисного сигнала) сопоставляются со значениями коэффициента усиления $|H(e^{j2\pi f_k})|$ фильтра на тех же частотах, для каждой частоты f_k вводится поправочный коэффициент

$$D_k = \left(-1 + \frac{1}{|H(e^{j2\pi f_k})|} \right) \cdot \frac{|SF_k|}{|SF_0|}, \quad (5)$$

где SF_k – значение ДПФ отфильтрованного пика на частоте f_k . Далее отфильтрованный сигнал в диапазоне пика умножается на коэффициент

$$1 + \frac{1}{N} \sum_{k=1}^N D_k \quad (6)$$

Рассматривая фильтрацию пиков различной ширины ($\sigma = 0,3-20$ с) было установлено, что число N частот, участвующих в определении коэффициента D следует брать не более 5-8: иначе для пиков с $\sigma < 1$ с ввиду присутствия в их ДПФ более высоких частот получим завышенные оценки площадей и амплитуд.

Применение алгоритма (5) для коррекции амплитуды и площади отфильтрованного пика компонента позволяет уменьшить ошибку по амплитуде с 2-4 до 0,6-1% для пиков с шириной по оси времени 2,5 и более секунд, скорректированный сигнал остаётся меньше идеального. Если (5) немного изменить для тех частот, для которых АЧХ фильтра больше 0,9, то ошибку удастся уменьшить ещё в 2-5 раз

$$D_k = -1 + \frac{1}{|H(e^{j2\pi f_k})|} \text{ при } |H(e^{j2\pi f_k})| > 0,9; \quad D_k = \left(-1 + \frac{1}{|H(e^{j2\pi f_k})|} \right) \cdot \frac{|SF_k|}{|SF_o|} \text{ при } |H(e^{j2\pi f_k})| \leq 0,9 \quad (7)$$

При моделировании работы фильтра Бесселя 14-го порядка с групповым временем замедления 0,6 с для хроматографических пиков различной ширины по уровню базисного сигнала без коррекции выходного сигнала, с коррекцией по (5) и с коррекцией по (7) на идеальный сигнал, описываемый суммой гауссовых пиков с различными площадями, среднеквадратическими отклонениями и временами удерживания [2], накладывался высокочастотный шум уровнем – 30,5дБ. Для удобства сравнения результатов фильтрации и коррекции выходной сигнал фильтра сдвинут по оси времени на $-\tau_o = -0,6$ с (на 60 тактов при частоте дискретизации 100 Гц). Имитационное моделирование в системе математических вычислений MathCAD 2000 Professional на ПК Pentium II 450МГц 64М ОЗУ дало такие результаты:

подавление высокочастотных помех (более 20 Гц) более, чем на 120 дБ;

искажения времени удерживания пиков компонент составили 0,6 с для пиков всего диапазона ширины по оси времени;

коррекция отфильтрованного сигнала по (5) позволила уменьшить искажения амплитуды пика с 6 до 3,25 % и его площади с 3,3 до 2 % для пиков с шириной по оси времени 1,8 с и с 1,778 до 1,765 %, с 2,06 до 0,62 % для пиков с шириной по оси времени 16,5 с;

коррекция (7) уменьшила искажения соответственно до 1,670 и 0,95 % для пика с шириной по временной оси 1,8 с и до 0,753 и 0,461 % для пика с шириной 16,5 с.

Список литературы

1. Гуревич А. Л., Русинов Л. А., Сягаев Н. А. Автоматический хроматографический анализ. – Л.: Химия, 1980. – 192с, ил
2. Attila Felinger. Fourier Analysis of Multicomponent Chromatograms. Theory of Nonconstant Peak Widths Models. Anal. Chem. 1991, 63, 2627-2633.
3. Лэм Г. Аналоговые и цифровые фильтры. Расчет и реализация. – М.: Мир, 1984.

Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 622.28.044

В.А. КАЛИНИЧЕНКО, д-р техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
И.А. ГОРБАТЕНКО, аспирант, ПАО «Марганецкий ГОК»

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ АНКЕРНОЙ КРЕПИ НА ВЫСОТУ ВЫЕМОЧНЫХ ШИРЕКОВ

Рассмотрена зависимость высоты выработок и скорости опускания кровли на сопряжениях очистных выработок от параметров анкерной крепи.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Доработка оставшихся запасов руды на марганцевых шахтах с циклично-поточным производством сопровождается повышенным горным давлением, неудовлетворительным состоянием горных выработок и низкой производительностью очистных забоев. Возобновилась дискуссия о направлениях дальнейшего развития подземно-

го способа разработки. При этом остаются нерешенными задачи по созданию способов и средств поддержания выемочных штреков и их сопряжений с очистными выработками.

Анализ исследований и публикаций. Исследованиями установлено, что основными факторами, определяющими состояние выемочных штреков и их сопряжений с очистными выработками, являются глубина разработки, мощность рудного пласта и пласта глин его непосредственной кровли, а также скорость отработки выемочных столбов [1]. Оказалось, что высота выемочных штреков и скорость опускания его кровли в зоне ведения очистных работ, находится в прямой пропорциональной зависимости не только от этих факторов, но и от параметров анкерной крепи, таких как длина анкеров, плотность их установки и других [2]. Дальнейшее совершенствование подземного способа разработки марганцевой руды возможно путем применения анкерной крепи в кровле выработок с длиной анкеров 2,8-3,0 м и более [3]. Такая возможность появилась после создания ГП «НИГРИ» технологии возведения составных анкеров из арматурной стали диаметром 22 и 27 мм и длиной 2,5-4,0 м. Анкерование кровли выемочных штреков такими анкерами позволяет сохранить их высоту не уровне не менее 1,8-2,0 м и тем самым отрабатывать выемочные столбы без перекрепления штреков и их сопряжений с очистными выработками.

Постановка задачи - показать, что параметры анкерной крепи оказывают влияние на высоту выемочных штреков в зоне производства очистных работ и определить существующие закономерности, позволяющие разрабатывать паспорта крепления горных выработок при их поддержании анкерной крепью.

Изложение материала и результаты. Для определения влияния параметров анкерной крепи на высоту выемочного штрека был проведен промышленный многофакторный эксперимент на 2-м панельном штреке шахты № 14/15, в ходе которого изменялись такие параметры, как тип и плотность рамной крепи, длина и плотность анкеров в кровле выработки, диаметр анкеров и др. На экспериментальном участке длиной 214,5 м было оборудовано 6 замерных станций, на которых измерялась высота и ширина выработки.

Многофакторный эксперимент показал, что на участках, где анкерная крепь отсутствовала, высота выемочного штрека была наименьшей. На участках, в кровле которых были установлены анкера длиной 2 м высота штрека вблизи сопряжений с заходками составляла 1,0-1,5 м, что было недостаточно для безремонтного производства горных работ.

На экспериментальном участке, в кровле которого были установлены составные анкера из арматурной стали Ø 22 мм и длиной 3,0 м, состоящие из двух соединенных между собой с помощью резьбового переходника Ø 16 мм частей (при плотности анкерования 5 анкеров/м²), высота штрека превышала 2,0 м, что было достаточно для нормального ведения горных работ.

При проведении эксперимента были получены данные, указывающие на наличие корреляционной связи между высотой выемочного штрека, длиной анкеров в его кровле и скоростью отработки выемочного столба. Для определения зависимости был использован метод проф. И.Грубера [4], в котором эмпирические коэффициенты уравнения определяют по формуле

$$\beta = (x^1 x)^{-1} x^1 y, \quad (1)$$

где x - влияющие факторы; y - обобщающий показатель (высота выработки); $(x^1 \cdot x)^{-1}$ - обратная матрица произведения $x^1 y$; $x^1 y$ - вектор правой части уравнения.

Полученная математическая модель имеет вид, м

$$h = -0,1211 + 0,1918 l_a + 0,0492 V, \quad (2)$$

где h - высота выработки, м; l_a - длина анкеров, м; V - скорость отработки выемочного столба, м/мес.

Аналогичная зависимость получена и для скорости опускания кровли на сопряжениях очистных выработок.

Модели адекватны выборочным данным, поскольку коэффициент их корреляции $r = 0,7$.

Полученная зависимость (2) приведена в графическом виде (рис. 1)

Из рис. 1 следует, что металлическая модель (2) - это плоскость значений высоты выемочного штрека, которая имеет подъем в направлении увеличения значений l_a и V , то есть высота выемочного штрека находится в прямой пропорциональной зависимости от длины анкеров и скорости отработки выемочного столба и имеет максимальное значение 1,8-2,0 м при длине анкеров 2,5-3,0 м и скорости отработки выемочного столба от 30 до 40 м в месяц. При таких

значениях определяющих факторов высота сопряжений на выемочном штреке соответствует требованиям правил техники безопасности.

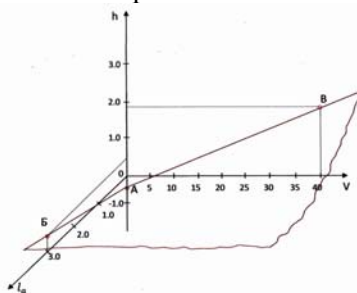


Рис. 1. Зависимость высоты выемочного штрека h от длины анкеров l_a и скорости отработки выемочного столба

При применении анкерной крепи на марганцевой шахте, равновесие пород над горной выработкой достигается, если [5]

$$BK_3h_1L\gamma = nP_3 \quad (3)$$

где B - ширина выработки, $B=3,5$ м; K_3 - коэффициент запаса прочности, $K_3=2$; h_1 - длина части анкеров в зоне расчленения пород, $h_1=0,6B=2,1$ м; L - шаг установки анкеров вдоль выработки, $L=0,5$ м; γ - объемный вес породы, $\gamma=1,85$ т/м³; n - количество анкеров в кровле выработки по ее ширине, шт; P_3 - прочность закрепления анкера в кровле выработки, тс.

Тогда, количество анкеров в ряду по ширине выработки, шт

$$n = \frac{BK_3h_1L\gamma}{P_3} \quad (4)$$

$$n = \frac{3,5 \cdot 2,1 \cdot 0,5 \cdot 1,85}{P_3} = \frac{13,6}{P_3},$$

Для расчета параметра n , а значит и плотности анкерования, потребовалось знать величину P_3 . Она была определена экспериментальным путем для породы кровли рудного пласта, имеющей следующие физико-механические свойства:

объемный вес породы 1,85 т/м³;
коэффициент пористости 0,7-0,8 дол.ед.;
коэффициент водонасыщения 0,8-0,9 дол.ед.;
сцепление 0,4-0,5 кг/см²;
угол внутреннего трения 18-21 град.

После обработки полученных данных были получены следующие зависимости.

Для анкеров Ø 22 мм

$$P_3 = 0,5 + 1,96l_a \text{ тс} \quad (5)$$

при $r=0,90$

Для анкеров Ø 27 мм

$$P_3 = 3,84 + 1,91l_a \text{ тс} \quad (6)$$

при $r=0,91$

Если принять длину анкера $l_a = 3,0$ м, его длина за зоной разрыхления породы составит $3-2,1=0,9$ м, а прочность закрепления $P_3 = 0,5 + 1,96 \cdot 0,9 = 2,264$ тс (5).

Тогда, количество анкеров в кровле выработки по ее ширине $n = \frac{13,6}{2,264} = 6$ шт.

Следовательно, для расчета паспорта крепления выемочного штрека необходимо определить прочность закрепления анкера в породе кровли рудного пласта P_3 и количество анкеров в кровле выработки по ее ширине. Тогда, высота выемочного штрека в зоне ведения очистных работ, при установленной скорости отработки выемочного столба, будет соответствовать предъявленным требованиям.

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. Высота выемочных штреков в зоне производства очистных работ и на сопряжениях заходов зависит прямопропорционально от длины анкеров в их кровле и скорости отработки выемочных столбов.

2. Для определения плотности установки анкеров в породе кровли рудного пласта достаточно знать их прочность закрепления в этой породе, которая определяется экспериментальным путем или по приведенным зависимостям.

3. Применение анкерной крепи позволяет сохранить рабочее сечение выемочных штреков и их сопряжений в зоне производства очистных работ и создает возможно для дальнейшего совершенствования подземного способа разработки по следующим направлениям:

по созданию подготовительно-очистных технологических комплексов на базе существующего добычного оборудования и анкерной крепи с ее технологией возведения анкеров; применению безнишевой выемки марганцевой руды путем увеличения ширины выемочных штреков до 4,5-5,0 м;

созданию технологии с закладкой выработанного пространства путем применения анкерной крепи как в выемочных штреках, так и в камерах для кратковременного поддержания их кровли.

Список литературы

1. Инструкция по выбору крепей очистных выработок и их сопряжений на шахтах Приднепровского марганцевого бассейна НИГРИ. – Кривой Рог. – 1989. – 37с.
 2. **Барбашев В.Х.** К расчету параметров анкерной крепи для упрочнения песчано-глинистых пород // Сборник научных трудов НИГРИ. – Кривой Рог. – 1988. – С. 28-30.
 3. **Качко О.В.** Анализ и пути совершенствования технологии марганцевой руды комплексными механизированными заходками // ГП «НИГРИ». – Кривой Рог. – 2006. – С. 52-56.
 4. **Грубер И.** Эконометрия // Киев: «Полиграфкнига». – 1996. – 328с.
 5. **Широков Л.П., Лидер В.А., Писляков Б.Г.** Расчет анкерной крепи для различных условий применения // Киев-Донецк: «Вища школа». – 1987. – 116с.
- Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 622.2:553.546

Б.Н. АНДРЕЕВ, д-т. техн. наук, проф., А.А. СЕРГЕЕВА
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ КОМБИНИРОВАННОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Проведен анализ основных направлений совершенствования технологии комбинированной разработки запасов месторождений железистых кварцитов в условиях совместной открыто-подземной отработки. Обосновано применение комбинированных геотехнологий, разработанных на основе рационального сочетания технологических процессов различных способов разработки при максимальном использовании элементов техники и технологии открытых горных работ и карьерного пространства для освоения запасов переходных зон.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Из анализа опыта комбинированной разработки следует, что наиболее сложной и наименее изученной в геомеханическом и технологическом отношениях является выемка запасов переходных зон, непосредственно выходящих на контур карьера, имеющих ряд особенностей, состоящих в: возможности использования карьерного пространства для вскрытия и подготовки запасов и элементов и технологии открытых горных работ, высоко производительной техники на стадии очистной выемки; увеличения удельных объемов подготовительно-нарезных выработок и повышенной сложности конструкций систем разработки; необходимости проведения специальных мероприятий по изоляции подземных выработок от карьерного пространства; специфическом нагружении несущих элементов систем разработки в прикарьерной зоне и своеобразии способов управления состоянием массива в условиях взаимного влияния карьера и подземных выработок; необходимости организационной и временной увязки режимов горных работ, особенно взрывных, объемов производства открытого и подземного рудников в период совмещения работ; зависимости уровня эффективности работ по выемке запасов переходной зоны от глубины перехода на комбинированную и подземную разработку запасов и последовательности отработки участков шахтного и карьерного полей.

Анализ исследований и публикаций. Многовариантность решений предполагает оценку каждой из возможных схем отработки приконтурных запасов и выбор наиболее целесообразного. Конкурирующие варианты также будут отличаться сроками осуществления капитальных и эксплуатационных затрат и временем получения дохода. Вопросу выбора и обоснования критерия эффективности технологических решений посвящены работы: М.И. Агошкова, Р.П. Каплунова, С.Я. Рачковского, А. В. Старикова, К.Н. Трубецкого и др [1-8]. В них указывается, что критерии оценки и сравнения вариантов должны учитывать затраты общественного труда на добычу и переработку руды, ущерб от потерь и разубоживания, ущерб наносимый природной

среде, при этом должна быть обеспечена сопоставимость вариантов по объёму, качеству выпускаемой продукции.

Постановка задачи. Анализ опыта комбинированной разработки показал, что наличие карьерной выемки значительной глубины отрицательно сказывается на процессах и показателях добычи подземного рудника, в первую очередь переходных зон. Причем, степень этого влияния неодинакова и зависит, в основном от способа управления горным давлением. Это влияние проявляется в высокой вероятности возникновения активных аэродинамических связей с атмосферой карьера, нарушающих нормальный режим вентиляции подземного рудника, в возможности аккумуляирования вод в карьерной чаше и нерегулируемого проникновения их в подземные выработки. К негативным последствиям увеличения глубины карьера относится усложнение геомеханической обстановки в переходной зоне, отражающееся на технологии и на эффективности отработки. Снизить водоприток и обеспечить нормальные условия вентиляции позволяет переход на нагнетательный и комбинированный способ проветривания шахт, установка подпорных вентиляторов на откаточных горизонтах, завалка карьера вскрышей. Эффективным способом изоляции является создание в выработках, выходящих в карьер, шлюзов, возведение кирпичных и бетонных перемычек.

Изложение материала и результаты. Влияние климатических условий при больших глубинах карьеров проявляется в районах с изменчивым климатом. Ухудшение температурного режима на рабочих местах, обмерзание выработок, скважин снижает производительность труда при применении традиционных технологий на 35-45 %, увеличивает себестоимость на 65-70 % по сравнению с выемкой удаленных от карьера блоков.

Другой особенностью освоения запасов переходных зон является необходимость согласования продолжительности и последовательности ведения шахтостроительных работ со сроками и границами окончания открытых. Неувязка в сроках, экономическая необоснованность границ перехода и напряженность графика строительства повышают вероятность образования перерыва в добыче, принятия неэффективных и необоснованных решений по отработке запасов переходных зон и имеют негативные последствия для горного предприятия, особенно при отсутствии компенсационных мощностей.

Компенсировать проявление всех перечисленных негативных последствий и обеспечить эффективное освоения законтурных запасов возможно за счет использования карьерного пространства для обеспечения наиболее эффективного сочетания технологических процессов различных способов разработки на стадии очитной выемки запасов переходных зон при активном использовании карьерного пространства для вскрытия и подготовки подземных блоков, прилегающих к контуру карьера, доставки в подземные выработки материалов, оборудования, рабочих и частичной выдачи руды по транспортным коммуникациям карьера, организации локального проветривания блоков, проведения разведочных работ и производства закладочных работ. Выемка запасов переходных зон железорудных месторождений может осуществляться системами разработки с закладкой выработанного пространства, системами с обрушением руды и вмещающих пород и камерно-целиковыми системами с открытым выработанным пространством с использованием технологического оборудования открытых и подземных работ. На такую постановку проблемы указывалось в материалах и решении международной конференции «Неделя горняка - 2009», где отмечено, что основной тенденцией развития технологии горных работ является переход на комбинированные геотехнологии освоения запасов месторождений.

На целесообразность производить сравнение технологических решений по шахтной себестоимости с учётом экономического ущерба от потерь и разубоживания руды указывает [5]. К.Н. Трубецкой считает возможным ограничиться участковой себестоимостью, а А.А. Пешков предлагает вести сравнение по себестоимости конечной продукции [3]. Вместе с тем, себестоимость полезного ископаемого также непригодна как основной критерий оптимизации, так как не позволяет учитывать в полной мере качество продукции и эффективность использования капитальных затрат.

В методике [7] определения экономической эффективности капитальных вложений, в качестве критерия сравнительной эффективности рекомендуется показатель приведенных затрат, позволяющий соизмерять капитальные вложения и эксплуатационные расхода. Ориентироваться на критерий приведенных затрат и экономии труда при экономической оценке вариантов рекомендуют рассчитывать разность между извлекаемой ценностью запасов и ин-

дивидуальными затратами на их освоение, приведенными по фактору времени через коэффициент разновременности затрат, равный 1,08 и суммировать результаты по годам строительства, отработки и консервации запасов.

М.И. Агошков, Е.М. Козаков, А.С. Астахов [1,8] отмечали недостатки критерия приведённых затрат, проявляющиеся при решении динамических по своему характеру проектных горно-экономических задач. В условиях динамичной экономики показатель приведённых затрат не может быть рекомендован в качестве критерия экономической оценки технических решений, где особенно большое значение имеют природные факторы, динамичность производства, разновременность затрат и доходов.

Стремление к минимизации затрат в большинстве случаев вступает в противоречие с такими требованиями как повышение полноты извлечения запасов, формирование рациональных качественных характеристик добываемого сырья, обеспечение сохранности окружающей среды.

Для выбора систем разработки целесообразно использовать комплекс экономических показателей, сравнительную оценку систем вести по показателям экономической эффективности в стоимостном выражении, учитывая потери и разубоживание руды, производительность труда. Выбор систем осуществлять по совокупности важнейших критериев оценки: производительность забойного рабочего, участковая себестоимость, коэффициенты извлечения и разубоживания, экономический ущерб от потерь и разубоживания, удельные приведённые капитальные затраты.

Выполненный литературный обзор показал, что в современных условиях при экономической оценке вариантов технологических решений необходимо использовать критерии, связанные с прибылью. При этом принятый метод экономической оценки вариантов должен ориентироваться на реально действующие в обществе финансовые и хозяйственные отношения и конкретную финансово-учётную и налоговую политику, должен учитывать действующее законодательство, юридические, правовые и финансовые нормы. Поэтому критерий экономической эффективности вариантов должен учитывать изменение не только производственных затрат и доходов, но и изменение в величине налоговых и социальных отчислений.

На необходимость производить выбор систем разработки по прибыли с учётом экономического ущерба от потерь и разубоживания указывал М.И. Агошков, по уровню рентабельности А.П. Володин. А.А. Кавтаськин предлагал оценивать системы разработки по максимальной прибыли при минимуме затрат [8].

Разработка месторождения или его части - динамический процесс, поэтому для выбора способа разработки или конкретной технологической схемы ведения работ целесообразно использовать динамические методы расчета, учитывающие изменение всех существенных технико-экономических показателей за период разработки. Интегрированная дисконтированная прибыль является наиболее общим универсальным экономическим критерием и рекомендуется для динамических технико-экономических задач, характеризующихся неравномерностью годовых объёмов, затрат и доходов, большим различием вариантов в объёмах, сроках оценки.

С позиций концепции комплексного освоения недр оптимальной следует считать такую технологическую схему, которая обеспечивает получение максимальной ценности при наименьших затратах всех видов ресурсов и минимальном ущербе для окружающей среды использовать критерий, представляющий собой максимум суммарного дисконтированного эффекта, а методы оценки эффективности проектных решений с учётом динамики. Для динамической оценки вариантов были предложены так называемые интегральные критерии, учитывающие суммарные затраты или эффекты за весь рассматриваемый период.

Методика сравнения вариантов на основе интегрированного дисконтированного дохода инвестиционных проектов, указывает, что наиболее проблематичным моментом является выбор нормы дисконта. В зависимости от уровня риска технических решений в статье [3] рекомендуется коэффициент дисконтирования затрат для задач разного класса принимать следующим: 1 класс $E_d=12\%$ для задач размещения оборудования на действующем предприятии; 2 класс $E_d=14\%$ для решений о расширении программы деятельности предприятия; 3 класс $E_d=18\%$ для реализации новых проектов; 4 класс $E_d=25\%$ для реализации новых проектов за рубежом.

Анализ оценки критериев показал, что основным критерием наиболее полно отражающим связь между затратами на производство и полученными результатами является сравнительная суммарная дисконтированная прибыль на период отработки запасов. Этот критерий позволяет оценить варианты различающиеся как уровнем затрат, сроками реализации, так и характером

распределения затрат и эффектов во времени, а также учесть полноту и комплексное освоение недр и экономический ущерб, наносимый окружающей среде.

Изучение технологических схем отработки запасов переходных зон при комбинированной разработке месторождений и геомеханических особенностей массива позволило сформулировать и обобщить технологические решения для переходных зон: ввиду специфических особенностей технологических схем освоения переходных зон целесообразно составление для них специальных проектов разработки на основе комбинированной геотехнологии; при формировании комбинированной геотехнологии следует ориентироваться на оптимальное сочетание элементов известных технологий различных способов разработки с максимально возможным использованием более производительного оборудования открытых горных работ; область применения комбинированной геотехнологии должна определяться оптимизацией совокупного дохода от отработки запасов месторождения; управление состоянием сложной динамической геоконструкции, формирующейся при выемке запасов переходных зон, целесообразно производить комбинацией рудных, породных и искусственных целиков рациональной формы, пригрузкой борта насыпными породами, анкерного крепления массива тросами; конструкции горизонтов, систем разработки, геомеханические модели и расчетные схемы, применяемые для обоснования комбинированной геотехнологии должны быть адаптированы к конкретным условиям залежи за контуром карьера с учетом пространственных факторов, влияющих на напряженно-деформированное состояние горной конструкции; решение вопросов вентиляции тесно связано с геомеханическими задачами по управлению состоянием массива и должно рассматриваться в комплексе.

Анализ основных направлений совершенствования технологии комбинированной разработки запасов железорудных месторождений в условиях комбинированной открыто-подземной отработки выявил: четко выраженную тенденцию на вовлечение в эксплуатацию запасов переходных зон с целью ускорения ввода подземного рудника и отказа от переноса времени их выемки на более поздние сроки; ориентацию на применение комбинированных геотехнологий, разработанных на основе рационального сочетания технологических процессов различных способов разработки при максимальном использовании элементов техники и технологии открытых горных работ и карьерного пространства для освоения запасов переходных зон; целесообразность комбинации различных способов управления состоянием массива на стадии очистной выемки запасов, прилегающих к контуру карьера; перспективность оптимизации границ перехода на комбинированную геотехнологию освоения запасов по максимуму совокупного дисконтированного дохода, полученного за период отработки всех запасов месторождения.

Реализация этих прогрессивных тенденций в технологии отработки запасов переходных зон сдерживается недостаточной изученностью многих аспектов данной проблемы и отсутствием методического обеспечения проектирования комбинированных геотехнологий.

Выполненный анализ опыта комбинированной разработки месторождений показал, что при выемке запасов переходных зон технологиями, основанными на сочетании технологических процессов различных способов разработки наибольший эффект достигается на процессе управления состоянием массива, который осуществляется комбинацией временных рудных и формированием искусственных целиков, пригрузкой бортов породами вскрыши в комплексе с мерами по укреплению обнажений, а в отдельных случаях и с дезинтеграцией массива с целью принудительного обрушения бортов по местным поверхностям скольжения для повышения общего коэффициента запаса устойчивости борта.

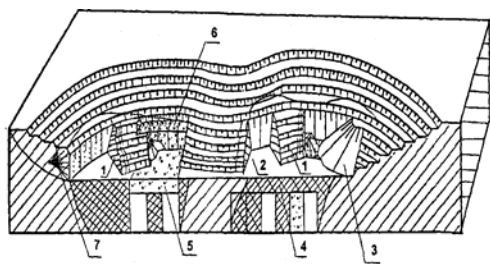


Рис. 1. Принципиальная схема способов управления состоянием массива при отработке запасов переходных зон месторождений. 1 - подпорный целик; 2 - открытая камера-врезка; 3 - скальная пригрузка; 4 - рудная потолочина; 5 - Искусственная потолочина; 6 - искусственный целик в борту карьера; 7 - анкерное крепление тросами

Несмотря на многообразие и специфичность горно-геологических и горнотехнических условий отработки переходных зон при комбинированной разработке месторождений, принципиальные технологические решения по управлению состоянием массива можно свести к наиболее характерной схеме (рис. 1) и на ее примере определить объекты геомеханического обоснования, разработать общие методические положения по выбору параметров контроля и управления

альные технологические решения по управлению состоянием массива можно свести к наиболее характерной схеме (рис. 1) и на ее примере определить объекты геомеханического обоснования, разработать общие методические положения по выбору параметров контроля и управления

состоянием подрабатываемого массива, а также обозначить объем необходимой геолого-маркшейдерской информации для их проработки.

При обосновании технологических схем параметры рассматриваются в широком смысле как количественные или качественные горнотехнические или технико-экономические характеристики технологии, принципиально отличающие ее от других.

Комбинация способов управления состоянием массивов в переходных зонах глубоких карьеров обеспечивает высокую полноту извлечения, интенсивность отработки запасов и требуемая безопасность горных работ.

Выводы и направление дальнейших исследований. Анализ технологической схемы освоения запасов переходных зон позволяет определить объекты обоснований и геомеханических расчетов параметров комбинированных геотехнологий: порядок и направление развития работ, размеры обнажений горного и искусственного массивов (пролеты камер, высота целиков), ширина подпорных целиков, обеспечивающих устойчивость борта карьера, толщина барьерного целика в основании карьера, нормативная прочность закладочного массива, объемы скальной пригрузки бортов, параметры анкерного крепления массива, устойчивость подработанного борта карьера.

Список литературы

1. Агошков М.И., Козаков Е.М. Учёт фактора времени в горно-экономических расчётах // Вопр. экономики. - 1985. - №11. - С. 72-76.
2. Каплунов Д. Р. О принципах проектирования комбинированной разработки месторождений при комплексном освоении недр // Актуальные проблемы освоения месторождений и использования минерального сырья. - М.: МГТУ, 1993. - С. 59-68.
3. Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацков Н.А. Методы оценки инвестиций горных предприятий // Известия ВУЗов. Горный журнал. - 1993. - №2.
4. Доработка Молодёжного месторождения подземным способом. Техничко-економичеcкое обоснование. - Екатеринбург: Унипромедь, 1997.
5. Рыльникова М.В. Комплексное освоение рудных месторождений комбинированным способом: Монография. - Магнитогорск: МГТУ, 1998. - 135с.
6. Боголюбов А.А., Ермолаева Л.А. Опыт применения комбинированной системы разработки и показатели работы крупнейших подземных рудников за рубежом / ЦНИИЧерметинформация. - М., 1991. - 64 с.
7. Рекомендации по открыто-подземной отработке прибортовых запасов руд на карьерах Кривбасса/ В.И. Терентьев, В.Д. Юхименко, В.А. Щелканов и др. - Кривой Рог: НИГРИ, 1988. - 29 с.
8. Агошков М.И., Каплунов Д.Р., Шубодеров В.И. и др. Открыто - подземный способ освоения месторождений крепких руд. - М.: ИПКОН РАН, 1992. - 188с.
Рукопись подано в редакцию 10.04.12

УДК 622.271: 622.013

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

УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСІВ РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ НА ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВАХ ПРИ КОМПЛЕКСНІЙ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

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

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

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

Вирішенню цього складного питання присвячено багато досліджень вітчизняних та зарубіжних науковців [3,4,5]. Однак аналіз літературних джерел показує, що до теперішнього часу відсутній загальний підхід для удосконалення процесів ресурсозбереження. Тому у статті викладено авторське бачення вирішення даної проблеми та методику, яка на основі системного підходу дозволяє визначати проблемні питання в управлінні виробничо-господарською діяльністю підприємства та оцінювати напрями, шляхи і можливі варіанти економії усіх видів ресурсів з ціллю створення ресурсозберігаючих технологій відпрацювання родовищ корисних копалин.

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

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

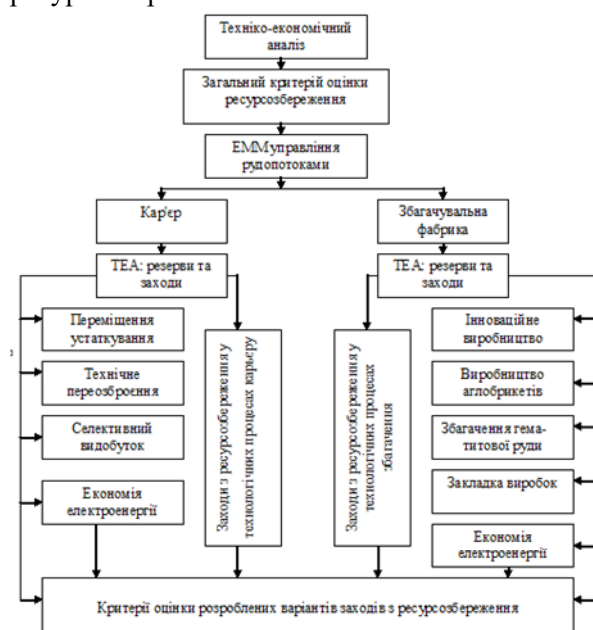


Рис.1. Алгоритм методики проведення досліджень процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах

У якості загального критерію оцінки стану процесів ресурсозбереження (блок 2) запропоновано показник ресурсомісткості (КР), який визначається з виразу

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

де Р – вид ресурсу; ТП – обсяг товарної продукції.

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

мінімум відхилень сформованої якості залізорудної сировини у рудопотоці ПЯ_ф від заданого значення ПЯ_{пл}

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

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

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

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

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

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

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

необхідність проведення технічного переозброєння [2,7] (блок 6). Для вирішення цього питання запропонована економіко-математична модель, яка реалізується за допомогою комп'ютерної техніки і спеціального програмного забезпечення. У якості критерію оцінки мо-

жливих варіантів заміни гірничо-транспортного устаткування запропоновано вираз чистої приведеної вартості [6] $NPV \rightarrow \max$;

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

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

$$\Gamma(S)/T = T(3_1 V + 3_2 \rho), \text{ грн./година,}$$

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

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

За умови рівності обсягів:

$$\text{для } P1 \alpha_1 = (3 \alpha_{\text{мін}} + \alpha_{\text{макс}}) / 4, \%,$$

$$\text{для } P2 \alpha_2 = (3 \alpha_{\text{макс}} + \alpha_{\text{мін}}) / 4, \%,$$

$$\text{для загального потоку } \alpha_{\text{ср.}} = (\alpha_1 + \alpha_2) / 2, \%,$$

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

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

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

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

$$\varepsilon = (\gamma \beta) / \alpha.$$

Для наведеного прикладу приріст вилучення складе 0,12%, приріст виходу концентрату 0,072%. Це дозволить одержати додатково з кожного 1 млн т сирової руди додатково $\Delta K = 7200$ тон концентрату.

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

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

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

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

Для підвищення ефективності процесів ресурсозбереження на ЗФ пропонується :

на тих підприємствах де виробляється тільки концентрат розглянути проекти зі створення нової продукції (агломерату, обкотишів) (блок 13);

виробництво агломераційного брикету (блок 14).

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

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

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

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

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

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

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

У блоці 16 пропонується провести дослідження та розробити технологію закладення виробленого простору шахтами Кривбасу на основі шламів, шлаків, хвостів збагачення [10,11]. З метою зменшення негативного впливу діяльності гірничо-металургійного комплексу на природне середовище в Кривбасі пропонується виконати низку наступних першочергових невідкладних заходів. До них належать [12]:

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

розробка систем видобутку руди з використанням способів закладання виробленого простору;

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

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

розробка та втілення технології закладення виробленого простору в Кривбасі, з залученням до шихти шламів, шлаків, хвостів збагачення, накопичених в техногенних родовищах.

Заходи з економії енергетичних ресурсів (блок 17). У якості основних заходів пропонується [8,9] зональна оплата за електроенергію та підвищення ефективності використання енергетичних ресурсів шляхом вирівнювання графіків навантажень енергосистеми енергоємними споживачами.

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

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

чиста приведена вартість

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

сумарні приведені капітальні (К) та експлуатаційні (С) витрати

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

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

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

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

Список літератури

1. Сборник технико-экономических показателей горно-добывающих предприятий Украины в 2009-2010 гг. / **Е.К.Бабец, Л.А.Штанько, В.А.Салганик** и др. Кривой Рог, ГП «НИГРИ», 2011. – 307 с.
2. **Бабец Е.К.** Современное состояние горного производства на глубоких карьерах, основные проблемы и пути их решения. Сб. наук прац ДП НДГРІ. – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. - №52 – с.10-15.
3. Ресурсозберігаючі технології видобутку корисних копалин на кар'єрах України / **Шапар А.Г., Дриженко А.Ю., Бизов В.Ф.** та ін. – К. : Наукова думка, 1989. – 92 с.
4. Ресурсосберегающая технология разработки недр. – Апатиты : б.и. 1987. – 89 с.
5. Ресурсосберегающие технологии в горном деле: Сб. науч. тр. / ИГД. – Владивосток, 1991. – 141 с.
6. **Бабец Е.К., Горлов Н.И., Жуков С.А.** Теория экономического анализа: Уч. пособие.-Днепропетровск: Наука и образование, 2002. – 424 с.
7. Удосконалення процесів ресурсозбереження при вилученні, переробці та комплексному використанні залізних руд за рахунок управління їх якісними та кількісними параметрами. Звіт про НДДТР. №д.р.011U007041.-ДП «НДГРІ».-2011, Книга 2.162с.-ДП «НДГРІ», Кривий Ріг, 2011.
8. **Бабец Е.К., Сокур Н.И.** Управление энергосбережением в процессах рудоподготовки.-Кривой Рог: Минерал, 2001. - 410 с.
9. **Бабец Е.К., Сокур Н.И., Хорольский В.П.** Пути снижения расхода энергии на ГОКах. Горный журнал. - Недра. –М.: 1989, №2. - С.51-54.
10. **Дядечкин Н.И., Бабец Е.К.** Перспективы развития горных работ в Криворожском железорудном бассейне. Сб. наук прац ДП НДГРІ. – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. - №52 – С.3-9.
11. **Дядечкин Н.И., Бабец Е.К., Штанько Л.А., Касьяненко Н.А.** Подземная выемка руды с закладкой выработанного пространства неконсистентным материалом.«Металлургическая и горнорудная промышленность», г.Днепропетровск- 2010. - 5. - С.90-92
12. Концепція розробки державної програми комплексного вирішення проблем Кривбасу / Разраб. рудн. местород. - Вып.94. - Кривий Ріг: КТУ, 2011. - С.24-30.
13. **Бабец Е.К., Горлов Н.И., Жуков С.А.** Ситуационное управление технологическими процессами добычи и переработки руд. Наука и образование, Днепропетровск, 2001. - 28 9с.

Рукопис подано до редакції 10.04.12

УДК 622.1:622.834

А.С. КУЧИН, канд. техн. наук., доц., ГВУЗ "Национальный горный университет"

СДВИЖЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Представлены результаты маркшейдерских инструментальных наблюдений за сдвижением горных пород при подработке магистрального штрека в условиях разработки пологих угольных пластов в Западном Донбассе.

Проблема и ее связь с практическими задачами. В результате разработки пластовых месторождений полезного ископаемого в процесс сдвижения вовлекаются значительные площади на земной поверхности и объемы горных пород. Сдвигения и деформации, сопровождающие этот процесс, негативно влияют на подрабатываемые объекты в зоне влияния горных работ. Это относится не только к наземным сооружениям, но и к подземным коммуникациям и особенно к подрабатываемым капитальным и подготовительным выработкам вышележащих пластов.

Анализ исследований и публикаций. Процесс сдвижения земной поверхности в условиях Западного Донбасса в настоящее время достаточно изучен с качественной и количественной стороны. Поведение массива горных пород при подработке может быть изучено с помощью лабораторных исследований, теоретических методов и инструментальных наблюдений. Первый способ дает лишь качественную картину происходящих процессов и общее представление о сдвигении массива. Теоретические методы очень разнообразны, но зависят от используемой

гипотезы, численного математического аппарата и количества принятых допущений. Инструментальные наблюдения за массивом горных пород менее многочисленны по сравнению с наблюдениями на дневной поверхности так как являются более трудоемкими. Это связано с влиянием различных факторов, искажающих результаты наблюдений и их интерпретацию. Если земная поверхность открыта для исследования, то горный массив без техногенного вмешательства недоступен для проведения инструментальных наблюдений. Исключением являются геофизические методы, количественная интерпретация которых с точки зрения сдвижения массива горных пород зачастую невозможна.

До настоящего времени инструментальные наблюдения за процессом сдвижения массива горных пород в Западном Донбассе выполнялись с применением следующих методов измерений:

маркшейдерские измерения на наблюдательных станциях, состоящих из линий реперов в подрабатываемых подземных выработках (2 случая);

маркшейдерские наблюдения за смещением глубинных реперов, выполняемые на земной поверхности (2 наблюдательные станции, 10 реперов) [2];

геофизические измерения в вертикальных скважинах, пробуренных с земной поверхности (1 наблюдательная станция, 2 скважины) [1];

шахтные маркшейдерские наблюдения за деформированием крепи горных выработок в результате подработки.

Первые два случая в настоящее время в полном объеме необработанны из-за утери части первичной информации. Геофизические методы, как указывалось ранее, дают лишь качественную картину процесса сдвижения и количественные показатели образующихся в массиве характерных зон сдвижения. Шахтные маркшейдерские наблюдения в большинстве случаев сводятся к замерам общей конвергенции выработки в результате подработки. Таким образом, первичной информации для изучения процесса сдвижения массива горных пород в условиях Западного Донбасса недостаточно для выявления численных закономерностей.

Постановка задачи. Земная поверхность является неотъемлемой частью горного массива – его верхним слоем, а её деформационные процессы отражают процесс перераспределения напряжений массива. Можно установить величины сдвижений горного массива, используя граничные условия: сдвижение земной поверхности и опускание кровли разрабатываемого угольного пласта. Подобный способ был использован в работах [3,4]. Однако для реализации и апробации такого способа необходимо некоторое количество результатов инструментальных наблюдений.

Методика исследования. Для установления характера пространственного смещения точек массива горных пород во 2-ом западном магистральном откаточном штреке (23МОШ) пласта c_3 шахты «Благodatная» заложена подземная наблюдательная станция. 23МОШ подрабатывался очистными работами 128-й лавы пласта c_1 мощностью 1.2 м (рис. 1). Глубина подработки штрека составила 80 м. Наблюдения проводились на 13-ти замерных сечениях (тип 1, рис. 2), заложенных на расстоянии около 20 м друг от друга. На рис. 1 изображена схема расположения наблюдательных точек в замерных сечениях. Дополнительно заложено 3 замерных сечения (тип 2, рис. 2), состоящих из боковых реперов.

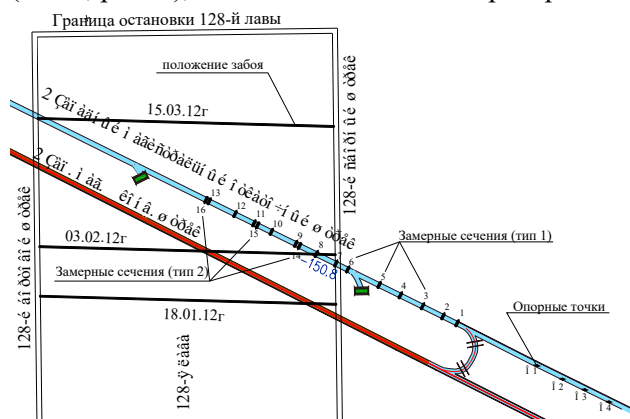


Рис. 1. План подземной наблюдательной станции

Опорные точки заложены вне зоны влияния 128-й лавы на расстоянии свыше 190 м от ее границы. Наблюдения заключались в измерении пространственных координат съёмочных точек с помощью электронного тахеометра «TOPCON 235N».

Закладка наблюдательной станции и производство первого наблюдения выполнено на момент, когда забой 128-й лавы находился на расстоянии 100 м от замерного сечения №1. Всего выполнено 4 серии наблюдений при положении забоя 100, -17, -56 и -165 м. Диагональное расположение магистрального откаточного штрека по отношению к линии забоя позволило фиксировать пространственное смещение съёмочных точек на

различном удалении от очистного забоя.

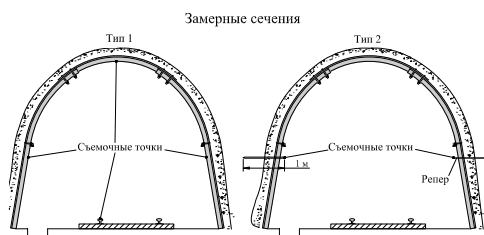


Рис. 2. Схема размещения съемочных точек в замерном сечении

Влияния конвергенции анализ результатов наблюдений выполнен не по съемочным точкам, а по центру тяжести замерного сечения О. Координаты центра тяжести определялись по формуле

$$X_o = \frac{\sum X_i}{n}, Y_o = \frac{\sum Y_i}{n}, Z_o = \frac{\sum Z_i}{n},$$

где X_o, Y_o, Z_o - координаты центра тяжести, X_i, Y_i, Z_i - координаты съемочных точек замерного сечения, n - количество съемочных точек в замерном сечении ($n=4$).

На момент второго наблюдения в интервале между сечениями №6-8 наблюдались поднятия съемочных точек. При этом поднятия зафиксированы как в почве, так и в кровле выработки.

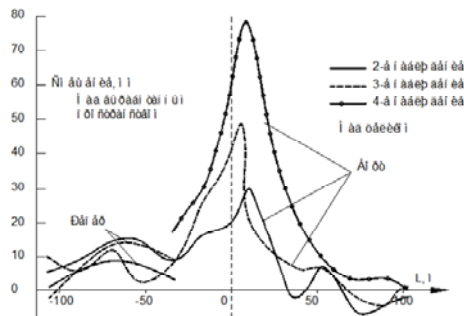
Максимальная величина поднятия центра тяжести сечения составила 30 мм (замерное сечение №6). По мере удаления замерных сечений от забоя лавы поднятия сменились незначительными опусканиями, величина которых достигла 25 мм. Это свидетельствует о волновом характере процесса перераспределения нагрузок впереди движущегося очистного забоя. Скорость подвигания очистного забоя на момент наблюдения составила 4-5 м/сут.

По результатам третьего наблюдения поднятия съемочных точек не зафиксированы. Это можно объяснить снижением скорости подвигания очистного забоя до 60-70 м/месс (2-2.5 м/сут) и его непродолжительными остановками. Проявление горного давления в виде пучения и опускания рам зафиксировано на удалении около 60 м. Разница в опускании реперов и съемочных точек на рамах составила 20-30 мм. Максимальное опускание зафиксировано на 9-ом съемочном сечении на расстоянии 5 м от забоя 128-й лавы (150 мм).

На рис. 3-5 представлены графики вертикальных и горизонтальных смещений съемочных точек на различном удалении L от границы выработанного пространства (128-й сборный штрек). На рис. 4 изображены смещения центра тяжести съемочных сечений.

Первые признаки проявления горного давления зафиксированы в краевой части на расстоянии $L=80-85$ м от плановой проекции контура выработанного пространства, что в 2,5 раза превышает расчетную ширину зоны опорного давления. На момент проведения 4-го наблюдения процесс деформирования 23МОШ на участке заложения наблюдательной станции закончился. Выполнить полный комплекс измерений не удалось вследствие выполнения подрывки почвы выработки между сечениями №9-13. Максимальные поднятия почвы составили 345 мм (6 сечение), опускания бортов – 679 мм. Вертикальные смещение съемочных точек на стойках арочной крепи и реперов при подработке ЗМОШ имеют близкие значения. Это говорит о малых величинах конвергенции за счет вдавливания стоек в почву (рис. 3). Максимальная конвергенция выработки на исследуемом участке составила 1 м.

Рис. 3. Вертикальные смещения съемочных точек



Горизонтальные сдвиги $\xi^{\perp}$ (рис.4) в направлении, перпендикулярном движению очистного забоя, проявляются в интервале -55..65 м. Их максимальная величина (79 мм) зафиксирована на расстоянии 8 м от границы 128-й лавы в сторону нетронутого массива. Как и в случае вертикальных смещений величины горизонтальных сдвигов съемочных точек и реперов практически одинаковые. Это свидетельствует о совместном деформировании крепи выработки и приконтурного массива.

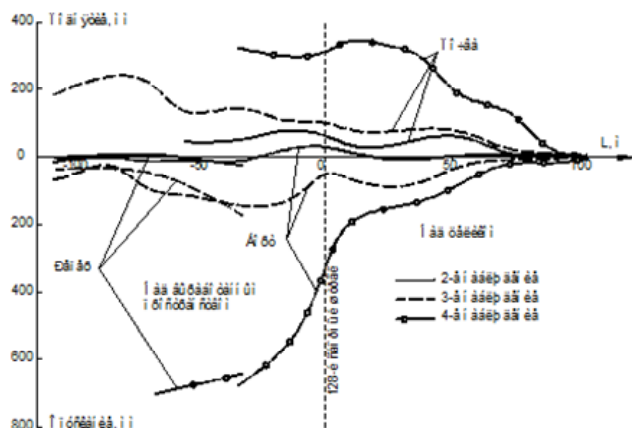


Рис. 4. Горизонтальные смещения съемочных точек в направлении, перпендикулярном движению очистного забоя

Максимальная величина $\xi^{\perp}$ составляет 25% от максимального значения горизонтальных сдвижений на земной поверхности (320 мм). Соотношение глубин подработки штрека и земной поверхности составляет 27%. Следовательно, горизонтальные сдвижения равномерно распределяются в пределах подработанной толщи, линейно увеличиваясь с приближением к земной поверхности.

Следует отметить тот факт, что дальность распространения горизонтальных сдвижений в сторону нетронутого массива меньше, чем вертикальных. Это свидетельствует о различных причинах их формирования.

Под действием горного давления борта выработки сближаются с проявлением горизонтальной конвергенции. Следовательно, величины горизонтальных сдвижений $\xi^{\parallel}$ точек в направлении, параллельном движению очистного забоя (рис. 5), формируются под действием двух факторов: под действием горного давления и вследствие горизонтального смещения массива. Уместно предположить, что смещения точек левого и правого бортов выработки под действием горного давления имеют одинаковые величины противоположные по знаку.

Исходя из этого, горизонтальное перемещение точек, обусловленное сдвижением подрабатываемого массива, можно определить как среднеарифметическое фактически измеренных горизонтальных сдвижений.

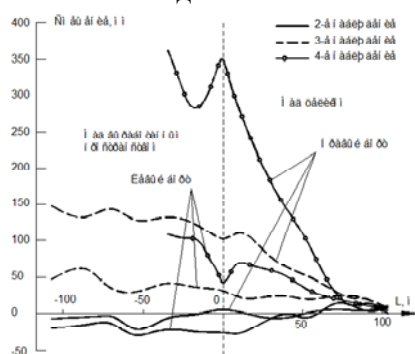


Рис. 5. Горизонтальные смещения съемочных точек в направлении, параллельном движению очистного забоя

На момент первого наблюдения съемочные точки имели горизонтальные смещения в сторону приближающегося очистного забоя (на рис. 5 они обозначены знаком “-”). После прохода забоя 128-й лавы под штреком величины горизонтальных сдвижений изменили знак на противоположный. Максимальные величины $\xi^{\parallel}$ (360 мм) зафиксированы по правому борту выработки над выработанным пространством. По мере удаления от границ 128-й лавы их значения постепенно снижаются и на расстоянии 65-70 м от 128-го сборного штрека величины $\xi^{\parallel}$ равны нулю. При этом смещения точек правого борта также имеют положительные значения, но меньшие по величине ($\xi^{\parallel}=120$ мм). Таким образом, горизонтальное перемещение точек, обусловленное сдвижением подрабатываемого массива, составило $\xi^{\parallel}=360+120=240$ мм. Такая же величина горизонтальных сдвижений зафиксирована на земной поверхности после прохода 124-й лавы [5] в тех же горно-геологических условиях. Это свидетельствует о том, что горизонтальные сдвижения ξ_3^+ на удалении 80-330 м в кровлю разрабатываемого пласта имеют постоянные величины.

Выводы. На основе выполнения инструментальных наблюдений за сдвижением массива горных пород и их анализа установлено:

проявление горного давления в условиях слабометаморфизированных пород Западного Донбасса наблюдается на большем расстоянии от границ выработанного пространства, чем это предусмотрено расчетными методиками;

горизонтальные сдвижения, в направлении, перпендикулярном движению очистного забоя постепенно увеличиваются при удалении от кровли разрабатываемого пласта, достигая максимальных значений на земной поверхности.

после прохода очистного забоя массив горных пород смещается в направлении его движения на величину 230-250 мм. Такая же величина смещений зафиксирована на земной поверхности в аналогичных горно-геологических условиях. Такое явление зафиксировано впервые.

Полученные результаты могут быть использованы в качестве граничных условий при разработке методики определения сдвижений подрабатываемого массива в Западном Донбассе.

Список литературы

1. **Кириченко В.Я.** Явление образования перемещающихся нарушенных зон впереди лавы / **В.Я. Кириченко, Ю.М. Халимендик, А.В. Лишин, Б.М. Усаченко** // Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ. – № 1, 2001. – С. 27-28.
2. **Кучин А.С.** Сдвижение массива горных пород в западном донбассе / **А.С. Кучин** // Проблеми гірського тиску. 36. наук. праць. – Донецьк: ДонНТУ, 2011. – Вип.19 – С.38-61.
3. **Земисев В.Н.** Определение напряжений в угольном пласте с учетом сдвижений земной поверхности / **В.Н. Земисев** // ВНИМИ. – 1975. – Сб. 96. – С. 33-40.
4. **Земисев В.Н.** Деформации пород в зоне опорного давления / **В.Н. Земисев, А.Н. ...** // ВНИМИ, 1968. – Сб. 68. – С. 314-327.
5. **Кучин А.С.** Пространственное смещение точек земной поверхности при подработке / **А.С. Кучин** // Разраб. рудн. месторожд, 2011. – Вип. 94. – С.134-137.

Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 622.273.217.4

М.В. ПЕТЛЕВАНЬИЙ, ассистент, ГВУЗ «Национальный горный университет»

УПРАВЛЕНИЕ СТРУКТУРОЙ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Приведены результаты исследования влияния величины дисперсных частиц доменного гранулированного шлака и известняка на структурные особенности и прочность закладочного массива при разработке железных руд системами с твердеющей закладкой. Предложены технологические рекомендации по формированию закладочного массива для повышения его устойчивости.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При разработке крутопадающих месторождений камерными системами с твердеющей закладкой актуальным является вопрос устойчивости закладочного массива. Это связано с большими размерами очистных камер и возрастанием интенсивности проявления горного давления. В таких условиях состав закладочной смеси должен формировать прочный закладочный массив.

На ЗАО «ЗЖРК» добычу руды ведут в интервале глубин 640-840 м. При прочности закладочного массива 6-7 МПа наблюдаются разрушения закладочного массива днищ и бортов заложённых камер, при отработке камер второй очереди, что приводит к разубоживанию руды и снижению устойчивости. Это свидетельствует о недостаточной прочности твердеющей закладки. Основными причинами разрушения закладочного массива являются физические – горное давление и воздействие взрывной отбойки на обнажения закладочного массива, а также химические – формирование слабоустойчивых химических структур в закладочном массиве. Исследованию устойчивости структур и повышению качества закладочного массива посвящена данная статья.

Анализ исследований и публикаций. Повышению эффективности использования твердеющей закладки на ЗЖРК посвящены исследования В.П. Волощенко [1], в которых он заложил основные направления совершенствования. Основным направлением считается механоактивация или химическая активация компонентов закладки с переходом на двухстадийную схему измельчения вяжущего материала. Однако в настоящее время отсутствуют работы по исследованию изменения структуры и прочности твердеющей закладки с увеличением удельной поверхности частиц вяжущего материала. Структура твердеющей закладки подвергалась исследованию для установления возможного влияния коррозии и полимерных добавок на свойства твердеющего камня [2,3].

Постановка задач. Целью статьи является исследование формы и химического состава кристаллических новообразований в структуре закладки с увеличением удельной поверхности вяжущего материала, а также разработка технологических рекомендаций по формированию прочного и устойчивого закладочного массива.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

Приготовление экспериментальных составов твердеющей закладки с разной удельной поверхностью вяжущего материала.

Испытание образцов экспериментальных составов твердеющей закладки на одноосное сжатие.

Исследование формы и химического состава кристаллических новообразований в структуре твердеющей закладки методом растровой электронной микроскопии.

Изложение материала и результаты. Для производства закладочных работ ЗЖРК использует в качестве вяжущего материала доменный гранулированный шлак предприятия «Запорожсталь» в количестве $400-500 \text{ кг/м}^3$, отсев известняка флюсового Докучаевского флюсо - доломитного комбината – $850-1100 \text{ кг/м}^3$ и дробленную отвальную породу как инертный заполнитель – $400-550 \text{ кг/м}^3$. Цемент добавляют при заполнении днищ камер и подэтажных выработок.

Методика исследования. Для приготовления твердеющей закладки на ЗЖРК шлак измельчается до 50-60 % остатка частиц на сите $-0,074 \text{ мм}$, добавляется известняк флюсовый крупностью до 5 мм, дробленные породы крупностью до 20 мм и производится затворение водой. Удельная поверхность частиц измельченного шлака, получаемая при измельчении в шаровых мельницах закладочного комплекса, составляет $2000 \text{ см}^2/\text{г}$ при 57 % остатке на сите $-0,074 \text{ мм}$.

Для исследования влияния удельной поверхности на свойства закладочных смесей доменный гранулированный шлак и известняк флюсовый были подвержены механическому измельчению в лабораторной установке струйного измельчения УСИ-20 до удельной поверхности 2800, 4300 и $6600 \text{ см}^2/\text{г}$. Значения удельной поверхности определялись на приборе В.В. Товарова.

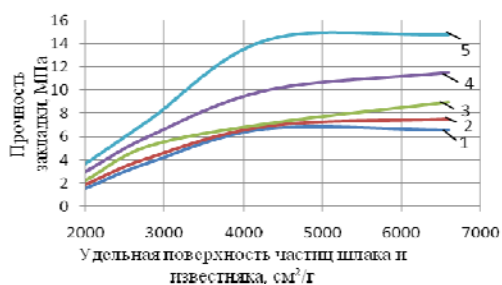
В лаборатории закладочного комплекса было испытано 12 составов закладочных смесей при расходе измельченного шлака 100, 200, 300 кг/м^3 и удельной поверхности 2000, 2800, 4300, $6600 \text{ см}^2/\text{г}$. Согласно [4], в каждый экспериментальный состав твердеющей закладки добавляли измельченный флюсовый известняк в качестве микрозаполнителя с удельной поверхностью, аналогичной шлаку в количестве 50 % от его доли. При расходе воды 400 л на 1 м^3 предельное напряжение сдвига экспериментальных закладочных смесей не превышало 10 кг/см^2 , подвижность находилась в пределах 11,3-11,6 см. Время потери подвижности закладочных смесей находится в пределах 13-14 часов. Полагаем, что транспортабельные свойства закладочных смесей удовлетворяют технологии ведения закладочных работ.

Для исследования структуры твердеющей закладки применили растровый электронный микроскоп РЕММА – 102-02 со встроенным микроанализатором, который предназначен для получения химического состава в заданной точке. Исследованию подвергались изломы образцов твердеющей закладки после испытания на прочность.

Результаты исследования. В результате испытания образцов твердеющей закладки на одноосное сжатие установлена зависимость прочности твердеющей закладки от величины удельной поверхности, которая представлена на рис. 1.

Рис. 1. График определения состава твердеющей закладки по заданной прочности: 1 - расход шлака 100 кг/м^3 , известняка 50 кг/м^3 ; 2 - расход шлака 150 кг/м^3 , известняка 75 кг/м^3 ; 3 - расход шлака 200 кг/м^3 , известняка 100 кг/м^3 ; 4 - расход шлака 250 кг/м^3 , известняка 125 кг/м^3 ; 5 - расход шлака 300 кг/м^3 , известняка 150 кг/м^3

Анализ зависимостей, приведенных на рис. 1 показывает повышение прочности закладки с увеличением удельной поверхности частиц шлака и известняка. При этом достигаются высокие показатели прочности закладки уже в возрасте 30 дней. Максимальное измельчение шлака и известняка рекомендуется до удельной поверхности $6500 \text{ см}^2/\text{г}$ в связи с медленным шагом набора прочности свыше указанного предела. Используя представленные зависимости можно уменьшить долю доменного шлака в 1,5-2 раза, что приведет к экономии затрат на материалы до 20 %.



Для установления причины интенсивного набора прочности твердеющей закладки с увеличением удельной поверхности была исследована структура образцов затвердевшей закладки на растровом электронном микроскопе РЕММА-102-02. В результате поверхностей изломов образцов закладки с различной удельной поверхностью обнаружены структуры, представленные на рис. 2.

Проведем анализ структурных особенностей исследованных образцов закладки по микрофотографиям, представленных на рис. 2.

Образец твердеющей закладки, применяемой на ЗЖРК, при удельной поверхности доменного шлака $2000 \text{ см}^2/\text{г}$ (рис. 2а). Кристаллические новообразования имеют плотные, округло-неопределенные формы частиц с выступающими неупорядоченными редкими одиночными иглами и пластинками. Новообразования представлены гидросиликатами кальция, которые находятся в гелеобразном состоянии.

Образец твердеющей закладки при удельной поверхности доменного шлака и известняка $2800 \text{ см}^2/\text{г}$ (рис. 2б). Исследование образца позволило установить структурные изменения, связанные с появлением крупных сростков игольчатой формы, а также присутствие гидросиликатного геля округлой, пирамидальной и многогранной формы.

Образец твердеющей закладки при удельной поверхности доменного шлака и известняка $4300 \text{ см}^2/\text{г}$. В структуре данного образца (рис. 2в) наблюдается четко выраженная сформированная игольчато-волокнистая и остроугольная форма гидросиликатов кальция, наблюдается плотное распределение частиц в отношении друг к другу, меньшая пористость, полное покрытие зерен инертного заполнителя гидратными образованиями.

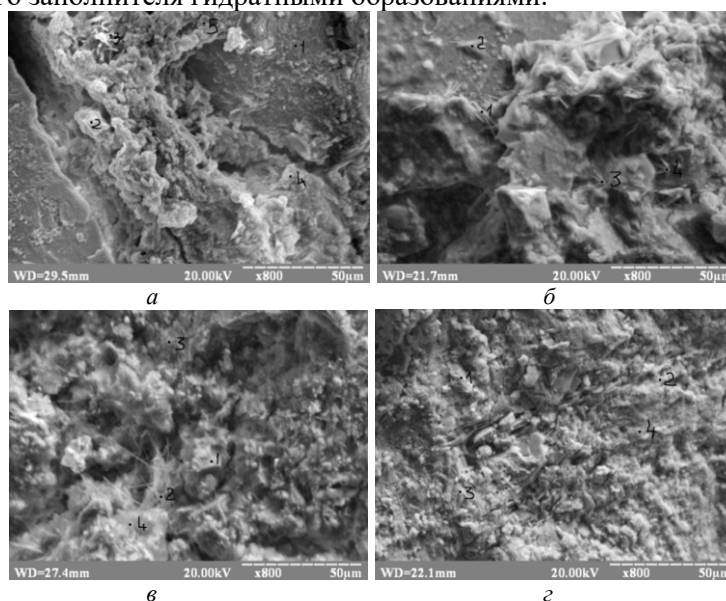


Рис. 2. Структура твердеющей закладки: а – ЗЖРК $S_{уд.} = 2000 \text{ см}^2/\text{г}$, $R_{сж} = 5,5 \text{ МПа}$; б – экспериментальный состав $S_{уд.} = 2800 \text{ см}^2/\text{г}$, $R_{сж} = 6 \text{ МПа}$; в – экспериментальный состав $S_{уд.} = 4300 \text{ см}^2/\text{г}$, $R_{сж} = 7,12 \text{ МПа}$; г – экспериментальный состав $S_{уд.} = 6600 \text{ см}^2/\text{г}$, $R_{сж} = 14,6 \text{ МПа}$

Это приводит к повышению силы сцепления кристаллических новообразований с инертным заполнителем и повышает сопротивляемости связей нагрузкам. При этом замечен переход от округлой к остроугольной формы новообразований.

Образец твердеющей закладки при удельной поверхности доменного шлака и известняка $6600 \text{ см}^2/\text{г}$. Исследование образца показало плотное прилегание частиц друг к другу, практически отсутствуют поры (рис. 2г). Форма новообразований мелкокристаллическая, слоисто – пластинчатая. Игольчатая форма гидросиликатов кальция не формируется вследствие отсутствия пор и полостей в структуре, необходимых для роста кристаллов.

Прочность связей зависит от их основности, а именно соотношения CaO/SiO_2 . Считается, что высокой прочностью обладают низкоосновные гидросиликаты кальция, что обусловлено возрастанием доли сильной ионной ковалентной связи Si-O . С помощью микрорентгеноспектрального анализа получены данные количественного содержания оксидов CaO и SiO_2 в гидросиликатах кальция. В табл. 1 приведены показатели основности гидросиликатов кальция в исследуемых образцах.

Таблица 1

Химический состав исследуемых точек и форма новообразований в структуре закладки

Образец твердеющей закладки	$S_{уд.}$, $\text{см}^2/\text{г}$	Номер точки	Содержание оксидов в точ- ках, %		Среднее значение $\text{CaO} / \text{SiO}_2$	Форма новообразований
			CaO	SiO_2		
ЗЖРК	2000	2	55,12	25,14	2,63	Округлая, неопределенная

		3	52,48	26,60		
		4	49,68	26,63		
		5	71,53	15,76		
Экспериментальный № 1	2800	1	39,21	26,27	1,77	Пирамидальная остроугольная, толстые иголки
		2	56,99	26,22		
		3	40,23	21,59		
		4	37,49	24,27		
Экспериментальный № 2	4300	2	45,50	22,06	1,48	Пирамидальная остроугольная, игольчато-волокнистая
		3	31,16	34,18		
		4	38,10	29,70		
Экспериментальный № 3	6600	1	41,40	23,58	1,37	Мелкокристаллическая, слоисто-пластинчатая, остроугольная
		2	40,11	23,55		
		3	38,26	28,50		
		4	27,96	38,70		

Обработка данных средних значений основности гидросиликатов в структуре твердеющей закладки позволила установить полиномиальную зависимость 3-го порядка основности гидросиликатов кальция от величины удельной поверхности, которая представлена на рис.3.

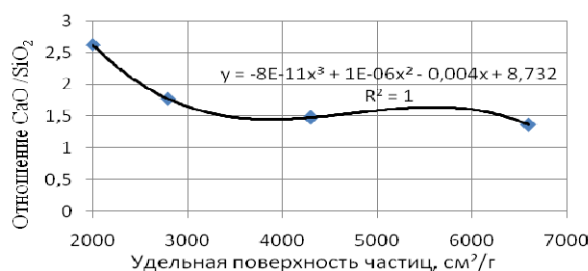


Рис. 3. Зависимость основности гидросиликатов кальция от удельной поверхности доменного шлака и известняка

Для того, чтобы классифицировать связи гидросиликатов кальция в структурах исследуемых образцов закладки по основности необходимо оперировать значениями основности. При химическом исследовании

цементного камня гидросиликаты кальция с отношением $\text{CaO/SiO}_2 < 1,5$ являются низкоосновными и представляют собой слоистый гидросиликат кальция с отношением $\text{CaO/SiO}_2 > 1,5$ высокоосновными – в основном волокнистый гидросиликат кальция [5]. В твердеющей закладке низкоосновные гидросиликаты кальция, согласно табл. 1, формируются при удельной поверхности шлака и доломита 4300-6600 $\text{см}^2/\text{г}$.

Следовательно, одной из причин слабой устойчивости искусственного массива при воздействии горного давления и сейсмических волн является отсутствие в структуре к трехмесячному возрасту закладки прочных связей низкоосновных гидросиликатов кальция, которые начинают формироваться к более позднему сроку. Об этом свидетельствуют показатели высокой прочности некоторых образцов в возрасте 6 месяцев (9-13 МПа). Структурные связи представлены гелеобразными соединениями. С повышением удельной поверхности форма новообразований закономерно изменяется, игольчато-волокнистая структура перестает формироваться, образуются слоисто-пластинчатые гидросиликаты кальция.

Исходя из химического состава и формы структурных связей в твердеющей закладке, рекомендуется к заполнению в областях действия растягивающих напряжений составы твердеющей закладки, микроструктура которых после твердения принимает игольчато-волокнистые формы новообразований. Это объясняется тем, что игольчатые связи распределяются в искусственном камне неопределенно, иглы и волокна взаимопересекаются, что создает армирование твердеющей системы и повышение силы сцепления между кристаллами. Данная структура достигается при удельной поверхности доменного гранулированного шлака и доломита 4000 – 4500 $\text{см}^2/\text{г}$.

В областях действия сжимающих напряжений, наиболее эффективно использовать твердеющую закладку со слоистой структурой новообразований. Горизонтальное расположение слоисто-пластинчатых гидросиликатов кальция в структуре закладки повышает сопротивляемость к сжатию искусственного массива в целом. Данная структура достигается при удельной поверхности доменного гранулированного шлака и доломита свыше 6000 $\text{см}^2/\text{г}$.

При одинаковой прочности твердеющей закладки варьируя величиной удельной поверхности можно искусственному массиву придавать разную структуру. Управление структурой твердеющей закладки является новым и важным технологическим аспектом с увеличением глубины разработки.

Выводы. С увеличением удельной поверхности шлака и известняка с 2000 до 6000 см²/г происходят структурные изменения в закладочном массиве состава «шлак-доломит-порода», связанные с переходом формы связей гидросиликатов кальция от округлой к слоисто-пластинчатой, при этом их основность снижается на 56 % и описывается полиномиальной зависимостью 3 порядка, что приводит к упрочнению твердеющей закладки в 3,1-4,5 раза (в зависимости от расхода шлака).

Игольчато-волокнистая структура закладочного массива наиболее устойчива к растяжению, слоисто-пластинчатая к сжатию. Следовательно, заполнять составами твердеющей закладки с вышеуказанной структурой можно в областях концентрации растягивающих и сжимающих напряжений, возникающих при отработке камер, что повысит устойчивость закладочного массива.

Список литературы

1. Волощенко В.П. Геомеханические основы разработки мощных железорудных месторождений системами с закладкой: Дис. доктора техн. наук. Днепропетровск, 1985. – 314 с.
2. Айнбиндер И.И. Изучение причин разрушения образцов закладочного камня сформированного из смесей на основе сульфидных хвостов обогащения /Айнбиндер И.И., Родионов Ю.И., Аршавский В.В., Хуцишвили В.И. // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2010. – №1. – С. 7-16.
3. Горбунова О.А. Разработка составов твердеющей закладки на основе отходов горно-обогатительного производства с добавкой полимеров класса полигексаметиленгуанидинов / О.А. Горбунова // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2010. – Т. 2. – №12. – С. 62-69.
4. Кузьменко А.М. Петлеваный М.В., Усатый В.Ю. Влияние тонкоизмельченных фракций шлака на прочностные свойства твердеющей закладки. Школа подземной разработки IV Международная научно - практическая конференция 12-18 сентября, Днепропетровск НГУ 2010 г, сборник научных трудов, 383 с.
5. Волженский, А. В. Минеральные вяжущие вещества: технология и свойства: учебник для вузов / А. В. Волженский, Ю. С. Буров, В. С. Колокольников. – М.: Стройиздат, 1979. – 476 с.

Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 622.112.4: 622.013.362

А.М. КУЗЬМЕНКО, д-р техн. наук, проф.ГВУЗ «Национальный горный университет»
А.А. КОЗЛОВ, директор, А.В. ХЕЙЛО зам. директора, ООО «Краснолиманское»

ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ЗОН В ДЛИННЫХ ВЫЕМОЧНЫХ СТОЛБАХ ВПЕРЕДИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Рассмотрены различные формы образования техногенных зон вокруг горных выработок, находящихся в выемочных полях на пути подвигания очистных забоев и распределение напряжений при приближении зон опорного давления.

Введение. Угольная промышленность Украины остается основным поставщиком энергетического сырья для многих отраслей промышленности, и еще долгие годы будет обеспечивать ее независимость от внешних источников энергии. Возросшая конкуренция на энергетическом рынке требует снижения затрат на добычу угля из тонких угольных пластов, а это возможно только при интенсификации горных работ и принятии новых технологий подземной разработки угольных пластов.

В настоящее время на угольных шахтах Донбасса использование имеющегося ресурса очистных механизированных комплексов сдерживается природными и техногенными образованиями структур вмещающих пород. Большинство лав, оборудованных очистными механизированными комплексами нового технического уровня, работают на тонких пластах в сложных условиях. Эти комплексы имеют большой машинный ресурс, и эффективность их применения зависит от размеров выемочного столба и технологичности в подготовке запасов к очистной выемке. Обладая высоким энергоресурсом, современное высокоэффективное горное оборудование требует принятия новых планировочных решений.

Проблема и ее связь с техническими задачами. Для эффективного применения интенсификации технологии очистной выемки и использования полного ресурса очистного механизированного комплекса требуется увеличение размеров выемочных полей. Это неизбежно приводит в отдельных случаях к пересечению ранее пройденных подготовительных выработок (уклонов, ходков). Эти выработки были проведены ранее при делении шахтного поля на панели с размерами крыльев, которые отвечали уровню развития технологии и средств механизации в прошлом времени.

Эффективная работа очистных механизированных комплексов достигается при больших размерах выемочных столбов (длина лавы до 300-350 м и выемочного столба до 3000 м). Даже при этих размерах выемочного столба проводятся новых секущих выработок (ходов) для решения вопросов проветривания и безопасности ведения горных работ. Эти выработки проводят заранее при формировании выемочного столба. К моменту приближения очистных работ они деформируются. Переход горных работ на большие глубины, интенсификация отработки запасов при бесцеликовой выемке угольных пластов и применение столбовой разработки в значительной степени ухудшили состояние горных выработок.

Потери площади подготовительных выработок достигают 60-70 % в зависимости от структурного строения и глубины разработки. Более 40 % выработок ремонтируется до сдачи их в эксплуатацию, 52% выработок деформировано и 20 % находятся в аварийном состоянии. Особенно следует отметить неудовлетворительное состояние сопряжений, где 80% не соответствуют технологическим требованиям. При этом 82,5 % протяженности выработок закреплено металлической податливой крепью. Анкерные системы в общем решении вопросов крепления составляют всего 0,1 %.

Безусловно доминирующими факторами на устойчивость выработок являются физико-механические характеристики вмещающих пород и угольного пласта. Такие как неоднородность состава массива горных пород и различие в их структурных связях, трещиноватость, наличие поверхностей ослабления, а также напряженно-деформированное состояние, которое сформировалось под действие внутренних и внешних источников энергии. Вокруг выработки сформировалась своеобразная техногенная среда.

Известно, что в слоистых осадочных породах процесс дополнительного трещинообразования происходит при смещениях 250-350 мм независимо от их крепости. Повышенное смещение пород боков выработки на сопряжении характерно для граничащих выработок при ответвлении и пересечении, т.е. под углом, и при закруглении выработки со стороны меньшего радиуса. Здесь величина смещения пород на 20-30% больше, чем на прямолинейном участке одиночной выработки.

Под техногенной средой понимается изменение геомеханической характеристики в сочетании разгруженной зоны вмещающих пород вокруг горной выработки и ее деформированного сечения, образовавшегося в результате хозяйственной деятельности в выемочном поле. В этой среде установилось горное давление, сформировались системы трещин, образовался своеобразный газовый режим.

Окружающий выработку массив может быть ослабленным или упрочненным. В нем могут находиться элементы анкерного крепления, тампонирующие камни или тампонируемые скважины, применяемые для дегазации вмещающих пород. В любом случае массив изменил свое природное состояние и подвергся эрозийным процессам со стороны шахтной атмосферы. Выработка наполнена материалами крепления. Крепь выработки имеет уже отработанный ресурс времени и требуется ее замена или перекрепление, или возведение искусственных устройств, чтобы осуществить переход очистными работами.

Постановка задачи. Переход горных выработок очистными работами требует дополнительных затрат и создает трудности, но при этом не теряется работа по пласту и механизированный комплекс не подвергается демонтажно-монтажным работам. Это важно для сохранения работоспособности высокопроизводительного оборудования.

Целью данной работы является рассмотрение механизма формирования техногенных сред и зоны ее распространения в длинных выемочных столбах впереди подвигания очистного забоя с учетом протекания геомеханических процессов во вмещающих породах.

В зависимости от расположения, срока службы и предназначения горной выработки взаимодействие зон с опорной зоной очистного забоя будет определять условия перехода и формирование техногенной среды (рис. 1).

Отличительной особенностью перехода очистными работами старых выработок от перехода геологических нарушений является то, имеется повышенная опасность обрушения пород, особенно при параллельном расположении линии очистного забоя.

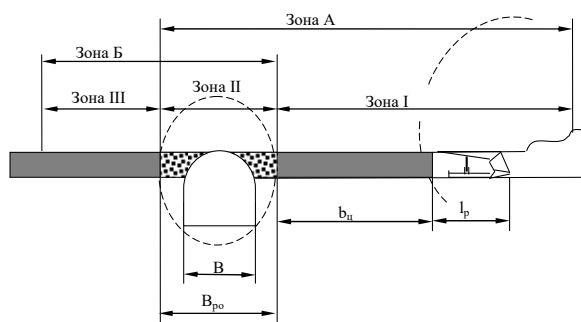


Рис. 1. Схема расположения техногенных зон на пути движения очистного забоя

Кроме характера изменения напряженно-деформированного состояния массива вокруг горной выработки и наложение на данную зону динамическую опорную зону, движущегося очистного забоя лавы.

Результаты исследования. Исходя из геомеханического состояния вмещающих пород, техногенную среду можно разделить на пять зон

устойчивости массива в зоне влияния очистного забоя.

Зона А характеризует независимое состояние вмещающих пород вокруг выемочной выработки и очистного забоя. Известно, что в горном массиве вокруг одиночной выработки создается несколько зон разной степени нарушенности и напряженно-деформированного состояния. Зона разгрузки, запредельных деформаций, зона трещиноватости располагаются на разном удалении от контура выработки и по-разному оказывают влияние на устойчивость горного массива. В условиях залегания пологих угольных пластов Донецкого бассейна ощутимые величины физико-механических изменений в состоянии массива происходят на расстоянии 3-5 ширины выработки $B_{раз}$.

Особенность перехода очистным забоем горной выработки заключается в том, что в определенный период времени между ними создается угольный целик переменной формы и площади. При приближении очистных работ к секущей выработке между ними формируется угольный целик, размеры которого b_n сокращаются по мере подвигания очистного забоя. Начинается формироваться зона I, где на целик оказывает влияние зона опорного давления от движущегося очистного забоя, а с другой стороны его несущую способность ослабляет техногенная зона II. К секущей выработке приближается зона раздела вмещающих пород на геостатическое напряженное состояние и горное давление, формируемое выработанным пространством.

Крепь выработки секущей выемочный столб, ослабленный угольный целик и секции механизированной крепи работают в податливом режиме. Кроме того, в результате передвижки секций крепи со стороны рабочего пространства лавы происходит попеременное приложение нагрузки. Несущая способность элементов сформировавшейся геомеханической системы различна и требует согласования или введения в нее дополнительных элементов.

При переходе горной выработки очистной забой находится в геомеханической обстановке, создаваемой зависающими вмещающими породами выработанного пространства и техногенной зоны II. Происходит формирование зоны III, особенность которой состоит в том, что на угольный пласт оказывает влияние большая часть подработанных пород, чем при обычных условиях ведения очистных работ. Очистной забой находится в зоне Б, которая характеризует большей нарушенностью сплошности горных пород кровли и почвы угольного пласта, а также местом возможного скопления газа метана.

Таким образом, на пути подвигания очистного забоя сформировалась техногенная полость с измененными параметрами горного массива. Решение вопроса по ее переходу обуславливается многими составляющими технологического плана и экономическими соображениями. Это может становиться препятствием для внедрения высокопроизводительных очистных комплексов и, наоборот, при техническом решении перехода техногенной среды обеспечить применение длинных выемочных полей.

По длине лавы приращение нагрузки на секции механизированной крепи от сближения вмещающих пород в рабочем пространстве будет носить дифференциальный характер вследствие изменения ширины угольного целика b . На сопряжении подготовительной и секущей выемочный столб выработки давление на целик создают зависающие породы кровли над выработанным пространством и давление в опорной зоне пройденной выработки. Целик раздавливается при нагрузках, превышающих его несущую способность, которая зависит от физико-механических свойств угольного пласта и его геометрических размеров.

Продолжительность t нахождения очистного забоя в зоне влияния изменения техногенного образования $l_{зон}$ определяется углом их встречи φ и может значительно повлиять на эффективность применения средств комплексной механизации.

Угол встречи очистного забоя с простираем зоны структурного изменения и время нахождения его в этой зоне определяются из выражений

$$\varphi = 180^\circ - (\beta + \varepsilon), \quad (1)$$

$$t = l_{зон} / v_{сут.} \quad (2)$$

Ширина зоны влияния техногенного образования определяется из выражения

$$l_{зон} = l_{л} / \operatorname{tg} \beta + l_{изм.} \sin \beta, \quad (3)$$

где $l_{л}$ - длина очистного забоя, м; $v_{сут.}$ - суточное подвигание забоя, м/сут.; $l_{изм.}$ - протяженность зоны изменения структуры, м; β - угол между продольной осью горной выработки и вектором подвигания очистного забоя, град.; ε - угол наклона линии очистного забоя к направлению его движения, град.

При заданном направлении движения забоя угол β между ним и продольной осью горной выработки остается величиной постоянной. Следовательно, продолжительность нахождения забоя в зоне влияния увеличивается с возрастанием угла встречи φ . Время будет минимальным при значении $\varphi = 0$, т.е. когда $\beta = 90^\circ$. Такие случаи встречаются крайне редко. Уменьшить значение можно за счет увеличения угла ε наклона линии забоя к направлению его движения, но это не всегда возможно из-за технических ограничений в конструкции очистных механизированных комплексов.

Общая зона формирования нагрузки на угольный массив и создания аномального горного давления по длине лавы находится в пределах суммарной длины зоны I и зоны Б. Секущая выработка происходит с опережением во времени к моменту ее перехода очистными работами. Следовательно, деформируется в процессе ее эксплуатации, уменьшая поперечное сечение. У боков выработки часть угольного массива разрушается, теряя свою первоначальную несущую способность.

Здесь горному давлению противостоит активный отпор стоек механизированной крепи по ширине рабочего пространства лавы $l_{раб}$ и сопротивление сжатию угольного целика, находящегося в разном напряженно-деформированном состоянии (рис. 2).

Техническую задачу по переходу очистными работами 2-й северной лавы флангового конвейерного хода уклона №1 необходимо было решать на шахте ООО «Краснолиманская» при столбовой системе разработки по простираем угольного пласта. Длина выемочного столба составляла 2700 м, длина лавы – 250 м. Лава оборудована очистным механизированным комплексом типа ДМ.

Математическим моделированием для горно-геологических условий угольного пласта m_4^2 на глубине ведения горных работ 520 м шахты «Краснолиманская» установлен характер распределения напряжений. Исходными данными для расчета напряженно-деформированного состояния (НДС) вмещающих пород принят стратиграфический разрез и физико-механические свойства угольных пластов и литологических разностей по данным разведочной скважины. Мощность 0,99-1,26 м, залегает под углом падения до 10° . Вмещающие породы представлены толщей чередующихся слоев песчаника, алевролита и аргиллита, угольные пласты, прослои и известняки. Преобладающими породами в свите являются песчаники, которые составляют 51%.

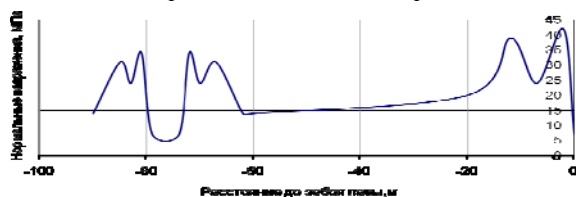


Рис. 2. Распределение нормальных напряжений в опорных зонах хода и очистного забоя вне зоны влияния их друг на друга

При сокращении расстояния между очистным забоем и конвейерным ходом их опорные зоны накладываются друг на друга.

Характер распределения нормальных нагрузок меняется на сопряжении выработок. Происходит наложение нормальных нагрузок от конвейерного хода и очистного забоя. В зоне влияния опорного давления на сопряжении сбойки с откаточным штреком максимальные опускания кровли сбойки увеличились в 2 раза. Заметно увеличились поднятия почвы. На сопряжении выработок поднятия почвы достигают 410 мм, а глубина разрушения пород над серединой конвейерного хода достигает практически 3 м (вертикальная трещина). Вне сопряжения поднятия почвы составляют 390 мм.

Следует отметить формирование особой техногенной зоны, которая образуется при постепенном наложении зон сопряжения подготовительной выработки с секущей выработкой и сопряжения очистного забоя с подготовительными выработками.

Угольный целик отсутствует, и нагрузка на крепи сопряжения формируется при иной геомеханической ситуации. Она может быть различной в зависимости от способа охраны подгото-

вительной выработки, способа управления горным давлением в выработанном пространстве очистного забоя и положения нахождения выемочного столба в шахтном поле.

Выводы. Таким образом, параметры ослабленной зоны горных пород, которые требуют технологического вмешательства, находятся в прямой зависимости от ширины и высоты выработки. Прежде всего, форму выработки необходимо приспособить к параметрам рабочего пространства лавы.

При переходе очистными работами горной выработки напряженно-деформированное состояние вмещающих пород техногенной зоны имеет прямую зависимость от расстояния до забоя лавы, параметров опорного давления и времени их наложения, а также от структурного строения массива. Это позволит прогнозировать плотность установки крепи и ее характеристики работы в режиме деформации нарушенного массива техногенной зоны, учитывая структурные изменения во вмещающих породах.

Максимальные эквивалентные напряжения в основной кровле не превышают прочности породы на одноосное сжатие. В непосредственной кровле эквивалентные напряжения имеют максимальное значение вблизи плоскости забоя лавы, и есть высокая вероятность образования трещины.

Из этого следует, что при переходе очистными работами техногенных зон, которые не подсекают основную кровлю, крепь усиления должна обеспечить поддержание вес непосредственной кровли и не допускать просыпание в рабочее пространство кусков породы.

Рукопись поступила в редакцию 10.04.12

УДК 621.314.632

А.П. СІНОЛИЦЬЙ, д-р техн. наук, проф., В.А. КОЛЬСУН, канд. техн. наук, доц.

Д.О. КАЛЬМУС, асистент, Е.В. СТРАШКО, магістр

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РЕЖИМИ ВЗАЄМОВПЛИВУ В ГРУПОВИХ СИСТЕМАХ ЖИВЛЕННЯ І КЕРУВАННЯ ВИРОБНИЧИМИ УСТАНОВКАМИ

Статтю присвячено особливостям роботи виробничих установок різної потужності при груповому живленні. Визначено передумови виникнення аномальних і аварійних режимів під час пуску синхронних двигунів великої потужності. Показано, що забезпечення безаварійної експлуатації таких систем досягається шляхом стабілізації напруги інверторної групи тиристорних перетворювачів. Дослідження виконано на прикладі системи живлення і керування установками рудозбагачувальної фабрики.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Як передбачено державними стандартами [1], відхилення, коливання діючого значення напруги у виробничих установках не повинні перевищувати 5–10 % від його номінального значення, в іншому випадку це приводить до значного погіршення економічних показників та зниження ресурсу роботи обладнання, спостерігаються часті зриви в роботі, а також ускладнені пускові режими і режими самозапуску [2]. Особливого значення при цьому набувають співвідношення встановленої потужності споживачів до потужності короткого замикання системи живлення (пускової потужності) [3,4].

Аналіз досліджень та публікацій. Звісно, що на сьогодні є досить значна кількість праць [2,5], присвячених проблемам регулювання якості електричної енергії з боку споживача, які спрямовані на вирішення поставленої задачі, як взагалі, так і в окремих випадках. Зважаючи на особливості поставленої задачі, слід здійснити комплексний підхід щодо розглянутого випадку.

Постановка завдання. Аналіз досліджень та публікацій надав змогу виокремити завдання дослідження:

визначення провалів напруги мережі групового живлення електроспоживачів у пускових режимах установок підвищеної потужності та їх впливу на працездатність установок меншої потужності з дволанковими перетворювачами енергії;

обґрунтування схем та заходів щодо обмеження провалів напруги та виключення аварійних режимів у системах групового живлення механізмів, встановлена потужність яких різко відрізняється;

аналіз запропонованих протиаварійних заходів.

Викладення матеріалу та результати. Досліджуваным об'єктом є мережа живлення рудозбагачувальної фабрики РЗФ-2 ПАТ «АрселорМіттал-Кривий Ріг» (рис. 1), на якій встановлені кульові млини, що приводяться в дію синхронними двигунами потужністю в 2,5 МВт.

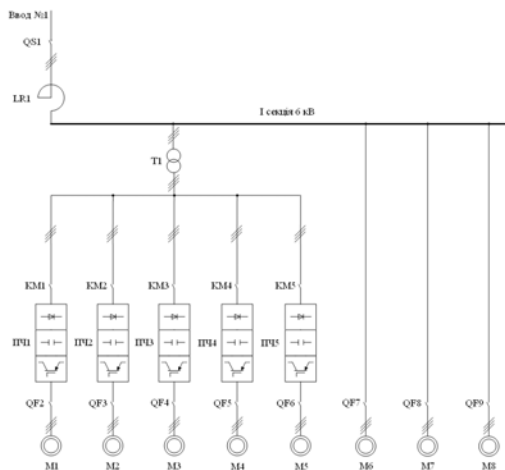


Рис. 1. Однолінійна схема секції 1 підстанції № 22 РЗФ-2 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

На цій же фабриці здійснена модернізація електроприводу насосів технологічної лінії рудозбагачувального процесу (встановлені сучасні частотні перетворювачі фірми ABB). Під час прямого пуску синхронних двигунів відбувається значне зниження напруги в мережі живлення (рис.2), завдяки чому спрацьовує захист перетворювачів частоти насосів, що призводить до їх аварійної зупинки.

Аналіз діаграм показує, що пусковий режим СД триває близько шести секунд. Саме на цей період часу необхідно здійснити заходи щодо стабілізації напруги живлення безпосередньо систем електроприводу насосів.

Можливі кілька рішень поставленої задачі.

По-перше, здійснення плавного пуску потужного СД (встановленням системи регульованого електроприводу на основі тиристорних регуляторів напруги, або перетворювачів частоти). Такий варіант є прийнятним, як для мережі та її споживачів (менше зниження напруги мережі живлення), так і для синхронної машини (відсутність динамічного навантаження на двигун, що обумовлює збільшення його терміну експлуатації), проте, є досить вартісним (слід врахувати, що від однієї секції шин живиться 3 синхронні двигуни потужністю 2,5 МВт).

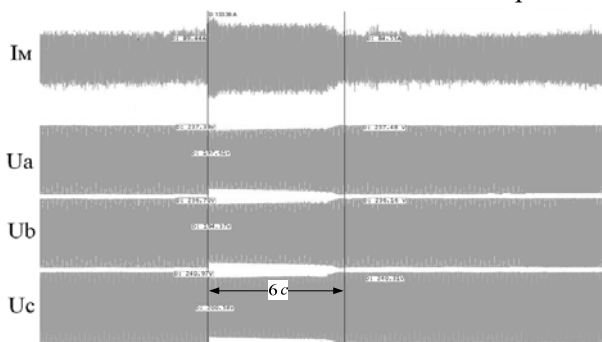


Рис. 2. Графіки струму мережі живлення і фазних напруг під час запуску синхронних двигунів кульових млинів

По-друге, встановлення вольтопідвищуючих пристроїв. На сьогоднішній день розроблені чисельні варіанти таких рішень [2,6].

По-третє, встановлення у ланці постійного струму перетворювачів, які повинні забезпечувати стабільну роботу технологічного процесу, накопичувальних пристроїв з

відповідною системою керування. Найпримітивніший варіант такого рішення - встановлення великої ємності в ланці постійного струму, енергія якої, забезпечила б роботу насосу протягом шести секунд пуску СД. Можливі й більш складні схемні рішення з використанням додаткового накопичувача але з меншою величиною ємності, в порівнянні з попереднім варіантом, наприклад (рис. 3).

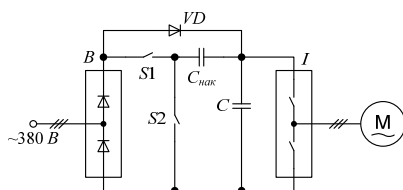


Рис. 3. Перетворювач частоти з додатковою ємністю

Недоліком такого варіанту може бути підвищення струму мережі зі зниженням її напруги, що

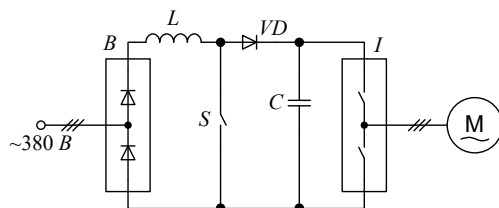


Рис.4. Перетворювач частоти з підвищуючим регулятором напруги (L,VD,S) в колі постійного струму

Можливий ще один варіант стабілізації напруги мережі живлення. Відомо [2,5], що падіння напруги в мережі живлення визначається виразом

$$\Delta U = \frac{P_n r_m + Q_n x_m}{U_n}, \quad (1)$$

де P_n , Q_n - відповідно активна та реактивна потужність навантаження; r_m , x_m - активний та реактивний опір лінії; U_n - напруга в кінці лінії.

З іншого боку, видно, що секція шин 6 кВ живиться через реактор LR1 (тип реактору - РБГ-10-1600-0,35). Отже, аналізуючи (1) та враховуючи наявність реактору в мережі живлення, можна спрогнозувати, що падіння напруги під час запусків СД викликане підвищенням рівня реактивної потужності (реактивної складової струму) (рис.5), що підтверджено результатами моделювання (рис.6). Іншими словами, компенсуючи реактивну складову струму, збільшується рівень напруги в мережі живлення (рис.7). Для розглянутого випадку, компенсація реактивної складової струму можлива як засобами самого синхронного двигуна, так і встановленням додаткових керованих фільтро-компенсаційних пристроїв, система керування яких повинна бути налагоджена так, щоб підтримувати рівень напруги мережі живлення у допустимих межах.

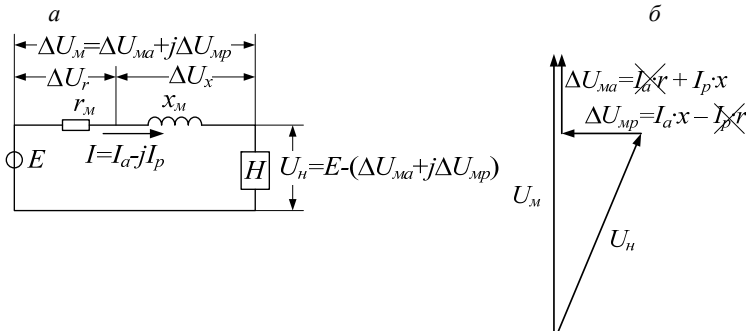


Рис. 5. Схема заміщення а та векторна діаграма напруг (б) елементів мережі живлення

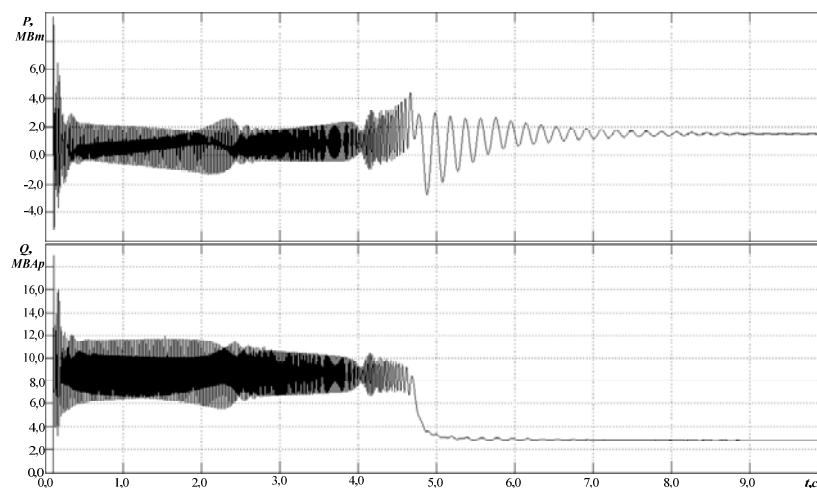


Рис. 6. Активна та реактивна складові потужності під час запуску СД

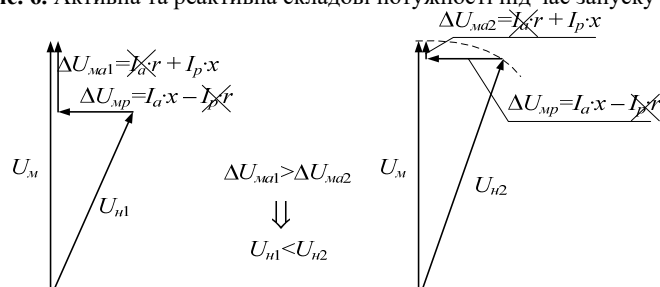


Рис. 7. Векторні діаграми, що пояснюють принцип підвищення напруги завдяки компенсації реактивної складової струму

Висновки. У запропонованій роботі розглянуто вплив пускових режимів синхронних двигунів на інших споживачів. Розглянуті можливі варіанти усунення проблеми: використання системи плавного пуску синхронного двигуна, впровадження вольтодобавочних пристроїв для споживачів чутливих щодо коливання напруги, встановлення накопичувачів енергії, застосування підвищуючих регуляторів напруги для перетворювачів частоти безперервного технологічного процесу та компенсація реактивної потужності мережі.

Список літератури

1. ДСТУ 13109-97. Електрична енергія. Сумісність технічних засобів електромагнітна. Норми якості електричної енергії в системах електропостачання загального користування.
2. Жежеленко И.В. Показатели качества электроэнергии и их контроль на промышленных предприятиях / И.В. Жежеленко, Ю.Л. Саенко. – М.: Энергоатомиздат, 2000. – 253 с.
3. Шипило В.П. Влияние тиристорного электропривода на питающую сеть / В.П. Шипило // Электротехническая промышленность. Электропривод, 1970. – №1. – С. 5–10.
4. Сыромятников И.А. Режимы работы асинхронных и синхронных двигателей / Сыромятников И.А. // под ред. Л.Г. Мамикомянца. – М.: Энергоатомиздат, 1984. – 240 с.
5. Иванов В.С. Режимы потребления и качество электроэнергии систем электроснабжения промышленных предприятий / В.С. Иванов, В.И. Соколов. – М.: Энергоатомиздат, 1987.
6. Поспелов Г.Е. Компенсирующие и регулирующие устройства в электрических системах / Г.Е. Поспелов, Н.М. Сыч, В.Т. Федин. – Л.: Энергоатомиздат, 1983. – 112 с.
7. Перетворювальна техніка: Підручник. Ч.2 / [Ю.П. Гончаров, О.В. Будьоний, В.Г. Морозов та ін.] : За ред. В.С. Руденка. – Харків: Фоліо, 2000. – 360 с.

Рукопис подано до редакції 10.04.12

УДК 622.793.2

А.С. ГОЛИКОВ, ассистент, Донецкий национальный технический университет

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ВОДНО-ШЛАМОВЫХ СИСТЕМ С УЧЕТОМ ИНЕРЦИОННЫХ СВОЙСТВ УЗЛОВ И СОЕДИНЯЮЩИХ ПОТОКОВ

Предложены математические модели, позволяющие оценить работу замкнутых циклов с позиции затрат энергии на обработку и вывод шламовых потоков.

Проблема и ее связь с практическими задачами. От эффективности работы водно-шламовой системы (ВШС) предприятия зависит качество продуктов обогащения. Предложены различные подходы и критерии для оценки этого параметра [1-4]. Критерий должен учитывать влияние изменений процесса накопления шлама. Таким критерием считается коэффициент циркуляции шлама, который вычисляется по зависимости

$$K_{\tau} = (F + G) / (f_o + g_o), \quad (1)$$

где K_{τ} - коэффициент циркуляции; F и G - соответственно количество шлама крупностью меньше и больше граничного зерна разделения в подрешетных водах при установившемся равновесии в системе, т/ч; и f_o и g_o - то же самое, но в подрешетных водах после первого цикла.

Анализ исследований и публикаций. К основным характеристикам критерия относятся равновесная концентрация твердой фазы в питании узлов и продолжительность стабилизации ее содержания в потоках. Минимальное значение критерия соответствует максимальной эффективности работы основных узлов и аппаратов системы. Обычно сгустительные осветлительные устройства не обеспечивают полное извлечение шлама в сгущенный продукт, и в ВШС происходит накопление тонких частиц [1].

Анализ зависимости (1) показал, что чем меньше количество твердого возвращается с оборотной водой в технологический процесс, тем выше эффективность работы ВШС. Сокращение количества шлама, циркулирующего в системе, достигается при обеспечении его максимального вывода с конечными продуктами. При этом снижается содержание шлама в питании основных узлов и аппаратов и снижается время достижения равновесной концентрации твердого в системе.

Коэффициент циркуляции характеризует работу ВШС только с позиции максимального содержания шлама после установившегося режима работы и не позволяет оценить влияние продолжительности накопления. Высокая продолжительность нестационарного режима говорит о неэффективной работе системы.

Постановка задачи. С учетом изложенного выше необходимо разработать универсальный критерий, учитывающий влияние продолжительности накопления шлама в оборотной воде, которая зависит и от инерционных свойств исследуемой системы.

Изложение материала и результаты. Оценка накопления шлама в ВШС с позиции содержания твердой фазы в оборотной воде после установившегося равновесия не является полной, так как процесс изменяется во времени и длительность этого изменения влияет на эффективность работы узлов и системы в целом. Изменение этих параметров можно проследить, ис-

следуя скорость накопления шлама и его вывода. При этом скорость накопления шлама может быть одинаковой при разных значениях его концентрации и времени накопления.

Для обработки шламовых потоков расходуется определенное количество энергии на доставку порции шлама и ее дальнейшее разделение. При повышенном содержании шлама в питании узлов затрачивается больше энергии. С каждым циклом работы содержание шлама увеличивается за счет его накопления, что приводит к изменению рабочих характеристик насосных установок и разделительных свойств аппаратов. В результате затрачивается больше энергии на обработку и вывод шлама. При прочих равных условиях можно считать, что суммарная энергия, затрачиваемая на вывод шлама, пропорциональна его концентрации в узлах вывода, и принять ее за критерий оценки эффективности работы системы.

Суммарная энергия переработки потоков на первых циклах работы равна единице и пропорциональна количеству шлама. Оценка эффективности работы системы проводится по скорости изменения энергии E , затрачиваемой на обработку и вывод шлама. Данная формулировка идентична определению мощности объекта или системы, выполняющих какую-либо работу в течение определенного времени. Работа является мерой изменения энергии, следовательно, мощность можно определить как скорость изменения энергии системы

$$= dE/dt, \quad (2)$$

где V - скорость изменения энергии, затрачиваемой на вывод порции шлама из системы.

Этот показатель реагирует на изменение и количества шлама и продолжительности стабилизации его содержания. Для оценки эффективности работы ВШС можно применить следующее выражение

$$E = \sum_{i=1}^n \frac{F_i}{\tau_i} \cdot \kappa_{fi} + \sum_{i=1}^n \frac{G_i}{\tau_i} \cdot \kappa_{gi}. \quad (3)$$

Здесь F_i и G_i - количества тонкого и зернистого шлама в i -м узле или аппарате соответственно, k_{fi} и k_{gi} - коэффициенты распределения тонкого и зернистого шлама в данном i -м узле, τ_i - инерционность узла или аппарата, i - количество аппаратов системы.

Инерционность узла определяется с учетом транспортного запаздывания питающего потока. Компьютерная программа, моделирующая работу ВШС, учитывает распределение тонкого и зернистого шлама по всем узлам, аппаратам и потокам системы. Анализ показывает, что на обработку и вывод шлама затрачивается суммарное количество энергии, расходуемой в каждом разделительном аппарате. Скорость вывода тонкого шлама, как правило, ниже скорости зернистого, и системой затрачивается больше энергии на его обработку и вывод. Поэтому первое слагаемое выражения (3) больше второго. Чем больше затрачивается энергии на вывод шлама, тем большее его количество выводится из системы. Это означает, что в возвратных потоках концентрация шлама будет незначительной и при возврате они не будут провоцировать существенное увеличение энергии на дальнейшую обработку потока. Таким образом, необходимо стремиться к быстрому и объемному выводу шлама на первых циклах работы замкнутой системы. При этом достигается экономия энергии во всех узлах системы за счет быстрой стабилизации содержания шлама в оборотной воде. Продолжительность нестационарного режима работы схемы можно сократить при высоких затратах энергии на вывод шлама именно на первых циклах ее работы.

Эффективность работы замкнутых циклов необходимо оценивать в период времени, когда из системы выводится максимальное количество шлама. Далее приращение концентрации выводимого шлама уменьшаются, и скорости изменения затрачиваемой на процесс энергии сближаются. Для каждой исследуемой ВШС следует установить графическую зависимость изменения энергии при выведении всего шлама из системы. Для численного выражения эффективности достаточно соотнести скорости вывода шлама (или скорости изменения энергии, затрачиваемой на его вывод) в данной системе с работой системы при полном выводе шлама. Скорости вывода тонкого и зернистого шлама могут различаться значительно, необходимо проводить дифференцированную оценку эффективности работы схемы. Для расчета предложены следующие математические зависимости

$$E_{\text{тонк}} = \sum_{i=1}^n \frac{C_{if}}{\tau_i} / \sum_{i=1}^n \frac{C_{if \max}}{\tau_i} \quad (4)$$

$$E_{3epn} = \sum_{i=1}^n \frac{C_{ig}}{\tau_i} / \sum_{i=1}^n \frac{C_{ig \max}}{\tau_i} \quad (5)$$

Здесь C_{if} и C_{ig} – концентрация тонкого и зернистого шлама, выводимого из системы на первых циклах работы; $C_{if\max}$ и $C_{ig\max}$ – то же самое при работе схемы накопления; τ_i – суммарная инерционность маршрутов вывода шлама; i – количество узлов вывода шлама.

Для оценки эффективности работы ВШС необходимо знать, сколько системой выводится шлама на первых циклах работы и как долго шлам доходит до узлов вывода. В практических условиях обеспечивать полный вывод шлама нецелесообразно. Скорость вывода шлама резко снижается из-за появления циркулирующих нагрузок. В результате выход на стационарный режим значительно замедляется. Чем ближе суммарное количество выводимого шлама к 100%, тем ближе числитель к знаменателю в зависимостях (4) и (5) при постоянных инерционных характеристиках системы.

Рассмотрим гипотетическую упрощенную ВШС (рис. 1).

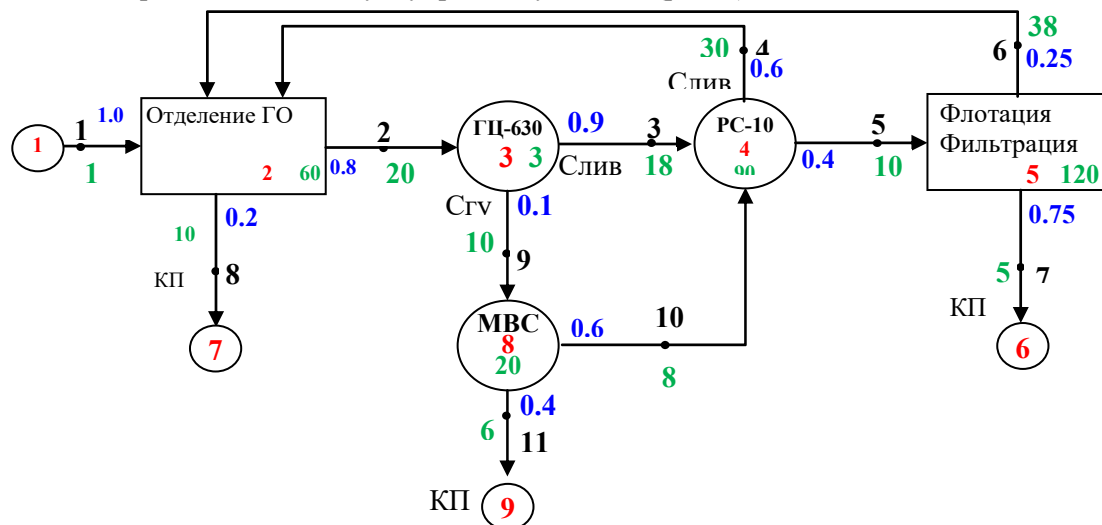


Рис. 1. Гипотетическая водно-шламовая система в блочном изображении

Каждый узел и поток в схеме пронумерованы, возле каждой связи указаны коэффициенты распределения шлама, а также транспортные задержки. Работа схемы моделируется с помощью программы, учитывающей распределение шлама по узлам в соответствии с реальными разделительными характеристиками аппаратов. При этом учитывается инерционность поступления потоков, определяемая временем обработки шлама в аппарате и транспортным запаздыванием потоков.

Результатом работы программы является большой массив данных, содержащий информацию о количестве тонкого и зернистого шлака в узлах и потоках в любой момент времени. Обработка результатов в позволяет определить скорости вывода шлака из системы по изменению его концентрации C

$$U_{\text{blis}} = \Delta C / \Delta T \quad (6)$$

Вначале определяется изменение скорости вывода шлама, когда в схеме не происходит накопления. Расчеты показывают, что на первых циклах выводится 0,462 дол.ед. от начального количества шлама, а 0,538 дол. ед. возвращается с циркулирующими потоками. Эффективность работы такой схемы далека от максимальной, так как количество циркулирующего шлама превышает количество выводимого.

Для установления зависимости изменения скорости вывода шлама во времени для случая, когда накопление не происходит, предполагаем, что все количество шлама выводится из системы на первых циклах. Тогда имеются два варианта работы ВШС, для которых рассчитаны скорости вывода шлама и результаты в графической форме представлены на рис. 2.

Верхняя диаграмма соответствует варианту, когда через узлы вывода уходит полностью весь шлам, поступающий в систему; нижняя отображает скорость вывода для исследуемой схемы. Вертикальные скачки соответствуют очередному приращению количества выводимого шлама. Когда количество выводимого шлама постоянно, кривая имеет плавное снижение скорости вывода. Из сравнения видно, что исследуемая гипотетическая схема далека от условий эффективной работы, так как в оборот возвращается значительное количество шлама.

Как отмечалось выше, оценку эффективности работы ВШС лучше проводить на первых циклах работы, так как в начале работы приращения концентраций шлама в узлах и аппаратах системы максимальны. Далее, если эффективность разделительных аппаратов достаточно велика и системой возвращается в оборот незначительное количество шлама, то эти приращения сокращаются по величине.

При этом диаграммы изменения скоростей вывода будут иметь небольшое количество вертикальных скачков и характеризоваться плавными убывающими кривыми. Такие системы быстро выходят на стационарный режим работы. Для рассматриваемой гипотетической схемы оптимальный период для оценки эффективности работы - от начала работы до 250 с. Далее скорости вывода сравниваются в значениях и разница в работе незначительна. Для момента времени 170 с определяем скорости вывода шлама $U_{\text{выв}}^{\text{max}}$ и $U_{\text{выв}}^{\text{дейст}}$ (рис. 3) и эффективность, определяемая по выражению (3), составит 58,3 %.

При неизменной топологии схемы и тех же аппаратах любые рациональные технологические изменения будут приближать расчетное значение эффективности к 100 %, а нижняя диаграмма скорости изменения энергии вывода шлама будет приближаться к верхней.

Рассмотрим случай, когда после определенных технологических мероприятий удалось повысить эффективность работы разделительных операций. В результате системой обеспечивается больший вывод шлама на первых циклах работы (0,8 доли.ед.) и в оборот возвращается незначительное содержание шлама (0,2 доли.ед.).

Для исследуемой схемы корректируются коэффициенты распределения шлама для аппаратов, слив которых направляется в оборот, таким образом, чтобы суммарное содержание шлама в этих потоках составило именно 0,2 доли.ед. Остальное количество распределяется через узлы вывода пропорционально долевым коэффициентам. Таким образом, воспроизводится теоретическая модель для схемы с заданными показателями. Сравнение результатов расчета приведено на рис. 3 (для удобства сравнения полученная диаграмма добавлена на имеющуюся область построения на рис. 2). Как и предполагалось, работа ВШС в этом случае намного эффективнее работы гипотетической схемы. Диаграмма расположилась выше диаграммы для случая с меньшим выводом шлама и ближе к идеальному варианту, когда накопления нет. При этом количество резких скачков в скорости вывода шлама незначительное. Скорости вывода шлама: $U_{\text{выв}}^{\text{max}}$ остается неизменным 0,006 доли.ед./с, а $U_{\text{выв}}^{\text{дейст}} = 0,0051$ доли.ед./с. При этом эффективность составляет 85 %. Рассмотренная схема характеризуется высокой интенсивностью вывода шлама и быстрым выходом на стационарный режим работы.

Выводы и направления дальнейших исследований. Оценка эффективности работы ВШС с использованием коэффициента циркуляции шлама является неполной, коэффициент только количественно оценивает накопление без учета продолжительности процесса, зависящей от инерционности системы. Скорость изменения энергии, затрачиваемой на вывод шлама, растет с увеличением приращений содержания шлама в узлах вывода. Оценка эффективности работы ВШС по этому параметру является более точной и объективной, так как при этом учитывается и количество выводимого шлама, и длительность его вывода. Количество выводимого шлама определяется полнотой извлечения твердой фазы в сгущенные продукты разделительных аппаратов, а длительность - инерционными свойствами аппаратов и соединительных потоков. Максимальные приращения концентраций шлама в узлах вывода наблюдаются на первых циклах работы, поэтому для оценки эффективности работы ВШС наиболее подходит момент достижения максимальной скорости вывода шлама. Высокие инерционные свойства узлов и потоков системы снижают скорость вывода шлама, увеличивая продолжительность его транспортирования по технологическим маршрутам. При этом продолжительность достижения равновесного содержания шлама увеличивается, работа основных узлов и аппаратов неустойчива и нестабильна.

Список литературы

1. Назимко Е.И. Совершенствование работы систем осветления оборотных вод / Е.И. Назимко, Е.Е. Гарковенко / Днепропетровск, 2002. – 226с.
2. Рекомендации по водно-шламовому хозяйству углеобогажительных фабрик. Луганск 1989 (УкрНИИУглеобогащение). – 68с.
3. Благов И.С. Оборотное водоснабжение углеобогажительных фабрик. – М.: Недра, 1990. – 208с.
4. Зозуля И.И. Методика расчета замкнутых равновесных систем осветления мочных вод углеобогажительных фабрик / И.И. Зозуля, И.Е. Штейнберг, Г.А. Володин, Т.И. Никифоров / – М, 1974, ЦНИЭИуголь, № 31, с. 37 – 41.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

Г.И. ЕРЕМЕНКО*, канд.техн.наук,доц., М.В. МАРТЫНЮК, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

РАЗРАБОТКА И ПРИМЕНЕНИЕ КОНСТРУКЦИЙ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ С РАДИАЛЬНЫМ ЗАЗОРОМ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД В КАРЬЕРЕ

Разработаны и внедрены конструкции скважинных зарядов ВВ с радиальным зазором и рассмотрен процесс разрушения горных пород этими зарядами.

Основными направлениями технического прогресса в области производства взрывных работ следует признать активные методы управления взрывом скважинного заряда, к которым в первую очередь относятся изменения конструкции зарядов взрывчатого вещества и способов их взрывания. Эти методы позволяют существенно изменить механизм действия взрыва скважинного заряда, повысить его полезную работу за счет более полного использования выделяющейся энергии при взрыве.

К таким конструкциям зарядов ВВ относят заряды с воздушными и инертными промежутками с боковыми и осевыми воздушными промежутками, заряды комбинированные с различной мощностью и чувствительностью. Широкое практическое применение зарядов с воздушными промежутками на карьере ЮГОКа в последнее время в основном сдерживалось из-за отсутствия надежных и эффективных способов и устройств по созданию промежутков в заряде ВВ.

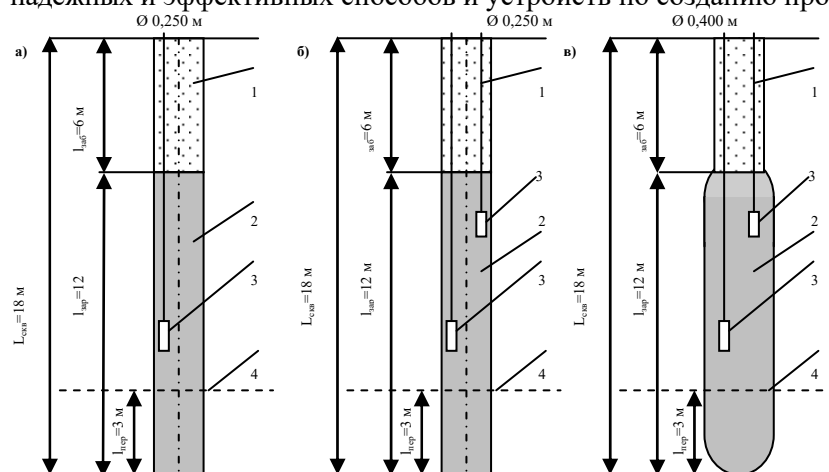


Рис. 1. Конструкция скважинных зарядов ВВ: а – сплошной заряд ВВ; б – сплошной заряд с двухсторонним инициированием ВВ; в – котловой заряд ВВ; 1 – забойка; 2 – заряд ВВ; 3 – промежуточный детонатор; 4 – уровень подошвы уступа

Отличительной особенностью детонации сплошного заряда (рис.1а) при инициировании его промежуточным детонатором явля-

ется то, что фронт детонационной волны составляет приблизительно угол 90° с осью заряда. Волны напряжений в среде при этом образуют на участке цилиндрического заряда, где протекает активный процесс детонации, конический либо сферический фронт в зависимости от соотношения скорости детонации ВВ и скорости звука в среде [1].

Изменить направление детонации возможно также путем изменения расположения точки инициирования. Влияние расположения промежуточного детонатора исследовалось многими авторами как теоретически, так и в производственных условиях. В работе [2] приведена зависимость волнового поля напряжений от направления детонации при различных соотношениях скоростей звука в среде и детонации. В работе показано, что в точке сопряжения откоса уступа с подошвой величина напряжений, вызывающая деформацию сдвига по плоскости подошвы, в 2 раза больше при инициировании снизу, чем при инициировании сверху.

Одной из разновидностей методов, использующих направление детонации, является двустороннее инициирование скважинного заряда [3]. При этом методе взрывания можно обеспечить встречу детонационных волн в любом заранее выбранном месте скважины и благодаря многократному увеличению давления при взаимодействии двух детонационных волн осуществить интенсивное дробление горной массы (рис.1в).

При добыче известняков вопросу качества взрывного дробления уделяют особое внимание - снижение переизмельченной фракции при равномерном дроблении пород. В связи с этим, нашли применение скважинные заряды малого диаметра. Использование скважинных зарядов малого диаметра 146-149 мм обеспечило качественное дробление пород, при выходе негабар-

та не более 1,5-3,0 % [4]. При сохранении удельного расхода, необходимо производить увеличение длины колонки заряда ВВ, что приводит также к увеличению площади контакта ВВ со стенками скважины.

Для повышения эффективности взрывного дробления, с целью снижения выхода переизмельченной фракции в ближней зоне заряда, достигается за счет формирования в скважинах постоянного диаметра участков зарядов переменного диаметра.

Исследование эффективности действия взрыва зарядов переменного сечения по длине зарядной полости были проведены полигонные испытания на гранитных моделях кубической формы с ребром в 200 мм [5].

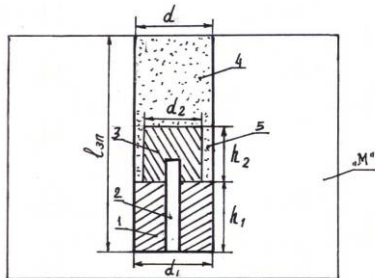


Рис. 2. Схема заряда ступенчатой формы: «М» - гранитная модель; 1 - нижний заряд ВВ; 2 - электродетонатор; 3 - верхний заряд ВВ; 4 - забойка; 5 - зазор между ВВ и стенкой зарядной полости

В скважинах диаметром 16 мм формировались заряды ступенчатой формы общей массой 6,5 г, состоящие из двух частей: нижней, диаметр которого d_1 во всех экспериментах был принят равным диаметру скважины d , и верхней диаметр которого d_2 . (рис. 2).

В ходе проведенных экспериментов установлено, что при применении данной конструкции выход мелких (от 0 до 4 мм) снижается с 7,1% при диаметре верхнего заряда 12,0 мм до 4,1 % при диаметре верхнего заряда 9,0 мм, а выход крупных фракций при этом возрастает.

Для определения эффективности взрывания с использованием конструкции скважинных зарядов с изменяющейся по высоте уступа площадью контакта ВВ со стенками зарядной полости авторами работы [6] был проведен промышленный эксперимент в условиях Крюковского гранитного карьера при отбойке пород крепостью $f = 11-12$ по шкале проф. М.М. Протоdjякова (рис. 3).

Промышленные эксперименты на гранитном карьере показали, что применение конструкций скважинных зарядов с изменяющейся по высоте уступа площадью контакта ВВ со стенками зарядной полости позволяет снизить удельный расход ВВ при снижении выхода мелких фракций на 4,5 %.

Волны напряжений, возникающие в горном массиве при взрыве заряда ВВ, имеют очень высокое давление на первоначальном фронте волны и быстро затухают по мере распространения их вглубь массива, а энергия взрыва расходуется на пластические деформации и на переизмельчение среды в ближней зоне заряда, что приводит к снижению энергии, затрачиваемой на полезную работу.

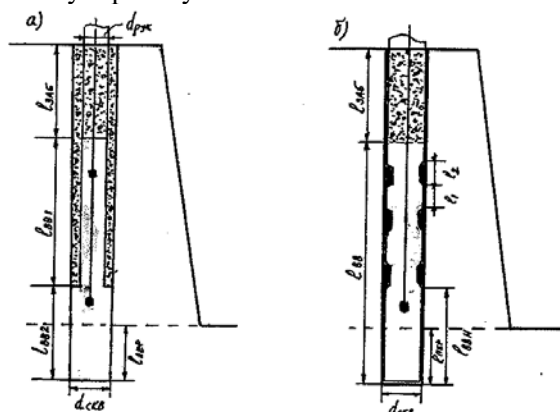


Рис. 3. Скважинные заряды переменного диаметра: а - ступенчатой формы $d_{скв}$ - диаметр скважины; $d_{рук}$ - диаметр зауженной части полипропиленового рукава; $l_{вв1}$ и $l_{вв2}$, соответственно длина верхнего и нижнего зарядов); б - переменного сечения по длине заряда $l_{вв1}$ - длина нижней части заряда; l_1 и l_2 - участки заряда полного и зауженного сечения

Для этого усовершенствована конструкция скважинного заряда ВВ с радиальным зазором для железорудных карьеров, с целью повышения коэффициента использования энергии взрыва возможно при рациональном режиме взрывного нагружения разрушаемого горного массива,

осуществляемого благодаря конструктивным особенностям скважинного заряда взрывчатого вещества (рис. 4).

Способ формирования осуществляется, таким образом [7].

Производится бурение скважины 1, в нижней части скважины размещают заряд взрывчатого вещества 2 в рукав из полимерного материала с переменным сечением 4 и промежуточный детонатор 3, высота которого определяется по формуле, м

$$h_{с.з.} = h_n + f \cdot 10^{-1},$$

где h_{Π} - высота перебура в скважине, м; f - коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова, после формирования нижней части заряда рукав заполняется взрывчатим веществом 5, при этом высота заряда в верхней части рукава определяют по формуле, м

$$h_{з.р.} = h_{ск} - (h_{\Pi} + f^{0,1}) - h_{з.аб},$$

где $h_{ск}$ - длина скважины; $h_{з.аб}$ - высота забойки, м.

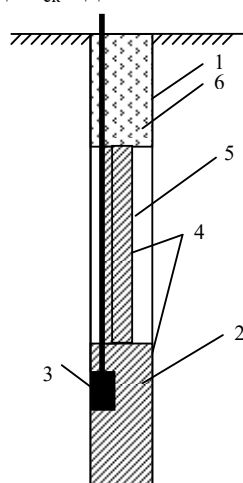


Рис. 4. Конструкция скважинного заряда ВВ с радиальным зазором: 1 - скважина; 2 - взрывчатое вещество, расположенное в нижней части заряда; 3 - промежуточный детонатор (ДПУ 830-Тл); 4 - рукав с полимерного материала для формирования заряда; 5 - взрывчатое вещество, расположенное в верхней части заряда; 6 - забойка

Внутренний диаметр рукава в зависимости от условий заполнения зазора между зарядом и стенками скважины (вода или воздух) определяется по формуле, мм

вода:

$$d_p = 0,63 \cdot d_{ск} \cdot f^{0,1}, \text{ мм;}$$

где d_p - диаметр верхней части рукава, мм; $d_{ск}$ - диаметр скважины, мм; воздух, мм

$$d_p = 0,6 \cdot d_{ск} \cdot f^{0,1},$$

для скважины с диаметром 200 мм:

$$d_p = 0,7 \cdot d_{ск} \cdot f^{0,1},$$

После окончания заряжания, изолируют верхнюю часть полимерного рукава, и заполняют скважину забойкой 6.

При высоте уступа 15 м, высота перебура 3 м, коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 20, диаметр скважины 0,253 м, зазор между зарядом и стенками скважины заполняют водой, определено:

высота нижнего заряда $h_{с.з.} = 5$ м;

высота верхнего заряда $h_{з.р.} = 7$ м;

внутренний диаметр рукава $d_p = 0,212$ мм.

Инициирование промежуточным детонатором 3 осуществляется в нижней части заряда 2, за счет сплошного рукава 4 детонационная волна передается к верхней части заряда ВВ 5.

Развитие методов управления энергией взрыва происходит по двум направлениям: первое из них основано на изменении концентрации энергии в заряде ВВ, второе связано с повышением коэффициента использования энергии взрыва ВВ за счет изменения его детонационных характеристик. Методы управления энергией взрыва двух указанных направлений не противоречат друг другу, а служат источником дальнейшего совершенствования технологии взрывных работ.

При взрывании сплошной конструкции скважинного заряда взаимодействие детонационной волны с массивом зависит от угла падения последней на границу раздела «ВВ – среда». Давление у границы раздела согласно [8;9], в зависимости от угла падения детонационной волны может быть определено зависимостью

$$P = \begin{cases} P(\varphi) = 2,4 P_n, & \text{если } \varphi = 0 \\ 1,2 \left(2 - \frac{\varphi}{\pi} \right) P_n, & \text{если } 0 < \varphi < \frac{\pi}{3} \\ P(\varphi) = \frac{P_n}{1 - \cos \varphi}, & \text{если } \frac{\pi}{3} \leq \varphi \leq \frac{\pi}{2} \end{cases}, \quad (1)$$

где P_n - начальное давление в детонационной волне; φ - угол падения в детонационной волне на границу раздела «ВВ-среда».

Давления в скважине определяется по формуле

$$P_{скв} = \frac{\rho D^2}{8} \Delta^\alpha \quad (2)$$

где ρ - плотность заряжания; D - скорость детонации взрывчатого вещества; Δ - отношение объема взрывчатого вещества к объему заряжаемой части скважины; $\alpha \approx 2,5$.

Формула (2) может быть использована при взрывании заряда ВВ с кольцевым зазором между зарядом и стенками скважины. При этом необходимо отметить, что наличие кольцевого зазора между границей «ВВ - среда» изменит характер взрывной нагрузки на массив горных пород.

Учитывая линейные размеры части скважинного заряда ВВ с использованием кольцевого зазора, определим величину Δ . Так как по определению $\Delta = V_{BB} / V_{скв}$, то для верхней части заряда, учитывая, что $V_{BB} = \pi \frac{d_1^2}{4} h$, а $V_{скв} = \pi \frac{d_2^2}{4} h$, имеем

$$\Delta_1 = (d_1 / d_2)^2, \quad (3)$$

где $d_2 = d$; d_2 - диаметр скважины; d_1 - диаметр верхней части заряда ВВ, определенный из соотношения

$$d_{кр} \leq d_1 \leq d_{кр} + 10^{-3} f,$$

где $d_{кр}$ - критический диаметр ВВ; f - коэффициент крепости по шкале проф. Н.Н. Протодяконова.

Для нижней части заряда, где формируется сплошная колонка заряда, $\Delta_2 = 1$.

Исходя из полученных результатов значений Δ_1 и Δ_2 и формулы (2), можно записать аналитические выражения определяющие давление в верхней и нижней части скважины

$$P_1 = \frac{1}{8} \rho D^2 \Delta^{2.5}, \quad (4)$$

$$P_2 = \frac{1}{8} \rho D^2, \quad (5)$$

так как $0 < \Delta_1 < 1$, очевидно, что

$$P_1 < P_2 \quad (6)$$

Максимальная величина давления в скважине в зависимости от величины Δ , определяется выражением

$$P_{\max} = \frac{1}{4} \rho D^2 \Delta^\alpha (1 + R), \quad (7)$$

где R - отношение импедантов ВВ и породы, то есть $R = (\rho V)_{ВВ} / (\rho V)_{пор}$.

Учитывая, тот факт, верхней части заряда Δ_1 определяется формулой (3), а для нижней части, согласно определению $\Delta_2 = 1$, то для рассмотрения конструкции заряда максимальное давление определяется формулой

$$P_{\max} = \frac{1}{4} \rho D^2 (1 + R) \cdot \left(1 + (d_1 / d_2)^{2\alpha} \right). \quad (8)$$

Для случая $\Delta = 1$ в зависимости величины R максимальное давление в зарядной скважине, согласно формуле (2), будет находиться в пределах

$$P_{ск} \leq P_{\max} \leq 2 P_{ск} \quad (9)$$

Для нахождения величины импульса давления, определяемого из общепринятой зависимости

$$I = \int_0^t P(t) dt, \quad (10)$$

воспользуемся определением формулы $P(t)$

$$P(t) = P_{\max} e^{-\frac{t}{\tau}} \quad (11)$$

где $P_{\max}$ - максимальное давление на границе «ВВ-порода»; t - время необходимое для достижения ударной волной фиксированной точки; τ - время релаксации.

Для конструкции заряда ВВ с радиальным зазором в зависимости от величины R и Δ максимальное давление на границе «ВВ-порода» определяется по формуле (11).

Для случая, если $0 < \Delta < 1$, то для

($R < 1$)

$$I_1 = \frac{\rho D^2}{4K} \left(\frac{d_1}{d_2} \right)^2 e^{kt} \quad (12)$$

($R > 1$)

$$I_2 = I_1 / 2. \quad (13)$$

Если $\Delta = 1$, то в зависимости от величины R будем иметь

$$\frac{\rho D^2}{8K} e^{kt} \leq I \leq \frac{\rho D^2}{4K} e^{kt}, \quad (14)$$

где $K=-(1/\tau)$.

Полученное соотношение (12)-(14) определяет величину импульса давления в фиксированной произвольной точке разрушаемого горного массива в зависимости от величины d_1/d_2 .

Перед проведением исследовательских работ в промышленных условиях, закономерности взрывного разрушения горных пород целесообразно изучать на моделях.

Поэтому лабораторные исследования выполняли на рудоцементных моделях. Перед взрыванием определяли основные физико-механические свойства и упругие компоненты материала образца. Материал модели по своим свойствам соответствовал мартитовым рудам. Оценивали результаты взрыва по следующим показателям: диаметр среднего куса и выход измельченного материала. Размер блоков составлял 435×390 мм в плане и по высоте - 290 мм.

Скважины в модели выполняли с помощью стальных стержней диаметром 5 мм и длиной 220 мм, которые вставляли в модель с помощью специального шаблона, чтобы обеспечить соосность зарядов во всех изготовленных образцах.

В качестве ВВ для заряжения скважин в блоках использовали промышленные взрывчатые вещества, которые допущены к использованию. Для образования в заряде радиального зазора с центрированием в скважине устанавливали керамические стержни с внутренними диаметрами от 9,0 до 11,5 мм и разной высотой верхней части заряда от 73 до 109 мм.

Лабораторными исследованиями установлено, что радиальный зазор в заряде обуславливает эффективное использование энергии ВВ на полезные формы работы, повышает интенсивность процесса трещинообразования. При исследовании применяемых зарядов ВВ с радиальным зазором, в рудоцементных моделях установлено, что удельный расход ВВ на отбойку уменьшается на 15-18 % по сравнению со взрыванием сплошных колонковых зарядов. Одновременно зарегистрировано улучшение качества дробления.

В полигонных условиях проводили испытания, во время которых предлагаемые заряды с радиальным зазором сравнивали со сплошными и колонковыми зарядами. Для всех зарядов в грунте, коэффициент которого приравнивается к $f = 0,6-0,8$ по шкале проф. М.М. Протоdjякова, на полигоне пробурили скважины глубиной 1 м и диаметром 140 мм.

В качестве оценки эффективности применения данных конструкций был выбран метод воронкообразования.

При соотношении диаметров верхнего заряда и скважины $\Delta < 0,5$ происходит незначительное увеличение объема воронки взрыва. При $\Delta > 0,5$ объем воронки взрыва заряда с радиальным зазором значительно отличается от примененных зарядов со сплошной колонкой. При последующем увеличении отношения диаметров к $\Delta = 0,85$ общая эффективность взрыва (объем воронки) резко снижается.

В зарядах с радиальным зазором в полигонных условиях, где моделировались легковзрываемые массивы разница в объемах зависит от соотношения диаметров верхнего заряда и скважины ($\Delta = 0,57-0,72 d_{скв}$). При $\Delta > 0,5$ действие взрыва увеличивается и достигает максимальных значений, при $\Delta = 0,72$ - объемы воронок взрыва различались в 1,5-1,8 раза.

Рациональный размер высоты верхней части заряда ВР, при котором достигается максимальный объем разрушений, подтверждает аналитически установленное соотношение $h_{з,р} = h_{скв} - (h_n + f \cdot 0,1) - h_{заб}$ и равняется 493 мм для условий полигонных исследований.

Экспериментальные заряды с радиальным зазором характеризуются высокой работоспособностью. В условиях полигонных испытаний объемы воронок взрыва зарядов с радиальным зазором были на 20-40 % выше, чем при сплошной колонке ВВ.

Промышленная проверка взрывания скважинных зарядов с радиальным зазором осуществлялась при производстве массовых взрывов в карьере ОАО «ЮГОК». Цель экспериментов - проверка в производственных условиях эффективности взрывания зарядов ВВ с радиальным зазором по сравнению со сплошными зарядами так как в данном случае значительно снижается расход ВВ. Высота колонки экспериментальных зарядов были равна сплошной колонке заряда. Для проведения промышленных взрывов и получения достоверных результатов опытный блок с аналогичными горно-геологическими условиями разбивался на два участка - экспериментальный и контрольный. На экспериментальном участке взрывались скважинные заряды с радиальным зарядом, на опытном - конструкции со сплошным скважинным зарядом ВВ.

Расположение скважинных зарядов с радиальным зазором выполнялись в соответствии с разработанной технологией размещения скважин на взрываемом блоке. В данной технологии учитывались физико-механические свойства горных пород карьера и параметры буровзрывных работ.

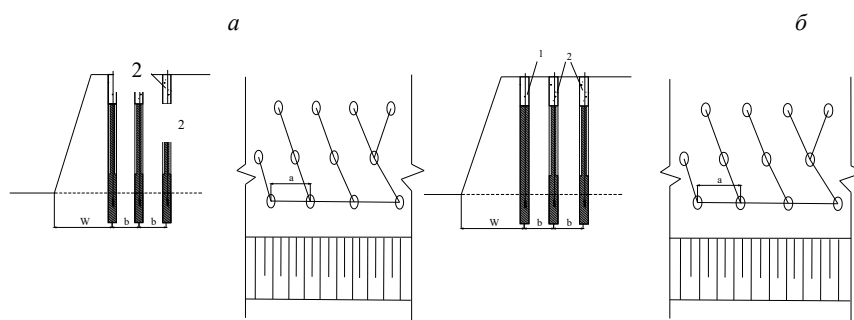


Рис. 5. Схема расположения скважинных зарядов на экспериментальном и контрольном участках опытного блока: а - с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f=16$ при ЛСПП ($W<10,5$ м); б - с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f=16$ и выше при ЛСПП ($W>10,5$ м); 1 – сплошной заряд ВВ; 2 – заряды ВВ с радиальным зазором; а – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояния между рядами скважин, м

Если взрывааемые породы имеют коэффициент крепости $f=16$ и ниже по шкале проф. М.М. Протодяконова, а линия сопротивления по подошве уступа меньше 10,5 м, то применяются скважинные заряды с радиальным зазором во всех рядах взрываемого блока.

Если взрывааемые породы имеют коэффициент крепости $f=17-20$ по шкале проф. М.М. Протодяконова, а с увеличенной линией сопротивления по подошве уступа ($>10,5$ м), то в первом ряду скважин применяли заряд ВВ со сплошной колонкой, а в следующих рядах скважины с зарядами ВВ с радиальным зазором.

Анализ качества дробления показал, что при взрывании горных пород на экспериментальном блоке увеличена зона регулируемого дробления, получено уменьшение выхода фракции 0 + 400 мм и отмечено понижение показателей крупных фракций.

При проведении хронометража экскаваторов, было установлено, что время погрузки думпка экскаватором ЭКГ-8И на контрольных и экспериментальных участках блока составило 90-95 мин.

По данным маркшейдерской службы отклонений от уровня проектных отметок подошвы уступа не установлено.

В процессе погрузки взорванной горной массы выполняется наблюдения и фотографирования на поверхности массива на контрольных и экспериментальных участках блоков.

В качестве критерия оценки проведения взрыва, а именно гранулометрического состава, был использован фотопланиметрический метод. В процессе обработки фоторезультатов получено распределение гранулометрического состава по экспериментальному и контрольному блокам приведен в табл. 1.

Таблица 1

Класс фракции	Экспериментальный блок		Контрольный блок	
	выход фракции, %	количество кусков, шт	выход фракции, %	количество кусков, шт
50,0-150,0 мм	78,5689	2228	77,4955	2135
150,0-250,0 мм	15,2274	432	15,0635	415
250,0-350,0 мм	3,7011	105	3,5572	98
350,0-450,0 мм	1,4099	40	1,5245	42
450,0-550,0 мм	0,6345	18	0,9074	25
550,0-650,0 мм	0,3172	9	0,7986	22
650,0-750,0 мм	0,0352	0	0,2904	8
750,0-850,0 мм	0,0705	1	0,1452	4
850,0-950,0 мм	0,0352	0	0,1815	5
950,0-1050,0 мм	0,0000	0	0,0363	1

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. С целью повышения эффективности использования энергии взрыва заряда ВВ разработаны конструкции скважинных зарядов ВВ с радиальным зазором, отличительной особенностью которых является перераспределение энергии взрыва по высоте колонки заряда.

2. Изменяя размеры радиального зазора между ВВ и породой, изменяется величина импульсной нагрузки по высоте разрушаемого уступа горных пород в зависимости от конкретных

условий ведення БВР. Для цього достатньо мати указані співвідношення діаметрів зарядів ВВ в верхній і нижній частині скважини і лінійні розміри висоти столба ВВ з різними значеннями співвідношень діаметрів заряду і скважини.

3. Промислові випробування конструкцій скважинного заряду з радіальним зазором показали покращення якості дроблення гірної маси з збільшенням виходу фракції 0 + 400 мм на 2,5%.

Список литературы

1. Кучерявый Ф.И., Куриленко А.В. Влияния направления детонаций удлиненного заряда на характер взрывного разрушения горной породы. – "Изв.вузов. Горный журнал", 1970, №6, с.69-71.
1. Петрашин Л.Ф., Мячина Н.И. О зависимости поля напряжений и процесса разрушения от конструкции заряда и направления детонации. Взрывное дело, №62/19, М.: Недра, 1967, с. 150-156.
3. Шекун С.Г., Бызов В.Ф., Волюнец М.А. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда. Взрывное дело, №62/19, М.: Недра, 1967, с. 193-198.
4. Наумец И.В. Оптимизация буровзрывных работ при добыче скальных строительных материалов / И.В. Наумец, С.В. Дыняк, И.В. Махоня, А.С. Сторчак // Информ. бюл. УСИБ. – 2010. №3. – С. 11-12.
5. А.с. 1126058 СССР, МКІ³ F42B 3/00. Скважинный заряд для уступной отбойки горных пород // С.С. Яценко, Э.И. Ефремов, Б.Н. Кутузов, С.А. Олейник, В.В. Галкин, Ю.С. Яценко, И.Н. Усик (СССР). - №3554886; заявл. 21.02.83; опубл. 23.07.1984.
6. Чебенко Ю.Н., Ромашко А.М. Экспериментальные исследования способов повышения эффективности дробления пород на нерудных карьерах // Информ. бюл. УСИБ. – 2011. №3. – С. 5-8.
7. Пат. На корисну модель №52290 Україна. МПК F42D 1/08 E21C 41/26. Спосіб формування свердловинного заряду / В. Д. Сидоренко, Г. І. Єременко, С. В. Шевченко, М. В. Мартинюк; заявник і патентоутримувач Криворізький технічний університет. – №00629; заявл. 22.01.2010; опубл. 25.08.2010. Бюл. №16.
8. Власов О.Е. Основа теории действия взрыва. – М.: ВИА, 1957. – 407с.
9. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. - Новосибирск: Наука, 1977. - 259 с.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 622.023:622.271.33

Г.Д. ПЧЕЛКИН, В.В. КУСТОВ, А.В. КУСТОВ, Национальный горный университет

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ СВОЙСТВ РЫХЛЫХ ПОРОД НА ХАРАКТЕРИСТИКУ ОТКОСА НАСЫПНОГО ТЕХНОГЕННОГО ФОРМИРОВАНИЯ

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых процессы отвалообразования и складирования горной массы являются, как правило, завершающими в технологической цепи горного производства. Несмотря на многообразие применяемых технологий формирования отвалов и складов готовой продукции, на разницу их функционального предназначения, общим для подобных объектов является то, что они представляют собой техногенные формирования насыпного характера. При проектировании, строительстве и эксплуатации отвалов (складов) особое значение приобретает вопрос устойчивости откосов [1]. В этой связи существует проблема прогнозирования предельного угла откоса сыпучих горных пород равного углу внутреннего трения (углу естественного откоса). Указанная проблема приобретает свою актуальность как при внешнем отвалообразовании с предельно допустимыми высотами ярусов, для минимизации экологических издержек, так и при отвалообразовании в выработанное пространство карьеров.

В то же время, в практике горного производства существует проблема прогнозирования распределения кусков горной массы по высоте отвала (склада) в зависимости от всей совокупности факторов [2], определяющих условия отсыпки: физико-механических свойств и гранулометрического состава горной породы; формы ее отдельных кусков; геометрических параметров поверхности отвального откоса; параметров отвалообразования. Известно, что в процессе спонтанного разделения горной массы по крупности (эффект сегрегации) на отвалах и перегрузочных площадках создаются предпосылки [3] для последующей селективной разработки техногенных месторождений с учетом гранулометрического состава горной массы, накопленной в слоях формирования.

Это связано с тем, что отсыпка материала производится наклонными слоями, а распределение масс породы по крупности приводит к образованию слоев, которые расположены параллельно основанию отвала.

Основная закономерность сегрегации отчетливо просматривается при визуальном анализе поверхности откосов отвалов: концентрация мелких фракций в верхней части откосов, крупных фракций - в нижней их части. Однако для решения широкого круга инженерных, технологических и экологических задач необходимо знать изменение гранулометрического состава, пористости, коэффициента фильтрации, насыпной плотности пород и других показателей по всей высоте насыпного тела.

Таким образом, установление связи между углом естественного откоса (формой откоса) и характером изменения гранулометрического состава и других свойств горных пород по всей высоте насыпного тела представляет определенный научный интерес.

Цель работы - установления зависимости между гранулометрическим составом сыпучих пород и предельным углом откоса с учетом влажности материала.

Для достижения поставленной цели решали следующие задачи:

разработка методики экспериментальных исследований и конструкции лабораторного стенда;

обоснование и выбор гранулометрического состава горной массы, используемой в экспериментах;

определение и оценка физико-механических свойств горной массы, используемой в экспериментах;

определение функциональной зависимости между значением предельного угла откоса и гранулометрическим составом скальной породой, в том числе с учетом влажностной характеристики последней;

определение величины вогнутости (кривизны) поверхности откоса для смеси, состоящей из частиц разной крупности;

разработка методики обработки экспериментальных данных;

разработка практических рекомендаций по совершенствованию технологии производства отвальных и маркшейдерских работ на карьерах.

Гранулометрический состав материала для проведения лабораторно-промышленных исследований принимался на основе анализа грансостава взорванной породы на карьерах (табл. 1) и отходов переработки металлургических флюсов на ДОФ горных предприятий Донбасса (ЧАО «Докучаевский флюсо-доломитный комбинат», «Новотроицкое рудоуправление» и «Комсомольское рудоуправление») с применением уравнения Розина-Раммлера.

Таблица 1

Гранулометрический состав взорванной горной массы на карьерах ЧАО «ДФДК»					
Карьер, дата взрыва	Крепость пород, f	Процентное содержание фракций, мм			
		0 - 200	201 - 300	301 - 400	Более 400
Центральный 14.08.08 г.	6	23,4	25,8	27,6	23,2
Центральный 14.08.08 г.	6	28,9	20,7	29,6	20,8
Центральный 6.10.08 г.	6	26,1	22,2	28,3	23,4
Восточный 8.10.08 г.	8	28,2	24,7	22,4	24,7
Восточный 8.10.08 г.	8	30,9	23,8	25,5	23,8
Доломитный 25.07.08 г.	10	28,5	25,1	24,9	21,5
Доломитный 4.10.08 г.	10	27,9	23,3	26,8	22,0

Для взорванных пород подобран масштабный фактор 1:100 (состав А), а для экстраполяции результатов экспериментов использовали гранулометрический состав материала с масштабным фактором 1:5 (состав В).

Таблица 2

Гранулометрический состав исследуемого материала (составы А и В)			
Фракции состава А, мм	Фракции состава В, мм	Вес фракции, кг	Содержание, %
-2,0	-10	55,4	27,7
+2,0...-3,0	+10,0...-15,0	47,2	23,6
+3,0...-4,0	+15,0...-20,0	52,8	26,4
+4,0...-10,0	+20,0...50,0	44,6	22,3
Всего	-	200,0	100

Для отходов переработки ДОФ, которые представлены сыпучими породами, применяем масштаб 1:1 (состав С).

Гранулометрический состав отходов переработки (состав С)

Фракции состава С, мм	Вес фракции при естественной влажности, кг	Содержание, %
-2,0	49,0	24,5
+2,0...- 5,0	63,6	31,8
+5,0...-10,0	34,2	17,1
+10,0...-15,0	32,4	16,2
+15,0...-20,0	16,4	8,2
+20,0...-60,0	3,6	1,8
+60	0,8	0,4
Всего	200,0	100

Физико-механические свойства горной массы определялись по известной методике [4]. Насыпная масса породы состава А составила $\gamma = 1,480 \cdot 10^3$ кг/м³, состава В - $\gamma = 1,561 \cdot 10^3$ кг/м³, состава С - $\gamma = 1,501 \cdot 10^3$ кг/м³.

Для моделирования процесса сегрегации сыпучих пород, который происходит в процессе формирования техногенных месторождений, были проведены эксперименты на специально изготовленном стенде (рис. 1), а так же были выполнены эксперименты на промплощадках ряда объектов горного предприятия (внешние и внутренние отвалы карьера «Центральный», напольные склады готовой продукции ДОФ ЧАО «Докучаевский флюсо-доломитный комбинат»).



Рис. 1. Общий вид лабораторного стенда для моделирования сегрегации сыпучих пород

Подобной конструкции стенд был использован в работах [6,7] для похожих целей.

Лабораторный стенд (рис. 2) состоит из металлического каркаса 1 размерами 2000×1000×500 мм. Несущие элементы выполнены из металлического уголка - 75 мм ГОСТ - 6785, соединение элементов между собой разъемное с помощью болтов $d = 8$ мм. Боковая поверхность (передняя стенка) 2 выполнена стеклянной (стекло класса «сталинит» -8 мм) для визуального наблюдения за процессом отсыпки и структурой моделируемого отвала, а задняя стенка - съемный фанерный щит на деревянном подрамнике с шероховатой поверхностью и со стеклянной нижней частью, для контроля симметричности распределения.

Внутри стенда, для моделирования отгрузки на наклонную поверхность, устанавливается щиток 3, угол установки, которого можно варьировать от 0 до 45°. Поверхность щитка футерована слоем отсыпаемого материала. Стенд устанавливается на основании 4. Загрузка стенда исходным материалом может осуществляться как при помощи конвейерного питателя 7, установленного под бункером 5 и способного перемещаться по направляющим 6, так и посредством специального скребка (на рисунке скребок не обозначен).

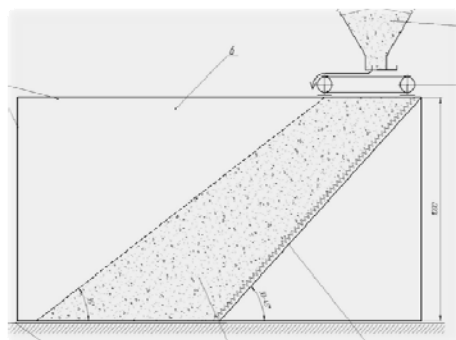


Рис. 2. Схема лабораторного стенда

Таким образом, в первом случае моделируется работа конвейерных отвалообразователей, а во втором - отвалообразование с применением бульдозеров и автомобильного транспорта.

Цель проведения экспериментов состояла в исследовании закономерностей разделения скальных пород из сыпучего материала по крупности при отсыпке их на наклонную плоскость, которая устанавливалась под различными углами (в т.ч. под углом естественного откоса этих пород). В процессе проведения экспериментов отсыпка опытных штабелей производилась на горизонтальное и на наклонное основание для различных по грансоставу составов. Формирование штабеля осуществлялось двумя способами. В первом случае отсыпка штабеля осуществлялась непрерывной подачей дробленого материала на наклонный щиток, который устанавливался последовательно под углами 30,35 и 40° (конструктивное исполнение позволяет устанавливать угол отсыпки от 18 до 90°). Последовательная отсыпка рудного материала на пионерную насыпь вдоль фронта штабеля проводилась до полного формирования плоскости с углом естественного откоса.

Во втором случае отсыпка производилась по схеме: в точку разгрузки отсыпалось три равных порции по 0,01 м³ каждая так, что две порции ссыпались под откос, а третья - на бровку. После заполнения всего фронта штабеля специальным скребком производилось сталкивание массы под откос, этим имитировалась работа бульдозера. Затем все операции повторялись до полного заполнения стенда.

После заполнения всего штабеля и его откоса определялся угол естественного откоса для каждой отдельной фракции и смеси (табл. 4).

Таблица 4

Значение углов естественного откоса в зависимости от крупности и влажности породы			
Крупность породы, мм	Угол естественного откоса штабеля породы, (град. мин)		
	естественная влажность, 2 %	влажность 12 %	мокрых (>17 %)
-2,50	38,20	42,00	21,30
+2,50...-10,0	36,10	39,40	24,00
+10,0...-12,5	33,40	37,00	25,00
+12,5...-30,0	30,35	33,40	28,00
+30,0...-60,0	30,00	32,20	28,50
+60,0...-100,0	29,00	30,30	29,00

Значение влажности варьировалось от 0,02 - естественная влажность, до влажности 0,17 при которой еще доминируют свойства твердого тела. Нижний уровень для размера среднего куса - 0 мм, а верхний уровень составлял 100 мм - влияние поверхностного натяжения воды практически отсутствует.

Проведено было три серии по 6 экспериментов в каждой серии по вышеизложенной схеме.

Камеральная обработка материалов состояла в расчете выхода различных фракций рудной массы для каждой заходки.

Каждая заходка получила геометрическую привязку к узловым точкам стенда, что позволило закоординировать положение заходок и результатов ситового анализа.

Основные выводы по результатам экспериментальных исследований сводятся к следующему:

при отсыпке дробленого материала на горизонтальную либо на наклонную плоскость происходит установление угла естественного откоса, который характерен только для пород определенной крупности и влажности и который не зависит от способа формирования насыпи (рис. 3).

При этом аналитическая зависимость прогнозирует результат натурных измерений с погрешностью не более 3,5%;

при отсыпке штабеля происходит перераспределение масс по крупности материала. В верхней части штабеля доминирует мелкая фракция, в нижней части - крупная. При этом более качественное разделение (сегрегация) наблюдается при меньшей производительности подачи исходного материала на разгрузку;

в поперечном сечении штабеля выделяются три зоны формирования его внутренней структуры. Первая прилегает непосредственно к пионерной насыпи и ограничивается поверхностью с углом естественного откоса. Вторая занимает основной объем штабеля и характеризуется достаточно стабильным, устоявшимся соотношением масс различных фракций. Третья зона отсыпки непосредственно прилегает к поверхности штабеля;

распределение масс по крупности на поверхности отсыпки (третья зона) значительно отличается от распределения масс внутри штабеля (вторая зона);

распределение масс по крупности во второй зоне (средняя часть штабеля) практически не отличается от распределения масс исходного материала;

отмечается закономерность: отсыпка производится наклонными слоями, а распределение масс по крупности формирует слои, параллельные основанию штабеля. Особенно это наглядно проявляется для крупной и мелкой фракций;

при наличии зависимости качества сырья от крупности материала общий характер изменения грансостава внутри тела штабеля определяет характер изменения содержаний контролируемых показателей и внутренней структуры штабеля;

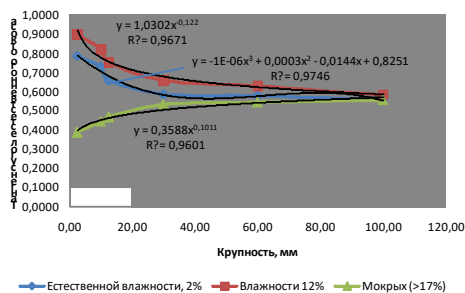


Рис. 3. Изменение угла естественного откоса штабеля от его гранулометрического состава и влажности

поверхность откоса имеет определенную кривизну, которая определяется как распределением масс по крупности в результате сегрегации, так и влажностью слагающих пород. Зависимость угла естественного откоса от крупности и влажности горной массы представлена на рис. 3.

Кривизна поверхности откоса яруса высотой 25 м, на которой происходит гравитационная сегрегация рыхлых пород (некондиционные известняки), представлена на рис. 4. При этом имеет место отклонение в подсчете объемов заскладированных пород для указанной на рисунке области: для пород естественной влажности - увеличение на 6,2 %; для влажных - уменьшение на 3,3%; для мокрых - увеличение на 22,0 %.

внутреннюю структуру штабеля можно рассматривать как слоевую, параллельную основанию отсыпки. Принципиальное положение состоит в том, что плотность укладки материала в штабеле неравномерная, это приводит к «пятнистой» структуре массива и образованию особых внутренних зон, то есть зон с пониженной плотностью укладки. Наименьшая плотность укладки наблюдается в нижней передовой области штабеля, которая соприкасается с основанием отсыпки.

Изучение распределения кусковатости по откосу отвалов на карьерах ЧАО «ДФДК» [7] согласуется с результатами эксперимента (см. рис. 3) по моделированию процесса отвалообразования с составом подобным взорванной горной массы (см. табл. 2).

Для рассматриваемых классов крупности Еленовского месторождения известняков и доломитов была получена зависимость между коэффициентом разрыхления породы и средним размером куска в соответствующем слое штабеля (см. рис. 2).

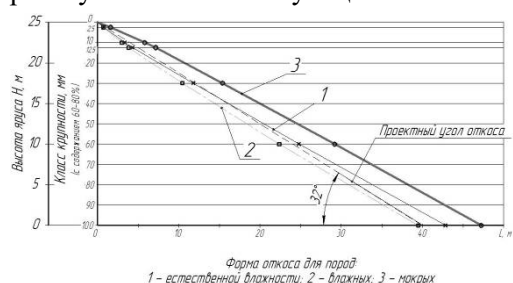


Рис. 4 Форма откосов в зависимости от грансостава и влажности образующих слоев

Полученная аналитическая зависимость характерна и для условий железорудных месторождений [5,8,9], что позволяет надеяться на применимость соотношения для более широкого спектра условий разработки рудных и нерудных месторождений.

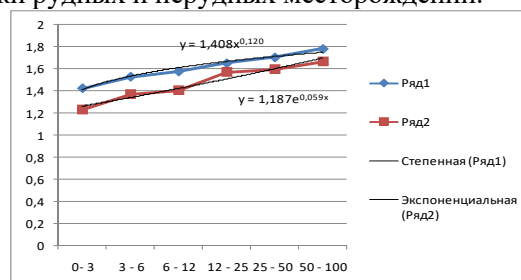


Рис. 5. Зависимость коэффициента разрыхления породы от значения d_{cp} штабеля породы

Список литературы

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. - М.: Недра, 1965. - 336 с.
2. Лаптев Ю.В., Гальянов А.В. Теоретические основы процесса сегрегации горной массы // Геотехнические проблемы комплексного освоения недр – Сб. науч. тр./ИГД УрО РАН. – Вып. 2(9). Екатеринбург, 2003. – С.245-258.
3. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В., Ковалев М.Н. Рудоподготовка на карьерах. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 421 с.
4. Зенков Р.Л. Механика насыпных грузов. М.: Машиностроение, 1964. - 280 с.
5. Кустов В.В., Пчелкин Г.Д. О проблеме выбора технологий формирования и последующей разработки техногенного месторождения с учетом сегрегации горных пород. - Материалы международной конференции «Форум горняков – 2011», 2011. – С. 99 – 104.
6. Кустов В.В., Пчелкин Г.Д. О математическом моделировании процесса сегрегации горной массы при формировании конусообразного объекта. - Металлургическая и горная промышленность, 2009. - №1. – С. 96-101.
7. Кустов В.В., Пчелкин Г.Д. Использование сегрегации при разработке техногенных месторождений с целью повышения качества продукции. – Материалы международной конференции «Форум горняков – 2009», 2009. – С. 171-175.
8. Вилкул Ю.Г., Слободянюк В.К., Аралкин А.С. Экспериментальные исследования гравитационной сегрегации скальной горной массы / Разраб. рудн. месторожд. – Вып. – Разработка рудных месторождений. – 2006. – вып. 1(90).
9. Вилкул Ю.Г., Слободянюк В.К., Аралкин А.С. Моделирование и исследование гравитационной сегрегации скальной горной массы в процессе отвалообразования с применением методов планирования экспериментов / Разраб. рудн. месторожд. – Вып. 91, 2007.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 681.513.672:622.7:622.34

В. В. ТРОНЬ, ассистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ФОРМУВАННЯ АДАПТИВНОГО КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ЗБАГАЧЕННЯ РУД З РОЗПІЗНАВАННЯМ ТИПУ ВКРАПЛЕННЯ КОРИСНОГО КОМПОНЕНТУ

Запропоновано метод адаптивного керування процесом збагачення руд із формуванням оптимального гранулометричного складу за стадіями збагачення на основі розпізнавання технологічних різновидів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту.

Проблема та її зв'язок за науковими і практичними завданнями. Рівень економіки України багато в чому обумовлюється рівнем розвитку підприємств гірничо-металургійного комплексу. Продукція українських гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК) і металургійних підприємств становить майже третину доходів вітчизняного експорту. За останні десятиліття якість залізорудної сировини має негативну динаміку. У зв'язку з цим значний її обсяг не може бути перетворено у товарний продукт, що відповідає кондиціям на сировину для металургійної переробки або для безпосереднього використання як готового матеріалу. Ситуація ускладнюється також високою питомою енергоємністю виробництв, яка становить понад 18% собівартості, значних втрат корисного компоненту у процесах збагачення.

Відомо, що якість кінцевого продукту процесів збагачувальної технології (концентрату) значною мірою залежить від якісних характеристик вхідної сировини, що надходить на переробку. На залізорудних комбінатах існує геолого-мінералогічна класифікація руд, що має кореляційний зв'язок із розміром рудомінерального вкраплення [1]. В умовах залізорудних збагачувальних фабрик розділення руд на технологічні сорти використовується для планування і організації видобутку і переробки так, щоб забезпечити сталу якість руди протягом необхідного інтервалу.

У сучасних умовах процеси стратегічного і оперативного планування переробки корисних копалин є істотно роз'єднаними; також існує певний «інформаційний пробіл» між оперативним плануванням виробництва і оптимізацією технологічних процесів [2]. Для підвищення ефективності і забезпечення необхідної якості продукції гірничорудних підприємств в умовах значних випадковостей необхідно провести дослідження в сфері інтеграції згаданих вище рівнів керування технологічними операціями.

Аналіз досліджень і публікацій. В процесі подрібнення важливу роль відіграє гранулометричний склад дробленої руди, тому розрахунок і прогнозування вхідного гранулометричного складу є важливою інформацією в процесі переробки. Вважається, що шляхом контролю гранулометричного складу вхідної руди можна підвищити ефективність технологічних процесів збагачення. Наприклад, в умовах шахти «Pyhäsalmi» [3] вхідна руда сортується на три класи крупності та зберігається у окремих бункерах. Тонкоподрібнена і крупнокускова руда є вхідним матеріалом для першої із трьох стадій циклу подрібнення. Дана стадія зазвичай використовує часткове самоподрібнення, залежно від того, чи необхідно додавати металеві кулі для підтримання заданої ефективності подрібнення. За сприятливих умов самоподрібнення використовується також і на другій стадії - у випадку, коли вхідна руда містить достатню кількість частинок середнього розміру. В іншому випадку виникає необхідність додавання металевих куль, що, природно, підвищує вартість подрібнення. Остання стадія циклу подрібнення не використовує самоподрібнення і витрата куль на даній стадії не залежить від гранулометричного складу вхідної руди. Зазначимо, що впровадження системи контролю і прогнозування гранулометричного складу руди дозволило зменшити: річну витрату металевих куль і витрати на проведення буро-вибухових робіт, що дозволяє щорічно заощаджувати 250 тис. євро.

Відомо, що [4] крупність подрібнення руди для її найкращого розкриття залежить від характеру вкраплення корисного компоненту, чим тоншим є вкраплення, тим тоншим має бути подрібнення. Реалізація такого підходу може привести до подрібнення вже відкритої рудної фази. Для зменшення такого негативного впливу використовують стадіальне подрібнення з наступним виведенням з подальшого процесу відкритої рудної і нерудної фази. При цьому [5] для кожного типу руди в процесі її подрібнення-класифікації для повного розкриття корисного компоненту має бути сформовано певний гранулометричний склад, котрий має підтримуватись у всіх режимах роботи технологічного обладнання. Разом з тим, залишається невирішеним завдання визначення необхідної крупності подрібнення на кожній стадії для мінімізації надлишкового подрібнення. Відомі математичні співвідношення, котрі дозволяють визначити функцію розподілення зростків, якщо є відома функція розподілення подрібнених частинок за крупністю $f(d)$ і збагачувальні характеристики вхідної руди: вкраплення $d_{вк}$ і вміст корисного компоненту.

нту a_u . У праці [4] як критерій оцінювання достатності подрібнення прийнято функцію вмісту бідних зростків від середньої крупності подрібнення руди; запропонована залежність апроксимується поліномом другого порядку із коефіцієнтом детермінації $R^2=1$

$$\bar{d} = f(d_{\text{вк}}) = 0,17 \cdot d_{\text{вк}}^2 - 0,35 \cdot d_{\text{вк}} + 0,32,$$

де $\bar{d}$ - оптимальна крупність подрібнення руди; $d_{\text{вк}}$ - розмір вкраплення корисного компоненту у вхідній руді. Розраховане значення крупності подрібнення пропонується [4] прийняти як достатню ступінь на даній стадії і отриманий продукт піддати сепарації.

Застосування даного підходу щодо оптимізації процесу подрібнення руди вимагає, по-перше, впровадження методів контролю гранулометричного складу руди і, по-друге, інтеграції керування виробництвом і керування технологічними процесами.

Постановка завдання. Сформулювати адаптивне керування процесом збагачення руди шляхом визначення технологічних сортів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту для забезпечення заданого обсягу і якості концентрату.

Викладення матеріалу і результати дослідження. Для оптимізації переробки і збагачення руди пропонується використання ієрархічної структури процесів керування.

Спочатку, відповідно до виробничих показників, заданих системою стратегічного планування: цільовий інтервал якості концентрату $[P_l, P_h]$, щоденна необхідна згідно договірних зобов'язань підприємства кількість концентрату M_t , початковий залишок концентрату $I(0)$, вимоги щодо обмеження інтервалу обсягу залишку концентрату $[S_l, S_h]$, продуктивність кульових млинів на годину відповідно у відділеннях збагачення «слабким» і «сильним» магнітним полем E_1, E_2 ; обмеження загальної кількості i -го сорту руди G_i , розраховуються оптимальні значення обсягів перероблюваної руди за технологічними сортами $x_1(t) \dots x_N(t)$, якість концентрату $P(t)$; залишок концентрату $I(t)$ та продуктивність технологічного обладнання $f_2(x)$. Модель оптимізації полягає, відповідно до [2], у досягненні за відомих початкових умов декількох цілей: забезпечення максимальної продуктивності технологічного обладнання та наближення до нижньої границі залишків концентрату. Згадана модель багатоцільової оптимізації включає критерій мінімізації обсягу залишків концентрату і критерій максимізації продуктивності обладнання

$$\min f_1(x) = \max_{t=1 \dots T} \{1 - (S_h - I(t)) / (S_h - S_l)\}, \quad (1)$$

$$\max f_2(x) = \min_{t=1 \dots T} \left\{ \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{il}}{E_l} \right\}, \quad (2)$$

де $f_1(x)$ - критерій відхилень залишків концентрату; $f_2(x)$ - критерій продуктивності обладнання; $I(t)$ - залишок концентрату на період t ; $[S_l, S_h]$ - допустимий інтервал обсягу залишку концентрату; $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; E_1, E_2 - продуктивність кульових млинів відповідно у відділеннях збагачення «слабким» і «сильним» магнітним полем; μ_{il} - частка (відсоток) крупнокускової руди і тонкоподрібненої руди.

До розв'язку завдання оптимізації висунуто такі обмеження. Обмеження загального обсягу сирової руди за типами

$$\sum_{i=1}^N x_i(t) \leq G_i, \quad i = 1, \dots, N, \quad (3)$$

де $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; G_i - загальна кількість сирової руди.

Обмеження продуктивності обладнання

$$\sum_{i=1}^N x_i(t) \times \mu_{il} \leq E_l, \quad l = 1, 2, \dots, M, \quad t = 1, \dots, T, \quad (4)$$

де $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; E_l - продуктивність обладнання, що бере участь у переробці.

Обмеження обсягу поточних залишків концентрату

$$S_l \leq I(t) \leq S_h, \quad t = 1, \dots, T, \quad (5)$$

де $I(t)$ - залишок концентрату на період t ; $[S_l, S_h]$ - допустимий інтервал обсягу залишку концентрату.

Обмеження вмісту заліза у концентраті

$$P_l \leq P(t) \leq P_h, \quad t = 1, \dots, T, \quad (6)$$

де $P(t)$ - вміст заліза у концентраті на період t ; $[P_l, P_h]$ - цільовий інтервал якості концентрату.

Обмеження обсягу руди за різновидами та початкові умови

$$x_i(t) \geq 0, \quad i = 1, \dots, N, \quad t = 1, \dots, T; \quad I(0) = S_0, \quad I(t) \geq S_l, \quad (7)$$

де $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; $I(0)$ - початковий обсяг залишку концентрату; $I(t)$ - залишок концентрату на період t .

Поточний обсяг залишку концентрату визначено за формулою

$$I(t) = I(0) + \sum_{\tau=1}^t \sum_{i=1}^N x_i(\tau) \sum_{l=1}^2 \left(\frac{\mu_{il}}{\sigma_{il}} \right) - \sum_{\tau=1}^t M_{\tau}, \quad t = 1, \dots, T, \quad (8)$$

де $I(0)$ - початковий обсяг залишку концентрату; t - період планування; i - номер типу руди ($i=1, \dots, N$), l - крупнокускова і тонкоподрібнена руда ($l=1, 2$); μ_{il} - частка (відсоток) крупнокускової руди і тонкоподрібненої руди; σ_{il} - показник концентрації (відношення обсягу руди до обсягу отриманого з неї концентрату); M_t - кількість концентрату, необхідна згідно договірних зобов'язань підприємства, в кожен i -й період.

Продуктивність за крупнокусковою рудою $f_{2a}(x)$ та мілкою рудою $f_{2b}(x)$

$$f_{2a}(x) = \sum_{t=1}^T \left\{ \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{i1}}{E_1} \right\}; \quad (9)$$

$$f_{2b}(x) = \sum_{t=1}^T \left\{ \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{i2}}{E_2} \right\}; \quad (10)$$

$$f_2(x) = f_{2a}(x) + f_{2b}(x), \quad (11)$$

де E_l ($l=1, 2$) – продуктивність кульових млинів відповідно у відділеннях збагачення «слабким» і «сильним» магнітним полем.

Якість «слабкого», «сильного» та «загального» концентрату визначено за формулами

$$P_1(t) = \sum_{i=1}^N (\mu_{i1} \times \rho_{i1} \times \eta_{i1}) x_i(t) / \sum_{i=1}^N \left(\frac{\mu_{i1}}{\sigma_{i1}} \right) x_i(t); \quad (12)$$

$$P_2(t) = \sum_{i=1}^N (\mu_{i2} \times \rho_{i2} \times \eta_{i2}) x_i(t) / \sum_{i=1}^N \left(\frac{\mu_{i2}}{\sigma_{i2}} \right) x_i(t); \quad (13)$$

$$P(t) = \sum_{i=1}^N \sum_{l=1}^2 (\mu_{il} \times \rho_{il} \times \eta_{il}) x_i(t) / \sum_{i=1}^N \sum_{l=1}^2 \left(\frac{\mu_{il}}{\sigma_{il}} \right) x_i(t), \quad (14)$$

де μ_{il} – частка (відсоток) крупнокускової руди і тонкоподрібненої руди; ρ_{il} – частка (відсоток) заліза, η_{il} – витяг заліза; σ_{il} – вихід концентрату; $x_i(t)$ – вхідний обсяг i -ї руди за період t .

Для розв'язання сформульованої вище багатокритеріальної задачі запропоновано використання лінійної згортки частинних критеріїв (1) і (2)

$$\min f(x) = \lambda_1 \max_{t=1 \dots T} \left\{ 1 - \frac{(S_h - I(t))}{S_h - S_l} \right\} + \lambda_2 \max_{t=1 \dots T} \left\{ 1 - \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{il}}{CE_l} \right\}, \quad (15)$$

де

$$\lambda_1 + \lambda_2 = 1, \quad \lambda_1 > 0, \quad \lambda_2 > 0. \quad (16)$$

Оскільки багатоцільова функція моделі містить нелінійний елемент, вона лінеаризується і тоді, використовуючи загальновідомі засоби лінійного програмування, отримуємо обсяги перероблюваної руди $x_1(t) \dots x_N(t)$, якість «слабкого»/«сильного»/«загального» концентрату $P_1(t)$, $P_2(t)$, $P(t)$; залишок концентрату $I(t)$ та продуктивність технологічного обладнання $f_2(x)$.

Потім розраховані, згідно описаного вище методу, оптимальні уставки надходять до відповідних систем керування технологічними процесами, зокрема для підсистеми керування завантаженням приймальних бункерів збагачувальної фабрики такими уставками є значення обсягів перероблюваної руди за технологічними сортами $x_1(t) \dots x_N(t)$ для кожної технологічної секції збагачення.

При керуванні бункерним живленням секцій збагачувальної фабрики керуючим впливом є номер відсіку для завантаження на наступному такті. На основі аналізу основних техніко-економічних вимог, котрі пред'являються до процесу бункерного живлення на рудозбагачувальних фабриках визначено такі основні завдання системи керування даним процесом: забезпечення заданих значень обсягів матеріалу у відсіках бункера наприкінці циклу завантаження; забезпечення мінімального розкиду значень обсягів матеріалу у відсіках протягом циклу завантаження; забезпечення заданих якісних характеристик матеріалу у вихідних потоках відсіків бункера (завдання верхнього рівня ієрархії - забезпечує роботу підбункерного технологічного

обладнання в оптимальному режимі); уникнення частих і тривалих переміщень ПЗП (забезпечує економію електроенергії і нецільове завантаження відсіків в процесі руху). Перешкодою забезпечення ефективного, згідно наведених вище вимог, керування процесом бункерного живлення є стохастична нестабільність впливів збурення. В зв'язку з цим запропоновано здійснювати двоетапне керування даним процесом, згідно якого завдання щодо обсягів і якісних характеристик матеріалу у відсіках формуються на верхньому рівні ієрархії і є вхідними параметрами для системи керування. В процесі керування враховується динаміка впливів збурення, що діють на об'єкт керування, а також інформація про стан об'єкту керування: обсяги матеріалу у відсіках ($[M]$), якісні характеристики вихідних потоків матеріалу з відсіків ($[q_M]$), котрі розраховуються з використанням моделі об'єкту керування, як це видно на рис. 1, а також положення завантажувального пристрою p . На основі отриманої інформації пристрій керування, на кожному інтервалі оптимізації, формує керуючий вплив – оптимальне положення пересувного завантажувального пристрою $p^{(u)}$.

Основними елементами системи керування бункерним живленням є: підсистема розрахунку ефективності альтернативних керуючих впливів, вихідними параметрами якої є вектори значень частинних критеріїв альтернатив, сформовані згідно розглянутих вище завдань керування, і підсистема вибору оптимального керуючого впливу за частинними критеріями із урахуванням їхньої відносної важливості.

Також, до системи керування входять: підсистеми прогнозування впливів збурення на наступний інтервал оптимізації, що здійснюється за допомогою авторегресійних моделей.

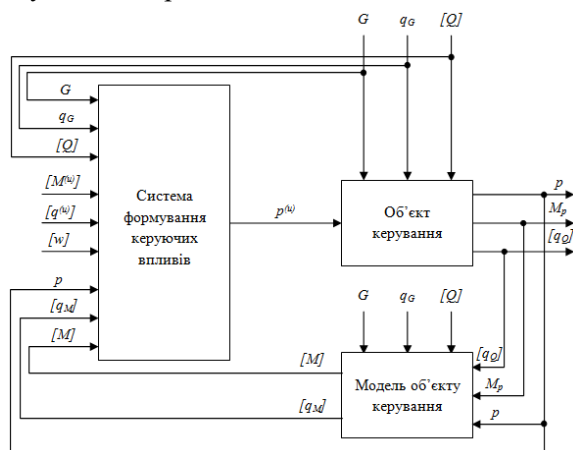


Рис. 1. Узагальнена схема системи керування бункерним живленням

Розглянемо спосіб оцінювання кожного керуючого впливу за частинними критеріями, котрі відповідають визначеним вище вимогам. Для забезпечення оптимальних значень обсягу матеріалу у відсіках на кожному такті керування застосуємо квадратичний критерій

$$C_m^{(j)} = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N (m_i - m_i^*)^2 \rightarrow \min, \quad (17)$$

де m_i^* - задане значення обсягу матеріалу для i -го відсіку на поточний цикл завантаження; m_i - прогнозований обсяг матеріалу у i -му відсіку наприкінці поточного такту при j -му керуючому впливі.

Для забезпечення стабільності якісних характеристик вихідних потоків матеріалу відсіків необхідно враховувати вплив процесу перемішування матеріалу всередині відсіків при його завантаженні і витіканні. Тому, на кожному такті доцільно оцінювати динаміку якісних характеристик вихідних потоків матеріалу з кожного відсіку ($q_i^{(out)}$) не тільки на наступний такт, а на усьому інтервалі оптимізації (T) за допомогою математичної моделі процесів завантаження і витікання сипкого матеріалу з відсіків. Кожен j -й варіант керуючого впливу оцінюватимемо за квадратичним критерієм, із урахуванням кількості відсіків бункера

$$C_q^{(j)} = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N \left[\frac{1}{T} \cdot \sum_{k=0}^T (q_i^{(out)}[k] - q_i^{(u)})^2 \right] \rightarrow \min, \quad (18)$$

де T - кількість тактів інтервалу оптимізації; N - кількість відсіків у бункері; $q_i^{(out)}$ - якість потоку матеріалу на виході i -го відсіку бункера; $q_i^{(u)}$ - задане значення якості матеріалу для вихідного потоку i -го відсіку.

Для уникнення частих і тривалих переміщень ПЗП використаємо критерій мінімізації відстані переміщення ПЗП на кожному такті керування

$$C_l^{(j)} = l_j \rightarrow \min, \quad (19)$$

де l - відстань переміщення ПЗП.

Отже, для задоволення усіх названих вище вимог до керування процесом бункерного живлення для оцінювання кожного варіанту керуючого впливу необхідно застосовувати комплексний критерій, котрий враховує кількісні характеристики процесу, якісні параметрів потоків матеріалу, а також інерційність ПЗП

$$\begin{cases} C_m \rightarrow \min; \\ C_q \rightarrow \min; \\ C_l \rightarrow \min, \end{cases} \quad (20)$$

Для побудови узагальненого критерію представимо елементи комплексного критерію (20) у вигляді нечітких множин. Нехай $\mu(ui)$ число в діапазоні $[0,1]$, що характеризує рівень оцінки варіанту керуючого впливу (переходу до завантаження i -го відсіку бункера) $ui \in U$ за критерієм $c \in C$. При цьому, чим більшим є значення $\mu(ui)$, тим вищою є оцінка варіанту керуючого впливу. Частинні критерії (17)-(19) представимо у вигляді нечітких множин, заданих на універсальній множині U

$$\tilde{C}_m = \left\{ \frac{\mu^m(u_1)}{u_1}, \dots, \frac{\mu^m(u_N)}{u_N} \right\}; \quad \tilde{C}_q = \left\{ \frac{\mu^q(u_1)}{u_1}, \dots, \frac{\mu^q(u_N)}{u_N} \right\}; \quad \tilde{C}_l = \left\{ \frac{\mu^l(u_1)}{u_1}, \dots, \frac{\mu^l(u_N)}{u_N} \right\}, \quad (21)$$

де $\mu(ui)$ - ступінь приналежності елементу ui до нечіткої множини; N - кількість альтернативних керуючих впливів (відсіків для завантаження); C_m, C_q, C_l - нечіткі множини частинних критеріїв; u_i - керуючий вплив, котрий полягає у переході до завантаження i -го відсіку бункера; N - кількість відсіків бункера.

Для знаходження ступенів приналежності за частинними критеріями (17)-(19) використаємо відомий модифікований метод Сааті. Для цього необхідно сформувати матриці попарних порівнянь варіантів за кожним частинним критерієм, елементи a_{ij} яких визначають перевагу варіанту u_j над u_i за дев'ятибальною шкалою Сааті. Аналогічні матриці розраховано для інших частинних критеріїв. На основі матриць попарних порівнянь функції приналежності нечітких множин частинних критеріїв (17), (18), (19) розраховано за відомою формулою

$$\mu(u_i) = \frac{1}{a_{i1} + a_{i2} + \dots + a_{iN}}, \quad \forall i = \overline{1, N}, \quad (22)$$

Розрахунок коефіцієнті відносної важливості частинних критеріїв здійснюється на основі експертної інформації з використанням матриці попарних порівнянь. Для оцінки міри узгодженості попарних порівнянь експерта використаємо відомі методи: за максимальним значенням власного вектора матриці $\lambda_{\max}$, за індексом узгодженості k , за відношенням узгодженості χ . Індекс узгодженості характеризує ступінь порушення чисельної і транзитивної узгодженості матриці - чим більш парними порівняння, тим меншим є значення індексу узгодженості. На його основі розраховується показник відношення узгодженості - попарні порівняння вважають узгодженими, якщо величина даного показника не перевищує 10-20%.

Узагальнений критерій D сформовано як опуклу комбінацію частинних критеріїв з ваговими коефіцієнтами, котрі характеризують їхню відносну важливість. Використаємо відомий критерій, який полягає у формуванні перетину нечітких множин частинних критеріїв, а урахування їхньої відносної важливості ґрунтується на концентрації і розтягуванні нечітких множин.

Зведення функцій приналежності нечіткої множини до більшого степеню робить критерій жорсткішим, а зведення до меншого - послаблює вимоги до задоволення критерію

$$\mu_D(x) = \min \left\{ \mu_{C_1}^{a_1}(x), \mu_{C_2}^{a_2}(x), \dots, \mu_{C_m}^{a_m}(x) \right\}, \quad (23)$$

де a_i - невід'ємні коефіцієнти відносної важливості частинних критеріїв. Із урахуванням особливостей процесу бункерного живлення (9) запишеться у такому вигляді

$$\tilde{D} = \left\{ \frac{\min_{i=1,m} \mu_{C_i}(u_1)}{u_1}, \frac{\min_{i=1,m} \mu_{C_i}(u_2)}{u_2}, \dots, \frac{\min_{i=1,m} \mu_{C_i}(u_N)}{u_N} \right\}, \quad (24)$$

де N - кількість варіантів керуючого впливу (переходу до завантаження певного відсіку бункера). Згідно принципу Беллмана-Заде найкращим керуючим впливом буде той, який є найкращим із урахуванням усіх частинних критеріїв та їх відносної важливості

$$u = \arg \max (\mu_D(u_1), \mu_D(u_2), \dots, \mu_D(u_N)), \quad (25)$$

де u - оптимальний керуючий вплив, що задовольняє усі частинні критерії керування із урахуванням їхньої відносної важливості.

Для практичної реалізації керування згідно розглянутого вище методу запропоновано структуру автоматизованої системи керування виробничими процесами (CIMS), відповідно до пра-

ці [2]. Дана система складається з ERP/MES/PCS та інтегрує фактичні характеристики переробки корисних копалин, керування виробничим процесом із урахуванням показників виробництва та базується на двохрівневій структурі: керування виробництвом та керування технологічними процесами, як це видно на рис. 2.

Система керування процесом переробки корисних копалин має такі підсистеми: оптимізація показників виробництва, стратегічне планування виробництва, оперативне планування виробництва, керування якістю, контроль вартості продукції, енергетичний менеджмент, менеджмент обладнання, моніторинг і підтримка прийняття рішень, система статистичної обробки і аналізу. Особливістю системи є наявність функціонального блоку, котрий здійснює оптимізацію показників виробництва і перетворює їх до множини оптимальних уставок технологічних процесів.

Блок оптимізації процесу керування завантаження приймальних бункерів збагачувальної фабрики введено до системи керування для забезпечення оптимального, згідно критерію (15) співвідношення технологічних різновидів руди при формуванні запасу секцій збагачення. Разом із оптимальним співвідношенням різновидів руд формування керуючих впливів здійснюється на основі критеріїв вирівнювання рельєфу руди у бункерах і мінімізації переміщень пересувного завантажувального пристрою, що відображено у вищезгаданій задачі багатокритеріальної оптимізації (20).



Рис. 2. Структура системи керування процесом виробництва для оптимізації показників переробки руди

Внаслідок застосування описаного методу у відсіках приймального бункера збагачувальної фабрики нашаровуються обсяги декількох технологічних різновидів руд, як це видно на рис. 3.

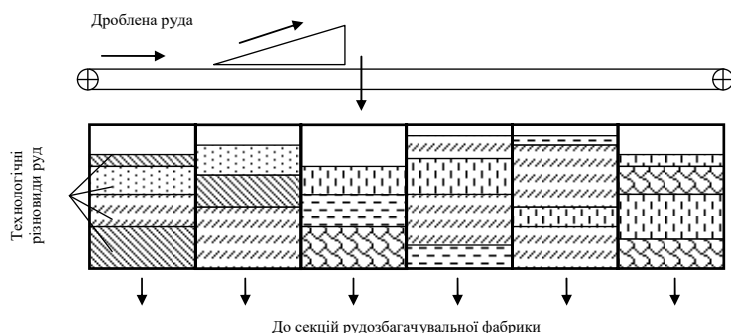


Рис. 3. Формування запасів руди приймальному бункері збагачувальної фабрики

Визначення належності входної партії руди, що надходить до приймального бункера збагачувальної фабрики здійснюється на основі розпізнавання типу вкраплення корисного компоненту. Також, система керування здійснює контроль процесу завантаження та

облік фактичних обсягів руди за різновидами, що надходять до відсіків приймального бункера.

Висновки і напрямки подальших досліджень. Сформовано адаптивне керування процесом збагачення руди шляхом визначення технологічних сортів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту для забезпечення заданого обсягу і якості концентрату.

Список літератури

1. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие.; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд.-во УГГУ, 2008. – 312 с.

2. XiaolingHuang, Yangang Chu, Yi Hu, Tianyou Chai. Production Process Management System for Production Indices Optimization of Mineral Processing / IFAC - Research Center of Automation, Northeastern University, Shenyang, P.R.China 110004, 2005.

3. Martti Larinkari, Jani Kaartinen, Jorma Miettunen. Modeling and Simulation of Particle Size Distribution in a Mining Process. – 2004.

4. Младецкий И.К., Колесник М.В. Соотношения между крупностью вкрапления ценного компонента и необходимой крупностью помола руды / Наукові праці ДонНТУ. Серія: гірнича електромеханіка, 2007. – Вип. 15(131). – С. 104-108

5. Моркун В. С. Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов в АСУ ТП обогатительного производства / В. С. Моркун, В. Н. Потапов, Н. В. Моркун, Н. С. Подгородецкий. – Кривой Рог: Изд. центр КТУ, 2007. – 283 с.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 533.3

В.І. ДЕНЬГУБ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УЗАГАЛЬНЕНИЙ МЕТОД РОЗРАХУНКУ СИФОННИХ ТРУБОПРОВОДІВ

Пропонується метод розрахунку сифонних трубопроводів з необхідною продуктивністю і наперед заданою висотою всмоктування.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. При підготовці фахівців будівельного напрямку в курсах «Технічна механіка рідини і газу» та «Інженерна гідравліка» вивчається тема гідравлічного режиму сифонних трубопроводів [1,2]. Суть даного питання полягає в тому, що за заданою об'ємною витратою Q (м³/с) проводиться оцінка вакуума h_v в найвищій точці трубопроводу (див. переріз 2-2 рис.1) та визначається висота всмоктування h .

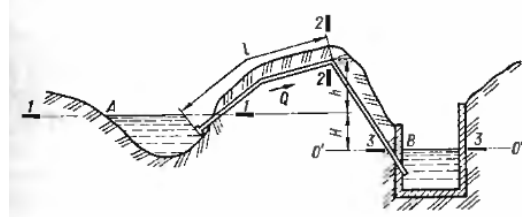


Рис. 1. Схема сифонного трубопроводу

Аналіз досліджень та публікацій. На основі застосування рівняння Бернуллі до ділянок сифонного трубопроводу між перерізами (1-1)-(2-2)-(3-3) отримана залежність для оцінки вакууметричної висоти h_v на основі висоти h всмоктування:

$$h_v \geq h + H \left(1 + \lambda l D^{-1} + \sum_{i=1}^2 \xi \right) \left(\lambda L D^{-1} + \sum_{i=1}^3 \xi \right)^{-1} \quad (1)$$

де $h_v \leq 7$ м - вакууметрична висота; H - різниця рівнів води у водоймищі і резервуарі, м; λ - гідравлічний коефіцієнт тертя; l - довжина всмоктувальної ділянки трубопроводу, м; L - загальна довжина трубопроводу, м; D - умовний діаметр трубопроводу, м;

$\sum_{i=1}^2 \xi, \sum_{i=1}^3 \xi$ - сума коефіцієнтів місцевих опорів на всмоктувальній частині та на всьому трубопроводі, відповідно.

Постановка завдання. Недосконалість викладеного вище методу розрахунку полягає в тому, що при заданих параметрах $Q, D, l, L, H, \sum_{i=1}^2 \xi, \sum_{i=1}^3 \xi$ визначається висота всмоктування h . В дійсності це значення повинно бути вихідним, яке змінити неможливо. За заданим параметром Q реально можливо змінювати значення діаметра D трубопроводу та висоту H .

Викладення матеріалу та результати. Визначимо необхідний діаметр D при заданій витраті Q , висоті всмоктування h , довжинах l та L на основі залежності

$$Q = 0,25\pi D^2 \cdot \left[2gH \left(1 + \lambda l + \sum_{i=1}^2 \xi \right)^{-1} \right]^{0,5}, \quad (2)$$

де λ - параметр пов'язаний з гідравлічним коефіцієнтом тертя λ та діаметром D

$$\lambda = \lambda D^{-1} \quad (3)$$

При турбулентному режимі руху води і еквівалентному коефіцієнті шорсткості $k_s = 0,5 \cdot 10^{-2}$ м на основі формули Шифринсона для λ , після певних перетворень отримаємо залежність

$$\lambda = 1,645 \cdot 10^{-2} D^{-1,25}, \quad (4)$$

на основі якої визначається діаметр D трубопроводу

$$D = 0,037x^{-0,8}, \quad (5)$$

Після підстановки значення D за формулою (5) в залежність (2) отримано ірраціональне рівняння

$$x^{4,2} + \left(1 + \sum_1^3 \xi\right) L^{-1} x^{3,2} - 3,1 \cdot 10^{-5} H (LQ^2)^{-1} = 0 \quad (6)$$

Його неможливо розв'язати в радикалах, а тому при використанні метода послідовних наближень, отримують значення x з наперед заданою точністю на основі розрахунків

$$x_{n+1} = \left[3,1 \cdot 10^{-5} H Q^2 \left(x_n L + 1 + \sum_1^3 \xi \right)^{-1} \right]^{0,5125} \quad (7)$$

Після визначення кінцевого значення x_k за формулою (5) розраховують діаметр D_k . Отримане значення D_k , як правило, не співпадає зі стандартним значенням D_y трубопроводу, розмір якого виготовляється промисловістю. Для забезпечення необхідної продуктивності Q приймається найменше значення $D_y > D_k$.

Для включення в роботу сифонного трубопроводу необхідно спочатку наповнити його водою через наливний отвір в найвищій точці. Для запобігання витoku води при заповненні трубопроводу на всмоктувальній та виливній його ділянках необхідно встановити засувки. Визначимо мінімальне значення суми двох коефіцієнтів місцевого опору повністю відкритих засувок. Додатковий опір розраховується наступним чином. Спочатку за формулою (4) визначається параметр x_y за діаметром D_y . Сума $\sum \xi_z$ обох коефіцієнтів місцевих опорів відкритих засувок розраховується на основі формули

$$\sum \xi_z = \left(\frac{D_y}{D_k}\right)^4 \left(1 + x_k L + \sum_1^3 \xi\right) - \left(1 + x_y L + \sum_1^3 \xi\right) \quad (8)$$

Після визначення значення $\sum \xi_z$ перевіряється умова (1) з врахуванням додаткових опорів

$$7 \geq h + H \left(1 + x_y L + \sum_1^3 \xi + 0,5 \sum \xi_z\right) \left(x_y L + \sum_1^3 \xi + 0,5 \sum \xi_z\right)^{-1} \quad (9)$$

На основі залежності (2) проводиться оцінка пропускної спроможності $Q_{\max}$ трубопроводу при найменших значеннях коефіцієнта місцевого опору $\xi_{\min}$ кожної відкритої засувки

$$Q_{\max} = 0,785 D_y^2 \cdot \left[2gH \left(1 + x_y L + \sum_1^3 \xi + 2\xi_{\min}\right)^{-1} \right]^{0,5} \quad (10)$$

В якості ілюстрації запропонованого авторами метода розглянемо приклад розрахунку сифонного трубопроводу при наступних вихідних даних:

$$h_B = 7 \text{ м}, h = 3,92 \text{ м}, l = 30 \text{ м}, L = 50 \text{ м}, \sum_1^2 \xi = 5,3, \sum_1^3 \xi = 6,8, H = 4 \text{ м}, \\ Q = 0,15 \text{ м}^3/\text{с}$$

На основі рекурентної формули (7) отримаємо конкретну розрахункову залежність

$$x_{n+1} = 0,179(50x_n + 7,8)^{-0,5125}, \quad (11)$$

що при початковому значенні $x_1 = 0,1$ отримаємо ряд послідовних значень: 0,0807; 0,0827; 0,0825. Кінцевим значенням прийнято $x_k = 0,0825$. Згідно з залежністю (5) отримано $D_k = 0,2722 \text{ м}$. приймаємо стандартний розмір діаметра трубопроводу $D_y = 0,3 \text{ м}$. Для нього відповідно з формулою (4) $x_y = 0,0741$. На основі формули (8) обчислено значення $\sum \xi_z = 6,09$. Мінімальне значення коефіцієнта місцевого опору відкритої засувки дорівнює $\xi_{\min} \approx 0,15$. При відкритих засувках перевірка умови (9) дає нерівність $7 \geq 3,92 + 2,88 = 6,8 \text{ м}$, тобто в найвищій точці вакууметрична висота буде складати 6,80 м, що унеможливило утворення парової складової внаслідок розрідження.

Розрахунок об'ємної витрати Q_{max} за формулою (10) дає значення $Q_{\text{max}} = 0,1833 \text{ м}^3/\text{с}$, що дещо більше проектного значення $0,1833 > 0,15 \text{ м}^3/\text{с}$.

Більш детальне значення взаємного зв'язку між висотами $h_{\text{в}}$, h та H показує наступне.

Для довгих сифонних трубопроводів порівняно малого діаметра і значною сумою коефіцієнтів $\sum \zeta$, висота h всмоктування може зростати до більших значень, ніж для коротких трубопроводів.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Дослідження функцій, що характеризують об'ємну витрату Q води по сифонному трубопроводу за допомогою похідних дозволяє виявити такі закономірності.

1. Аналіз значень похідної від функції вигляду (10) по змінній H , тобто dQ/dH , показує, що вона завжди додатня. Отже зі збільшенням висоти H зростає і витрата Q .

2. Якщо замість висоти H в функцію (10) підставити висоту всмоктування h , певним чином пов'язану з висотами $h_{\text{в}}$ та H , то похідна dQ/dH завжди від'ємна. У такому випадку зі зростанням висоти всмоктування об'ємна витрата води Q буде зменшуватись.

При наперед заданими вихідними даними $D_{\text{г}}, l, L, \sum_1^2 \zeta, \sum_1^3 \zeta$ оцінку надійного режиму роботи сифонного трубопроводу здійснюється наступним чином. Значення коефіцієнтів місцевих опорів $\sum_1^2 \zeta$ та $\sum_1^3 \zeta$ замінити еквівалентними довжинами $l_{\text{ек}}, L_{\text{ек}}$. На основі виконання умови нерівності

$$7 > h + H \left(\frac{l + l_{\text{ек}}}{L + L_{\text{ек}}} \right)$$

Здійснюється вибір значення H при фіксованій висоті всмоктування h , або навпаки, при заданому значенні H уточненню підлягає висота всмоктування h .

Список літератури

1. Константінов Ю.М., Гіжа О.О. Технічна механіка рідини і газу. – К.: Вища школа, 2002. – 277 с.
2. Константінов Ю.М., Гіжа О.О. Інженерна гідравліка. – К.: Видавничий Дім «Слово», 2006. – 432 с.

Рукопис подано до редакції 31.03.12
УДК 669.431.6.002.8

Ю.Т. КОТОВ, Ф.С. РАЗКЕВИЧ, кандидати техн. наук, доценти,
К.В. ГОНЧАРОВА, студентка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ УТВОРЕННЯ ВІДХОДІВ МЕТАЛУРГІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА І РОЗРОБКА МЕТОДІВ ЇХ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ НА ПАТ «АРСЕЛОРМІТТАЛ КРИВИЙ РІГ»

Проблема та її зв'язок науковими і практичними завданнями. *Причини утворення відходів.* Металургійні процеси проходять зі значною витратою різних матеріально-сировинних ресурсів, які складають до 7 т/т від видобутку руди до отримання готового прокату. Питома витрата тільки основних видів матеріальних ресурсів у чорній металургії становить, т/т продукту: у агловиробництві 1,27-1,32, виробництві чавуну 1,70-2,00, при виробництві сталі 1,08-1,15, прокату - 1,12-1,50. При такому рівні виробництва утворюються тисячі різних видів виробничих відходів. Так, питомих вихід шлаків і пилу в агломераційному, доменному, сталеплавильному і прокатному цехах відповідно становлять 0,07-0,16; 0,06-0,22, 0,01-0,03 і 0,03-0,07 т/т продукту.

Як показує практика експлуатації хвосто- і шламосховищ, вони є дуже важливими джерелами забруднення водних басейнів і, в ряді випадків, атмосфери, а утворення та накопичення

шлаку при виробництві чавуну і сталі призводить до нагромадження відчужених сільсько-господарських угідь і, відповідно, підвищення виплат на оподаткування. Як сховища техногенної сировини вони також недосконалі. Можна стверджувати, що на сучасному етапі розвитку відвали і сховища повинні перетворитися з об'єктів для поховання в ємності, місцем складування не використаної мінеральної маси, що пройшла певний цикл обробки і містить компоненти, можливість і необхідність отримання яких з'явиться в майбутньому. До теперішнього часу сформовано кілька ефективних напрямів утилізації відходів, заснованих на обліку фізико-хімічних властивостей використаної сировини і вмісту шкідливих домішок.

Аналіз досліджень і публікацій. *Переробка та утилізація шлаків.* Шлаки доменні - це матеріали з потенційно в'язкими властивостями. Особливість твердіння проявляється у них в гранульованому вигляді, тобто переважно в скловидному стані під дією активізуючих доповнювачів, до яких відносяться луѓи, вапно, сірчаноокислий кальцій і т.ін.

Оснóву шлаку складають CaO і SiO_2 . При кристалізації розплаву утворюється двухкальцієвий силікат $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, який при охолодженні зазнає поліморфне перетворення, що супроводжується збільшенням обсягу і викликає саморозклад шлаку. Запобігання його досягається збільшенням швидкості охолодження розплаву при його грануляції, наприклад розпиленням у воду.

У 2011 р. утворення доменного шлаку з ДЦ № 1 і ДЦ № 2 склало близько 1,7 млн т, де 50 % шлаку вивозиться у відвал цеху, а 48 % перероблюється у гранули, які використовують при виробництві будівельних матеріалів: цементу, щебеню, мінераловатних виробів.

Постановка завдання. Основна частина відходів на підприємстві використовується як сировина при виробництві агломерату. Шлаки доменні і сталеплавильні складуються у відвалах, а інші відходи вивозяться на полігон - шлакоперероблювального цеху (ШПЦ).

На підприємстві від видобутку руди до виробництва прокатів утворюються різні види відходів, низка яких утилізується у виробництві або передається за її межі. На рис. 1 показано утворення та утилізація основних видів відходів ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг".

Викладення матеріалу та результати. При виробництві сталі, сталеплавильний шлак який є продуктом плавлення флюсуєчих порід та домішок, що містяться в чавуні і брукхі, а також домішок від футерування агрегату. Питомий вихід сталеплавильного шлаку на 1 т сталі коливається в різних межах і залежить від різних чинників: виду шихти, виплавляючої марки сталі і т.ін.

У 2011 р. утворення сталеплавильного шлаку склало 1,4 млн т. Шлаки, після наливання в ковші, направляються в шлакове відділення, після чого його зливають в шлакову яму і виконується термопідріблення з подальшим транспортуванням на сталеплавильні відвали підприємства. При цьому, вміст заліза в ньому коливається близько 10-15 %, що дозволяє частину його утилізувати шляхом збагачення.

У даний момент сталеплавильний шлак розділяється на "скрап сталевий" і "шлак збагачений", який утилізується в доменних і агломераційних цехах підприємства.

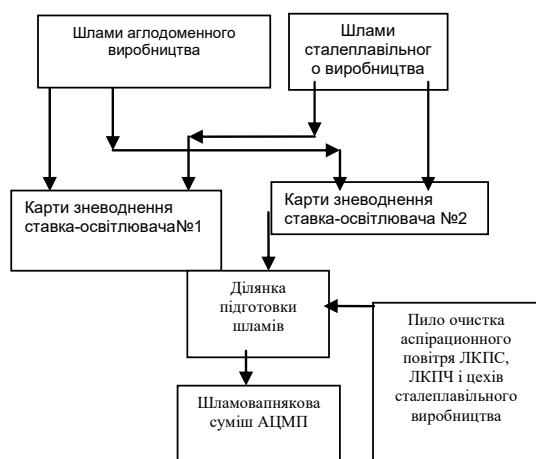


Рис. 1

Одним із способів згрудкування є брикетування матеріалів шляхом пресування, що дозволяє отримувати міцні шматки однакових розмірів і маси, які виробляє ПП "Восход" у відповідності з ТУ У 37.1-13464-001:2009 "Брикети залізовмісні для металургійного виробництва".

У 2010 р. були проведені дослідно-промислові випробування з використання даних брикетів в доменному виробництві. Під час проведення дослідницької роботи було визначено: брикети ПП "Восход" є міцним матеріалом з високим вмістом заліза близько 80 %, що дозволяє використовувати їх в доменній плавці, а крім того є одним із способів зниження їх кількості у відвалах.

На підставі проведених досліджень було виявлено, що за хімічним складом сталеплавильні шлаки мають високий вміст CaO , і це дозволяє розглянути можливість його використання в аглодоменному виробництві, як заміник флюсуєчих домішків.

Одним з найбільш негативних результатів у аглодоменному і сталеплавильному виробництві є високий вихід дрібнодисперсного пилу (шламу), який утворюється за рахунок механічних втрат і незадовільної якості вихідної сировини. Після газоочистки пил (шлам) змивається водою і відводиться у ставки освітлювачі на карти зневоднення, після чого ми отримуємо такий продукт, як шлам залізовмісний.

Вихід шламів з аглодоменного і сталеплавильного виробництва є одним з найбільш важливих забруднень водних та територіальних ресурсів. Протягом року їх утворюється в середньому близько 400 тис. т. Проблему зниження виходу шламів, можливо вирішити шляхом більш якісної сировини використаної в аглодоменному і сталеплавильних межах, що дозволить знизити вихід дрібної фракції (шламів).

На підставі класифікації за вмістом заліза металургійні шлами розподіляються так:

багаті (55-67 %) - пил і шлам газоочисток мартенівських печей і конвертерів;

середні (45-55 %) - шлами і пилу аглодоменного виробництва;

бідні (менше 45 %).

Висновки та напрямки подальших досліджень. Перший - з отриманням шламово-вапняної суміші, який полягає в наступному: шлами, карти зневоднення ставка освітлювача заповнюються до певного рівня, після чого проходять режим осушення. Під час сушки відбувається контроль вологості шламів, і при показнику 35 % починається процес розроблення карти і вивезення залізовмісних шламів на ділянку підготовки.

Шлам залізовмісний закладається в штабель поярусно з вапняковим пилом, який доставляється з вогнетривного-вапняного цеху і проходить витримку близько 48 годин.

У шламовій суміші після витримки відбувається зниження вологості і поліпшується сипучість самого матеріалу, що є позитивним результатом для закладки в штабель аглоцеху металургійного виробництва, табл. 2,3. Схему перероблення шламів аглодоменного і сталеплавильного виробництва на ділянці підготовки шламів представлено на див. рис. 1

Хімічний склад залізовмісного шламу розглянуто в табл. 1

Таблиця 1

Компоненти	Текучі шлами газоочисток			
	агломерацийні	доменні	мартенівські	конвертерні
Fe _{заг}	55,5–60,1	29,7	58,2–58,3	43,7
FeO	17,9–18,5	7,22	5,56–12,6	11,3
Fe ₂ O ₃	58,83–66,07	34,46	69,52–77,2	19,95
SiO ₂	6,5–9,6	6,5	3,1–5,0	3,5
MgO	0,75–1,18	0,77	0,87–2,63	6,1
CaO	4,9–5,5	18,6	3,04–5,5	15,7
MnO	0,17–0,24	0,63	0,47–0,67	0,6
C	1,78–3,42	12,63	1,8–4,65	3,2
Al ₂ O ₃	0,27	0,75	–	–
ППП	2,84–4,34	2,51	2,95–7,2	9,74

Хімічний склад шламово-вапняної суміші розглянуто в табл. 2.

Таблиця 2

Склад компонентів, %							
Fe	SiO ₂	MnO	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Волога	C
39,83	6,91	0,40	13,66	4,13	1,86	16,04	11,86

Аналіз хімічного складу залізовмісного шламу виявив високий показник вмісту заліза.

Недоліками методу є, висока вологість, а також при відсіпанні дамб, в шламову суміш, потрапляють з карт зневоднення великі шматочки вапняку, що негативно впливають на якість агломерату.

Другий метод: є отримання з шламів що утворюються в аглодоменному і сталеплавильних межах концентрату залізовмісного шляхом його збагачення, гравітаційним методом і методом магнітної сепарації [табл. 4]. На підприємстві цим займається підрядна організація НВП ТОВ "Гонта-технологія".

На рис. 2 представлено схему збагачення шлаків. Отриманий продукт, концентрат залізовмісний, має ряд переваг таких як сипучість (фракція часток 0-0,1 мм), що становить близько 90 % та добре усереднення, що має вологість, високий вміст Fe_{заг}. близько 55 %.

Для захисту навколишнього середовища, при вище вказаному виробництві існують схеми очистки забрудненого повітря в електричному фільтрі, а через вихідну трубу виконується розсіювання залишкової кількості шкідливих речовин, що надходять в атмосферу.

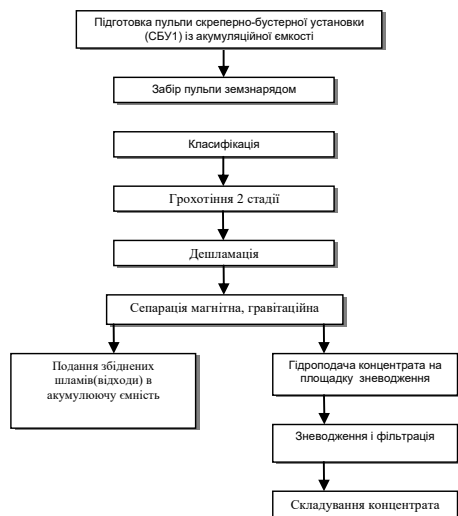


Рис. 2. Схема збагачення шлаку

Уловлюваний в електростатичному фільтрі пил, за допомогою скребкових конвеєрів, подається в бункер-накопичувач пилу, а потім на окомкователь, де завантажується в залізничний вагон і відправляється на аглофабрику для повторного використання.

Таке рішення дозволить зменшити енергоспоживання аспіраційної системи підбункерних приміщень і центральній частині бункерної стаки.

Для зниження пилевидалення при роботі технологічного обладнання літєйного двору, розроблена система аспірації для місць найбільш інтенсивного пилевидалення (рис. 3)

Хімічний склад концентрату залізовмісного НВП ТОВ "Гонта-технологія"

Таблиця 3

Масова частка елементів, %												
C	Fe _{заг.}	FeO	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	MnO	ППП	W	K ₂ O	Na ₂ O	ZnO
2,23	57,50	24,43	4,31	3,87	8,87	0,71	0,53	3,44	7,60	0,07	0,01	0,37

Об'єм уловленого пилу електрофільтрів літєйного двору і підбункерних приміщень складає 8,5 тис. т. Як сировина для виробництва залізовмісних брикетів, використовується пил, що надходить при аспірації літєйного двору, підбункерних приміщень і відсіву агломерату, а в якості компонента використовується цемент марки 400 і модифікатор ЕХУ "Мережка".

Дозування цих компонентів здійснюється так: пил 8508,2 т (24 %), відсів агломерату 22644,7 т (64 %), цемент 4271,4 т (12 %). Дозовані компоненти подаються в змішувач примусового дії, після чого отримана суміш конвеєром передається в приймальний бункер лінії пресування, а отримані брикети залізовмісні направляються на сушіння. Готові брикети розвантажуються за допомогою конвеєра, що транспортує їх у приймальний бункер і далі вивантажуються в залізничний транспорт з відправкою на бункерну естакаду доменної печі, де використовуються в доменній плавці.

Прискорений розвиток прокатного виробництва зумовив різке збільшення витрат води, необхідної для охолодження устаткування та продукції, що привело до появи комплексних відходів: окалини металу, технологічних відпрацьованих мастил і води, а в сукупності - утворення стічних вод прокатних цехів.

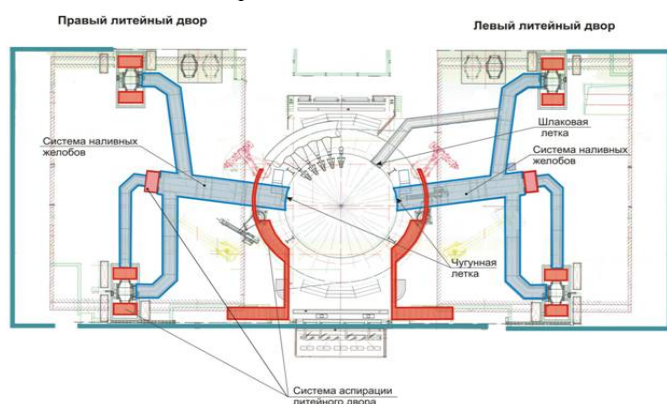


Рис. 3. Схема аспірації літєйного двору

Усі ланки технологічно пов'язані рольгангами. По всьому технологічному ланцюжку передбачено спеціальні підстанові тонелі, куди надходить використана після охолодження вода. Сюди ж потрапляє і відокремлена по всій технологічній лінії від металу окалина. Після нагрівання в

На підприємстві є 5 прокатних цехів, що складаються з 2 блюмінгів 3 прокатних цехів, що складаються з 8 прокатних станів і двох обтискних. Основними відходами прокатного виробництва є окалина первинних і вторинних відстійників. Окалина є продуктом окислення зовнішнього шару розжареного металу. Технологічна лінія прокатних станів являє собою ланцюг послідовно-сполучених ланок: нагрівальна піч (колодязь) - обладнання для різання прокату - холодильник.

печі або колодязі, злиток надходить на приймальний рольганг, де передбачено відбійник окалини. Окалина видаляється гідрозбивом. Відокремлена окалина надходить в підстановий тунель і транспортується водою в первинний відстійник окалини, розташований в цеху і являє собою залізобетонний колодязь прямокутної форми з двома рукавами. У відстійнику осаджуються найбільш великі частки окалини розміром до 2,5 мм при середньому діаметрі частинок 0,5-0,7 мм і значному надходженню у відстійник мастильних матеріалів.

Крім того, під час очищення окалини виявляються нафтопродукти, що негативно впливають на подальшу її утилізацію. З первинного відстійника окалина відвантажується грейферним краном у вагони, що склало за 2011 рік -123,7 тис.т.

З табл. 4 видно, що під час очищення первинної окалини є високий вміст заліза.

Найближчим часом буде проведено роботу з використанням первинної окалини в брикетах залізовмісних, і надалі використання їх як промивного матеріалу горна доменних печей. Слід зазначити, що в шихти при виробництві брикетів залізовмісних відсів агломерату буде замінено окалиною.

Таблиця 4

Хімічний склад окалини первинної

Склад компонентів, %							
Fe _{заг}	SiO ₂	FeO	MgO	CaO	MnO	P	S
74,7	0,57	56,2	0,09	0,16	0,74	0,01	0,02

Після первинного відстійника вода надходить на проміжну насосну станцію, а від неї під тиском подається на горизонтальний вторинний відстійник окалини. Разом з водою в підстановий тунель потрапляють застосовані для змащення устаткування масла.

Це є основною причиною замаслювання окалини. На відстійнику передбачено систему масловидалення. Окалина з відстійника відбирається грейферним краном. Після первинних відстійників вода з дрібними частинками окалини (менше 0,1 мм) надходить на вторинні відстійники. На нашому підприємстві це 4 багатосекційних горизонтальних відстійники: ГО-1, ГО-2, ГО-3, ГО-4.

Очищена вода після горизонтальних відстійників через насосну станцію надходить на градирні для остаточного охолодження, а потім подається в цех.

Окалина дрібних фракцій накопичується у відстійниках у вигляді пасти, що містить до 15 % мастил і 20 % вологи, а загальний обсяг її становить до 80 тис. т на рік, залежно від виробництва. Вміст заліза становить близько 70 %.

На підприємстві, як зазначено вище, утворена промаслена окалина в горизонтальних відстійниках ГО-1, ГО-2 і ГО-3, яка транспортується в ГО-4. Там за допомогою зневодження відбувається видалення основної частини вологи і змішування з активованим торфом у пропорції 4:1, а потім поярусно укладається в секції. Далі цю суміш витримують протягом 5 діб і перевантажують у змішувач-гомогенізатор для більш ретельного змішування. Після чого, окалино-торф'яну суміш транспортують на аглофабрику металургійного виробництва для подальшого використання її в аглошихті.

У даний момент існує безліч способів утилізації промасленої окалини, але головною проблемою є високий вміст в ній мастила, яке потребує адсорбування. Використання цієї суміші в 2011 р. склало 48 тис. т. Цей процес дозволяє зробити адсорбцію масла за рахунок торфу активованого. Це можливо, застосовуючи метод термічної обробки з гальмом і без неї, флотації, а також регенерації мастильних матеріалів.

У подальшому окалину, можливо, брикетувати і використовувати в доменному і сталеплавильному виробництві.

Рукопис подано до редакції 31.03.12
УДК 628.1(07)

В.В. МОВЧАН, О.Г. МОВЧАН, кандидати хім. наук, доценти
ДВНЗ «Криворізький технічний університет»

© Мовчан В.В., Мовчан О.Г., 2012

СУЧАСНИЙ СТАН ЗАБРУДНЕННЯ ДОВКІЛЛЯ В УКРАЇНІ

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Інтенсивний розвиток виробництва зумовлює порушення рівноваги в навколишньому природному середовищі, що призводить до загострення соціально-економічних проблем. Одночасно з вичерпанням запасів не відновлювальних сировинних та енергетичних ресурсів посилюється забруднення довкілля, особливо водних ресурсів та атмосферного повітря, зменшуються площі лісів і родючих земель, зникають окремі види рослин і тварин тощо. Це негативно впливає на природно-ресурсний потенціал держави та здоров'я населення. Загострюються проблеми пов'язані із збиранням, утилізацією, знешкодженням та видаленням відходів всіх класів небезпеки. Крім того, незадовільними темпами розширюється мережа природно-заповідних територій та об'єктів. Недостатніми темпами впроваджуються маловідходні ресурсо- та енергозберігаючі технології. Внаслідок поступового забруднення джерел прісної води, незадовільного технічного стану та зношеності систем водовідведення і водопостачання, застосування застарілих технологій водопідготовки знижується якість питної води. Екологічна ситуація в Україні характеризується значними регіональними відмінностями за рівнем техногенного навантаження на навколишнє природне середовище. Протягом останніх років спостерігається відносна стабілізація рівня техногенного навантаження, що обумовлено структурними змінами в економіці держави та спадом виробництва, пов'язаного з наслідками фінансово-економічної кризи. Згадане вимагає коректування основних завдань та індикаторів забруднення.

Протягом останнього десятиріччя екологічна ситуація на території України залишається досить складною, про що свідчать дані рис.1.

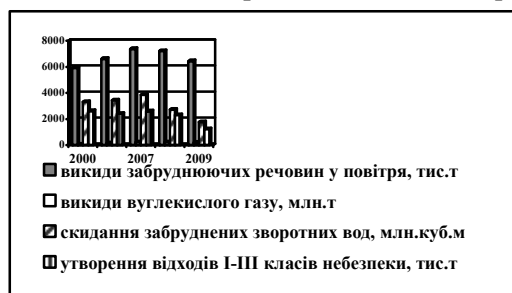


Рис. 1.

Лише в 2009 р. в повітряний басейн, водні та земельні ресурси країни потрапило 11,3 млн т небезпечних забруднювальних речовин, з яких 57% припадає на шкідливі викиди в атмосферу, 40% - у поверхневі водойми, 3% - на небезпечні відходи, якими забруднюються земельні ресурси. У місцях видалення відходів зберігається 20,9 млн т відходів I-III класів небезпеки. У розрахунку на 1 км² території країни припадає 11 т викинутих в атмосферу шкідливих речовин та 35 т відходів I-III класів небезпеки, наявних у місцях видалення.

Забруднення повітря. Забруднення атмосферного повітря залишається однією з найгостріших екологічних проблем. В період 2001-2007 років зростання обсягів виробництва в основних галузях промисловості зумовило стійку тенденцію до збільшення обсягів шкідливих викидів в атмосферне повітря від стаціонарних джерел забруднення, зокрема з 4,05 млн т у 2001 р. до 4,81 млн т у 2007 р., або на 0,76 млн т (на 18,7%). Разом з тим, починаючи з 2008 року в умовах фінансово-економічної кризи спостерігалось зниження промислового виробництва і, як наслідок, зменшення викидів в атмосферне повітря від стаціонарних джерел забруднення, викиди забруднюючих речовин скоротились більш ніж на 0,288 млн т, або на 6% у порівнянні з 2007 р. Основними забруднювачами повітря країни у 2008 році були підприємства переробної (хімічна, коксохімічна, металургійна промисловість) та добувної промисловості (відповідно 33% та 21% шкідливих викидів) та підприємства-виробники електроенергії, газу та води (37 %).

За даними Держкомстату у 2009 р. збереглася тенденція до зниження викидів в атмосферне повітря від стаціонарних джерел. Так, у повітряний басейн надійшло 3,9 млн т шкідливих речовин (на 597,0 тис. т, або на 13,2 % менше, ніж у 2008 році). Зазначене зростання викидів у 2001–2007 роках та їх зменшення у 2008–2009 роках зумовлює необхідність внесення змін у величини очікуваних індикаторів, зокрема щодо обсягів шкідливих викидів, що потраплять в атмосферу від стаціонарних джерел забруднення у 2010–2015 роках.

Необхідно відмітити, що значну небезпеку для здоров'я населення України, особливо міського, становлять пересувні джерела забруднення атмосферного повітря. Від пересувних джерел забруднення в 2008 році в атмосферне повітря надійшло 2,7 млн т шкідливих речовин, переважна частина з яких (2420,3 тис. т, або 90,1%) – це викиди автомобільного, 66,6 тис. т, або 2,5% - залізничного, 16,4 тис. т, або 0,6 % - водного, 14,4 тис. т, або 0,5 % - авіаційного транспорту та 167,7 тис. т, або

6,3% - виробничої техніки. Із загальної кількості близько 1,7 млн т (63 %) забруднювальних речовин викинуто автомобілями, що перебувають у приватній власності населення.

Протягом 2009 р. в атмосферу надійшло 6,4 млн т шкідливих речовин від стаціонарних та пересувних джерел забруднення. У сумарній кількості шкідливих речовин викиди метану та оксиду азоту, які належать до парникових газів, становили відповідно 848,8 та 7,1 тис. т. Крім цих речовин, у атмосферу в 2009 р. стаціонарними та пересувними джерелами було викинуто 185,2 млн т діоксиду вуглецю, який також впливає на зміну клімату.

Понад 61% забруднюючих речовин, що потрапили у повітря, припало на стаціонарні джерела забруднення промислових підприємств. Від них в атмосферу надійшло 3,9 млн т забруднюючих речовин, що на 0,6 млн т (на 13,2%) менше, ніж у 2008 р.

Щільність викидів від стаціонарних джерел забруднення у розрахунку на 1 км² території країни склала 6,5 т шкідливих речовин, а на душу населення - 85,3 кг. Проте, в окремих регіонах ці показники значно перевищили середній рівень по країні. Зокрема, у Донецькій області обсяги викидів у розрахунку на 1 кв.км були більшими у 7,5 рази, а на душу населення - у 3,4 рази, Дніпропетровській - відповідно у 3,8 та 2,8 рази, Луганській - у 2,9 та 2,6, Івано-Франківській - у 2,4 та 1,8 рази більше. Підприємствами м. Києва у розрахунку на 1 км² території було викинуто 52,5 т забруднюючих речовин, що перевищило середній показник по країні у вісім разів.

Основними забруднювачами повітря країни у 2009 р. були підприємства переробної та добувної промисловості (відповідно 31% та 21% шкідливих викидів) та підприємства – виробники електроенергії, газу та води (40%), про що свідчать такі дані табл. 3.

Таблиця 3

Обсяги викидів від стаціонарних джерел забруднення на території України за 2009 р.

Види економічної діяльності	Кількість підприємств, які мали викиди від стаціонарних джерел забруднення, одиниць	Обсяги викидів від стаціонарних джерел забруднення забруднюючих речовин			
		забруднюючих речовин		діоксиду вуглецю	
		тис.т	у % до 2008р.	тис.т	у % до 2008р.
Видобувна промисловість	512	824,5	85,1	2264,3	93,1
Переробна промисловість в т. ч.	4045	1204,0	79,7	54282,4	86,2
Виробництво коксу, продуктів нафтопереробки та ядерних матеріалів	43	88,8	96,3	5901,3	90,3
Хімічне виробництво	187	72,9	81,6	4993,8	66,6
Металургійне виробництво та виробництво готових металевих виробів	357	926,7	80,6	34348,3	89,9
Виробництво та розподілення електроенергії, газу та води	770	1571,7	93,1	88447,5	90,6
Діяльність транспорту та зв'язку	1129	203,2	89,4	5517,2	62,0
Загалом	10446	3928,1	86,8	152809,1	87,7

Високий рівень забруднення повітря залишається важливою проблемою для держави. Річна концентрація пилу, оксидів азоту, формальдегіду, діоксиду сірки та інших речовин у багатьох містах перевищує встановлені нормативи.

Основними проблемами, що обумовлюють незадовільний стан атмосферного повітря населених пунктів є: 1) невиконання підприємствами-забруднювачами у встановлені терміни заходів по зниженню обсягів викидів до нормативного рівня; 2) низькі темпи впровадження сучасних технологій очищення викидів; 3) відсутність ефективного очищення викидів підприємств від газоподібних домішок; 4) відсутність санітарно-захисних зон між промисловими та житловими районами; 5) недостатнє фінансування заходів зі скорочення викидів в атмосферне повітря на державному та місцевому рівні; 6) знищення зелених зон в межах населених пунктів; 7) постійне збільшення кількості автомобілів та скорочення темпів оновлення автотранспортного парку.

Водні ресурси. У 2009р. із природних водних об'єктів було забрано 14,5 млрд м³ води (13,7 млрдм³ прісної та 0,8 млрд м³ морської), що на 8,0 % менше порівняно з 2008 р. При транспортуванні втрачено 16% (2,3 млрд м³) забраної води. Водокористувачами в країні спожито 9,5 млрдм³ води, що на 0,8 млрд м³ (на 7,3 %) менше порівняно з 2008 р. Зокрема, на виробничі потреби підприємств у 2009 р. припало 54 % (5,1 млрд м³) всієї використаної води, на побутово-питні потреби - 21 % (2,0 млрд м³), зрошення - 15 % (1,4 млрд м³), ставково-рибне господарство - 8% (0,8 млрд м³) та на сільськогосподарське водопостачання та інші потреби - 2% (0,2 млрд м³).

Зменшення використання води, в основному, відбулося за рахунок скорочення її витрат на виробничі (на 0,8 млрд м³, або на 13,8 %) та побутово-питні потреби (на 0,1 млрд м³, або на 7,0 %). Водночас, дещо зросли обсяги використаної води на зрошення (на 187 млн м³, або на 15,3 %), ставково-рибне господарство (на 34 млн м³, або на 4,7%).

Потреби промисловості задовольнялися також шляхом залучення води в оборотні і повторно-послідовні системи, частка яких у загальному обсязі використання води на виробництво склала 89 %. За рахунок цього протягом 2009 р. зекономлено 41,4 млрд м³ свіжої води.

Загальне водовідведення у 2009 р. склало 7,7 млрд м³, що на 1,0 млрд м³ (на 11,1 %) менше проти попереднього року. Скидання забруднених стоків та безповоротний водозабір негативно впливають на водні ресурси. Протягом 2009 р. у водойми скинуто 1,8 млрд м³ забруднених стоків, що в 1,5 рази менше, ніж у 2008 р. При цьому, частка забруднених зворотних вод у загальному водовідведенні становила 23%.

У водойми потрапило 85% (1,5 млрд м³) недостатньо очищених на очисних спорудах зворотних вод. Решта (0,3 млрд м³) - надійшла у водойми без будь-якого очищення, що в 2,3 рази (на 0,3 млрд м³) менше, ніж у 2008 р. Необхідно зазначити, що наявна потужність очисних споруд (7,6 млрд м³) дозволяла повністю очистити забруднені зворотні води.

Основними причинами скидання забруднених стоків у поверхневі водойми були нестача у більшості населених пунктів країни централізованого водовідведення, низька якість очищення зворотних вод, незадовільний стан функціонуючих очисних споруд.

Основні показники використання та відведення води окремими секторами економіки наведені у табл. 4.

Таблиця 4

Показники використання та відведення води у 2009 р. (млнм ³)						
Види діяльності	Використано води, всього	З неї на:		Відведено зворотних вод у поверхневі водні об'єкти		
		господарчопитні потреби	виробничі потреби	всього	у тому числі забруднених	з них без очищення
Електроенергетика	2896	35	2860	2306	25	10
Вугільна промисловість	54	11	17	446	314	10
Металургійна промисловість	1399	60	1338	1125	521	92
Хімічна та нафтохімічна промисловість	120	13	106	141	27	21
Машинобудування	78	24	53	42	21	6
Нафтогазова промисловість	16	2	11	12	5	1

Житлово-комунальне господарство	1993	1671	302	2324	780	85
Сільське господарство	2580	35	254	1110	33	31
Харчова промисловість	124	12	107	48	7	2
Транспорт	40	22	18	19	3	2
Промисловість будівельних матеріалів	21	4	17	35	8	4
Інші галузі	192	67	66	84	22	6
Всього	9513	1956	5149	7692	1766	270

Проблема забезпечення належного екологічного стану водно-ресурсного потенціалу залишається актуальною для всіх регіонів України. Практично всі поверхневі та значна частина підземних водних ресурсів, особливо в районах розміщення великих промислових комплексів, відчувають антропогенний вплив, що проявляється у забрудненні, виснаженні й деградації цих об'єктів.

За даними Центральної геофізичної обсерваторії Міністерства України з питань надзвичайних ситуацій та у справах захисту населення від наслідків Чорнобильської катастрофи, водні об'єкти країни залишаються забрудненими переважно сполуками важких металів, амонійним та нітратним азотом, сульфатами. Випадки високих забруднень найчастіше фіксувались в річках басейнів Західного Бугу, Дунаю, Дністра, Південного Бугу, Дніпра, річок Приазов'я та Сіверського Дінця, а також Київського, Канівського, Кременчуцького, Дніпродзержинського та Дніпровського водосховищ. Надходження забруднених зворотних вод у поверхневі водойми (через низьку якість їх очищення) у 2001-2007 роках практично щорічно збільшувалося і у 2007 р. становило 3854 млн м³, що на 846 млн м³ або на 28,13% більше, ніж у 2001 р. Разом з тим, в 2008-2009 роках в умовах фінансово-економічної кризи спостерігалось зменшення скидів забруднених стічних вод у водні об'єкти. Так, у 2008-2009 роках відповідно було скинуто 2728 млн м³ та 1766 млн м³, що відповідно на 280 млн м³ та 1242 млн м³ менше ніж у 2001 р.

Усього у 2009 р. в поверхневі водні об'єкти скинуто 7381 млн м³ стічних вод (у тому числі 1766 млн м³ забруднених зворотних вод), що на 961 млн м³ або на 12% менше, ніж у 2008 р. (8342 млн м³).

Найбільші забруднювачі - це промислові підприємства, в основному енергетики, чорної металургії та вугільної промисловості (Запорізька, Донецька, Луганська, Дніпропетровська області) та об'єкти житлово-комунального господарства (переважно міст Києва, Дніпропетровська, Львова, Одеси, Кривого Рогу, Запоріжжя). Разом з тим позитивна динаміка, щодо зменшення скидів, в тому числі забруднених зворотних вод у 2007-2008 роках в основному пояснюється зменшенням промислового виробництва, а не ефективністю впровадження природоохоронних заходів.

Необхідно відмітити, що якість зворотних вод значною мірою не відповідає встановленим нормативам. Крім того, у багатьох областях спостерігається неефективна робота очисних споруд. Згадане погіршує якісний стан водних ресурсів.

Отже, нововведений показник – обсяг скидів зворотних вод у поверхневі водні об'єкти є одним з найголовніших показників, який характеризує вплив людської діяльності на навколишнє середовище, зокрема, на якість водних ресурсів, що використовуються в тому числі для потреб населення.

Основними проблемами на шляху до реалізації завдання стабілізації обсягу скидів стічних вод у поверхневі водні об'єкти та поступового зменшення їх забруднення є, зокрема: 1) значна зношеність каналізаційних систем та очисних споруд; 2) невиконання підприємствами забруднювачами у встановлені терміни заходів по покращенню якості стічних вод, які скидаються у водні об'єкти; 3) не впровадження новітніх технологій очистки стічних вод; 4) деградація екосистем Азовського і Чорного морів.

Відходи I-III класів небезпеки. На підприємствах країни протягом 2009 р. утворилось 1,2 млн т відходів I-III класів небезпеки, що на 1,1 млн т менше порівняно з 2008 р. Понад 80% зменшення обсягів утворення відходів припало на три регіони країни: Донецьку (453,8 тис. т),

Запорізьку (304,9 тис. т), Полтавську (119,4 тис. т) області, що пов'язано зі значним скороченням промислового виробництва на окремих підприємствах.

Основна частина утворених відходів (0,9 млн т, або 75% від загального обсягу) належить до III класу небезпеки. Відходи I та II класів небезпеки склали відповідно 3,8 та 299,2 тис. т. Із загальної кількості утворених відходів 333,2 тис. т (27%) розміщено у місцях видалення, до яких належать спеціально відведені місця чи об'єкти, у тому числі полігони, комплекси, споруди, ділянки надр (табл. 5).

Частка відходів, які були повністю використані для одержання тієї чи іншої продукції, або знешкоджені, у загальному обсязі утворених складала 68% (у 2008 р. - 41%).

Станом на 1 січня 2010 р. у спеціально відведених місцях чи об'єктах і на території підприємств країни накопичилось 20,9 млн т небезпечних відходів, з них 35,5 тис. т (0,2% до загальної кількості) належать до I класу небезпеки і 2,3 млн т (11%) - до II класу небезпеки.

У загальній кількості відходів, що зберігаються у сховищах організованого складування та на території підприємств, найбільшу питому вагу складають відходи, що містять метали та їхні сполуки (10659,3 тис. т, або 51% до загального обсягу), відходи, що містять неметали та їхні сполуки (5665,3 тис. т, або 27%), відходи, що містять корозійні речовини (1944,0 тис. т, або 9%), відходи виробництва і застосування органічної хімії та відходи, що містять інші органічні сполуки (491,2 тис. т, або 2%), відпрацьовані нафтопродукти, продукти нафтопереробки (404,1 тис. т, або 2%).

Таблиця 5

Основні показники поводження з відходами I-III класів небезпеки на підприємствах країни			
	2008 р., тис. т	2009 р.	
		тис. т	у % до 2008 р.
Утворилось	2301,2	1230,3	53,5
Утилізовано	894,8	794,4	88,8
Знешкоджено (знищено)	56,3	47,3	84,0
З них спалено	32,2	15,8	49,1
Відправлено у спеціально відведені місця чи об'єкти (полігони, комплекси, споруди, ділянки надр тощо)	1066,3	333,2	31,2
Відправлено у місця неорганізованого складування за межі підприємств	4,8	0,8	16,7
Наявність на кінець року у спеціально відведених місцях чи об'єктах (полігонах, комплексах, спорудах, ділянках надр тощо) та на території підприємств	21017,2	20852,3	99,2

Надзвичайно небезпечними для навколишнього середовища є відходи, що містять стійкі органічні забруднювачі, яких станом на 1 січня 2010 р. було в наявності 11,1 тис. т (з них 99,5% припадає на відходи, що містять гексахлорбензол), а також відходи пестицидів і агрохімікатів, непридатні чи заборонені пестициди (7,4 тис. т).

Для запобігання промисловим забрудненням необхідно вдосконалення системи поводження з побутовими та промисловими відходами, створення потужностей із знешкодження та переробки згаданих відходів; впровадження європейських директив та регламентів у сфері поводження з відходами.

Витрати на охорону навколишнього природного середовища. Протягом 2009 р. на охорону навколишнього природного середовища підприємствами, організаціями та установами було витрачено 11,1 млрд грн., з яких 72% (8,0 млрд грн.) – поточні витрати на охорону природи, пов'язані з експлуатацією і обслуговуванням засобів природоохоронного призначення, 23% (2,5 млрд грн.) – інвестиції в основний капітал, направлені на будівництво і реконструкцію природоохоронних об'єктів, придбання обладнання для реалізації заходів екологічного спрямування і 5% (0,6 млрд грн.) – витрати на капітальний ремонт природоохоронного обладнання.

За рахунок коштів Державного та місцевих бюджетів було освоєно 20,5% капітальних інвестицій і здійснено 4,1% поточних витрат, а основним джерелом фінансування витрат на охорону довкілля, як і в попередні роки, були власні кошти підприємств – відповідно 76,5 і 95,8%.

Більше половини капітальних інвестицій та поточних витрат від сумарного обсягу по країні було освоєно підприємствами Дніпропетровської (2573,4 млн грн.), Донецької (1844,1 млн грн.) та Луганської (1512,5 млн грн.) областей.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Отже, ключові екологічні питання в Україні пов'язані з якістю води і повітря, управлінням відходами, охороною природи і радіоактивним забрудненням у північно-східній частині держави. Забруднення повітря стає соціальною проблемою і про-

блемою охорони здоров'я. Стосовно якості води, то ріка Дніпро, яка забезпечує 3/4 усієї прісної води України, сильно забруднена. Крим страждає від нестачі запасів прісної води. Слід поглибити і міжнародну співпрацю щодо охорони навколишнього середовища. Необхідно поліпшити й оновити існуючу систему збору стічних вод та інфраструктуру їх очищення. Управління відходами - серйозна проблема, включаючи запобігання, збирання, утилізацію, переробку та остаточне видалення. Була утворена велика кількість небезпечних відходів, включаючи відходи видобувної промисловості. Промислове забруднення становить проблему, зважаючи на його історичні джерела і неефективне використання ресурсів, а також викиди в повітря, воду та відходи, утворені промисловими установками.

Список літератури

1. Багрий І.Д., Гожик П.Ф., Самоткал Е.В. та ін. Гідроекосистема Криворізького басейну – стан і напрямки поліпшення. – К.: Фенікс, 2005. – 216 с.
2. Статистичний щорічник України за 2008 рік / Державний комітет статистики України. За ред. О.Г.Осауленка. – К.: Консультант, 2009.- 551 с.

Рукопис подано до редакції 31.03.12

УДК 621.316.9

А.В. ПИРОЖЕНКО, канд.техн.наук, Т.В. ПИРОЖЕНКО, ДП «НДІБПГ»

МЕТОД КОНТРОЛЮ РІВНЯ ОПОРУ СТИКІВ РЕЙКОВОЇ КОЛІЇ ШАХТНОЇ ЕЛЕКТРОВОЗНОЇ ВІДКАТКИ ТА ПРИСТРІЙ, ЩО ЙОГО РЕАЛІЗУЄ

Розроблений метод контролю рівня опору стиків, який дозволяє підвищити точність вимірювання і не потребує відключення контактної мережі та наведена функціональна блок-схема пристрою, що його реалізує.

Проблема та її зв'язок з практичними завданнями. У відповідності з діючими правилами безпеки [1] опір стиків рейкової колії електричному струму не повинен перевищувати величини опору восьми метрів однієї рейки, що також узгоджується з методикою, викладеною в [2] і повинен постійно контролюватися. Однак, до теперішнього часу були відсутні пристрої контролю рівня опору стиків рейкової колії шахтної електровозної відкатки. Відсутність контролю рівня опору стиків проводила до неприпустимого підвищення електричного опору петлі контактний провід-рейка, відмови спрацювання струмового захисту контактної мережі при її короткому замиканні, що, у свою чергу, призводило до займання шахтних виробок та небезпеки ураження гірників електричним струмом. За статистикою, за останні роки на підземних гірничих роботах біля 30 % усіх електротравм та 40 % пожеж сталися через аварійні ситуації у контактній мережі електровозної відкатки.

Аналіз досліджень та публікацій. Безпосереднє вимірювання абсолютного значення опору стику мостом постійного струму в шахтних умовах практично неможливе, тому що потребує відключення не тільки всіх фідерів контактної мережі горизонту, на якому проводяться вимірювання, але й фідерів контактної мережі, що знаходяться вище і нижче вказаного горизонту. Це пояснюється розтіканням струму відсмоктування з рейкової колії працюючих фідерів контактної мережі, що при накладанні вказаних струмів на вимірювальний струм, дає невірні результати вимірювання.

Відсутність досліджень та публікацій щодо вказаної проблеми, критичний стан електробезпеки під час експлуатації шахтної електровозної відкатки підтверджує необхідність якмога швидшого її вирішення.

Постановка завдання. Розроблення нового методу контролю рівня опору стиків рейкової колії шахтної електровозної відкатки та портативного пристрою, що його реалізує, з живленням від шахтного акумулятора, який дозволяє контролювати оперативно у будь-якій точці контактної мережі рівень опору стиків без відключення напруги живлення контактної мережі.

Викладання матеріалу та результати. Запропонований метод, заснований на вимірюванні різниці логарифмованих падінь напруги на стику та одному метрі цілої рейки, що, в свою чергу, дорівнює логарифму частки вказаних аналогових сигналів, дозволяє, незалежно від накладання на вимірювальний струм струму відсмоктування інших фідерів, мати вихідний сигнал, пропорційний тільки відношенню опорів рейкового стику і одного метра цілої рейки.

Функціональну блок-схему розробленого пристрою наведено на рис. 1.

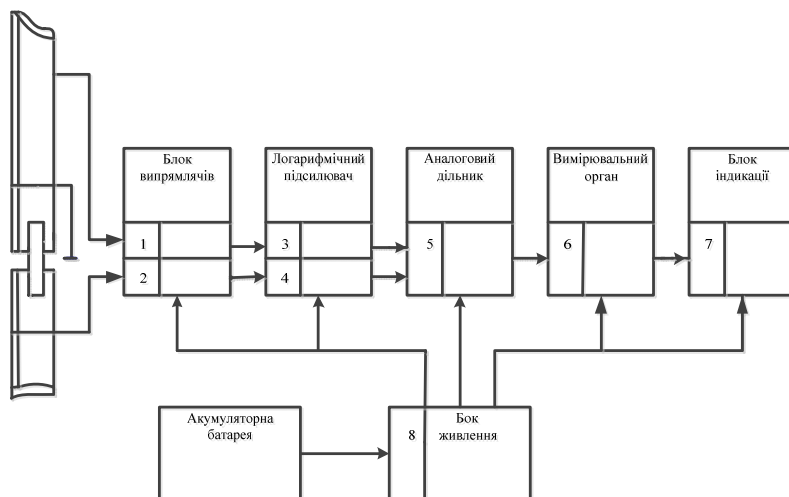


Рис.1. Функціональна блок-схема пристрою

У схемі передбачено такі функціональні вузли та блоки: 1,2 - блок випрямлячів, призначений для випрямлення падіння напруги на рейковому стикі й одному метрі цілої рейки; 3,4 - логарифмічний підсилювач, виконаний на базі операційних підсилювачів з р-п переходом транзисторів в колії зворотнього зв'язку, на виході якого реалізується логарифмічна функція вхідних сигналів; 5 - аналоговий дільник, виконаний на базі операційного підсилювача, реалізує операцію віднімання логарифмічних функцій вхідних сигналів, при цьому різниця логарифмів на вході дільника дорівнює логарифму частки аналогових сигналів, пропорційних опорам рейкового стикі і одного метра цілої рейки; 6 - вимірювальний орган, реалізований на базі компаратора, перетворює аналоговий вхідний сигнал в дискретний логічний сигнал на виході; 7 - блок індикації забезпечує різну світлову індикацію при співвідношенні опору стикі до опору одного метра рейки більше або менше 8; 8 - блок живлення забезпечує двополярне живлення пристрою від шахтної акумуляторної батареї напругою 4 В.

На цьому принципі авторами розроблений пристрій контролю опору стиків рейкової колії, який працює так: при включенні пристрою від акумуляторної батареї протікає вимірювальний струм через рейковий стик і один метр цілої рейки.

Аналогові сигнали, пропорційні падінню напруги на рейковому стикі і одному метрі цілої рейки, надходять на входи випрямлячів, з виходів яких випрямлені сигнали через логарифмічні підсилювачі поступають по обом каналам до входів аналогового дільника, який реалізує таку математичну функцію

$$\ln \Delta U_{cm} - \ln \Delta U_p = \ln \frac{\Delta U_{cm}}{\Delta U_p},$$

де ΔU_{cm} - падіння напруги на рейковому стикі, В, ΔU_p - падіння напруги на 1 м цілої рейки, В.

Як видно з формули, на виході аналогового дільника формується сигнал, пропорційний логарифму частки аналогових сигналів падіння напруги на рейковому стикі і 1 м цілої рейки. Це дозволяє незалежно від ступеня зарядженості акумулятора або при накладенні на вимірювальний струм струму відсмоктування іншого фідера, де здійснюється електровозна відкатка, мати на виході аналогового дільника сигнал, пропорційний тільки відношенню опорів рейкового стикі і одного метра цілої рейки.

Вимірювальний орган та блок індикації відстроєні таким чином, що при співвідношенні опору стикі до опору одного метра цілої рейки менше чи рівному восьми включається зелений світлодіод блока індикації, а при вказаному співвідношенні більше восьми - червоний, що вказує на перевищення опору рейкового стикі допустимого значення.

Висновки. Розроблений пристрій контролю рівня опору стиків типу ICC-1, що реалізує запропонований метод, у повному обсязі відповідає вимогам, які пред'являються до нього, що підтвердили випробування в умовах ЗАТ «Запорізький ЗРК», ПАТ «Євраз Суха Балка», ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Список літератури

1. НПАОП 0.00-1.34-71 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.
 2. ГОСТ 9.602-2005 «ЕСЗКС. Подземные сооружения. Общие технические требования.
- Рукопис подано до редакції 31.03.12

УДК 613.614

В.Д. АФАНАСЬЕВ, канд. техн. наук, А.М. НЕЧАЙ, Н.А. РАЧЕНКО, ГП «НИИБТГ»

О НЕКОТОРЫХ ОСОБЕННОСТЯХ ИЗЛУЧЕНИЯ И СНИЖЕНИЯ УДАРНОГО ШУМА ПРИ ГРАВИТАЦИОННОМ ТРАНСПОРТИРОВАНИИ КУСКОВОГО МАТЕРИАЛА

Приведены результаты исследований влияния футеровок на излучение и снижение уровней ударного шума при гравитационном транспортировании кускового материала.

Проблема и ее связи с практическими задачами. Современная технология дробления во второй и третьей стадиях предполагает широкое использование гравитационного транспортирования кускового материала во второй и третьей стадии дробления.

Анализ современных проектных решений показывает, что использование в этих стадиях сортировочного (грохоты) и дробильного оборудования (молотковых, конусных и инерционных дробилок) требует использование большого числа перегрузочных устройств, подвергающимся интенсивным ударам, повышенному износу и излучению ударного шума, превышающему 90-100 дБ.

Из большого числа перегрузочных устройств во второй и третьей стадии дробления 40 подвергаются ударам кускового материала крупностью от 250-0 мм до 32-0 мм при высоте свободного падения от 4 до 8 м. При этом перегрузочное устройство превращаются в акустические волноводы и излучатели интенсивного ударного шума.

Без решения проблемы снижения ударного шума перегрузочных устройств не удастся эффективно использовать малозумное сортировочное и дробильное оборудование, а значит, и решить проблему обеспечения нормальных условий труда по шуму при дроблении различных материалов.

Анализ исследований и публикаций. Первые исследования и разработку средств снижения ударного шума при грохочении представлены в работах [1-3]. Было показано, что применение слоистых резинометаллических щитов позволяет эффективно снизить передачу и излучение ударного шума и уменьшить износ поверхности перегрузочных устройств.

Наиболее полный обзор средств снижения ударного шума при гравитационном транспортировании кускового материала рассмотрен в работе [4]. С учетом особенностей ударного взаимодействия и энергетических характеристик ударов представлены различного типа конструкции, обеспечивающие снижение высоты падения до соударения, создания карманов для накопления транспортируемого материала, различного типа резиновых футеровок и способов их крепления.

Однако данные об эффективности снижения ударного шума такими конструкциями весьма скудные, а об излучающей способности отсутствует.

Актуальным является задача исследования передачи ударного шума различными защитными устройствами при их применении в конструкциях перегрузочных устройств, а также особенности излучения различного типа футеровок и защитных конструкций при воздействии на них ударов кускового материала.

Постановка задачи. Целью работы является аналитические и экспериментальные исследования передачи и излучения ударного шума средствами защиты поверхностей перегрузочных устройств от износа при дроблении кускового материала на дробильных фабриках второй и третьей стадии дробления горнообогатительных комбинатов.

Изложение материала и результаты. Результаты исследований, изложенных в работе [5] для случая создания ударного шума стандартной ударной машины (СУМ) показывают, что уровни приведенного шума L_n , излучаемые сплошной плитой, определяются из выражения

$$L_n = 140 - 10 \lg K \rho^{1.5} E^{0.5} h^3 \cdot \eta, \quad (1)$$

где $K = 1 \text{ м}^2 \cdot \text{с} / \text{кг}^2$; ρ - плотность материала пластины, $\text{кг} / \text{м}^3$; E - модуль упругости материала пластины, $\text{Н} / \text{м}^2$; h - толщина пластины, м; η - коэффициент потери на внутреннее трение материала пластины.

С учетом результатов исследований ударного шума, излучаемого стальными пластинами, качественная оценка уровней звукового давления может быть оценена из выражения (в октавных полосах частот)

$$L=10\lg \frac{I^2 \cdot f_{y0}}{7,3V_0^2 \cdot S \cdot \rho^{1,5} h^3 E^{0,5} \cdot \eta}, \quad (2)$$

где $I=mv(1+\gamma)$ – импульс силы, кг·м/с; f_{y0} – число ударов в единицу времени, с⁻¹; $V_0=5 \cdot 10^{-8}$ м/с.

После преобразования выражения (2) и учета угла установки α пластины и коэффициента излучения $S_{изл.}$ получено следующее выражение для оценки излучения ударного шума, для случая излучения в помещении, в виде

$$L=156-10\lg \frac{m^2 H(1+\gamma)^2 f_{y0} S_{изл.} \cdot \sin \alpha}{\rho^{1,5} h^3 E^{0,5} \cdot \eta \cdot A}, \quad (3)$$

где m – масса транспортируемого материала, кг; H – высота свободного падения кусков, м; $S_{изл.}$ – коэффициент излучения пластины; α – угол установки пластины к вертикали, град.; γ – коэффициент восстановления; A – общее звукопоглощение помещения, в котором происходит излучение пластины, м².

Анализ выражения (3) показывает, что частотная характеристика уровней звукового давления определяется временной характеристикой импульса I [5], коэффициентом излучения $S_{изл.}$ [6] и коэффициентом потерь η [7].

Существенное отличие коэффициента восстановления γ при ударах стальных молотков (СУМ) о железобетонные плиты, представленное в работах [5,8] потребовало проведения дополнительных исследований. Они также определились с тем, что сведений о величинах γ для транспортируемого кускового материала (кварцитов, железной руды) отсутствуют.

Для оценки диапазона изменения γ привлечены данные результатов исследований, приведенные в работе [9]. Результаты исследований показали, что γ существенно зависят от характеристик соударяемых тел, скорости соударения, радиуса и соотношения масс соударяемых тел. В работе [9] установлено, что изменение начальной скорости от 0,3 м/с до 1,5 м/с приводит к снижению γ от 0,80 до 0,63. Нами были проведены экспериментальные исследования по оценке γ при взаимодействии шариков из разных материалов по высоте отскока их от калиброванной пластины из стали толщиной 30 мм и размерами 0,6×1,1 м ($m_{ш} \ll m_{п.аб}$). Результаты испытаний показали, что $\gamma=0,83$ для шариков от пинг-понга, $0,30 \div 0,38$ для стальных шаров $\varnothing 25 \div 30$ мм и $0,10 \div 0,20$ для кусков кварцита при скорости соударения до 4,5 м/с.

Результаты экспериментальных исследований излучения ударного шума стальных пластин (Рис.) показали, что существуют ряд факторов, которые нарушают закономерности, которые могут быть установлены согласно выражения (1). Прежде всего, увеличение толщины стальной пластины приводит к снижению ударного шума на 6÷7 дБ ($h^{2,0 \div 2,5}$) а не 9 дБ ($h^{3,0}$) при каждом удвоении толщины пластины.

Нарушение закономерности снижения уровней ударного шума при увеличении толщины пластины происходит также и в диапазоне низших форм собственных колебаний пластины f_{mn} для $m, n \leq 3$ и диапазоне частот $f > 0,5f_{кр}$. Это определяется тем, что увеличение толщины пластины приводит к смещению низших форм колебаний в область более высоких частот, а диапазон действия критических частот в область более низких частот (рис. 1).

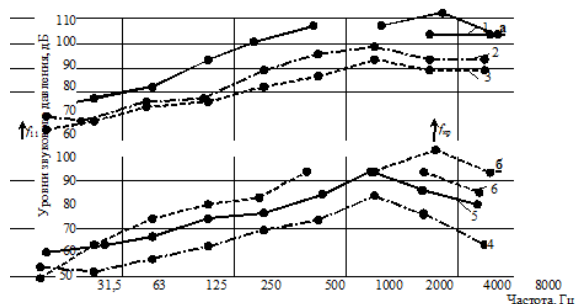


Рис. 1. Спектры ударного шума стальных пластин: а – пластина толщиной 2 мм; 1 – без накладок; 2 – с накладками (удар по пластине толщиной 2 мм); 3 – удар по накладкам; б – влияние толщины пластин; 4 – 30 мм; 5 – 10÷15 мм; 6 – 6 мм

Для фиксированных значений m, ρ, E, η и A основными факторами, которые позволяют снизить уровни ударного шума, являются высота свободного падения H до соударения со стенками перегрузочного устройства, угла установки α отражающего элемента и его толщи-

ны h .

Однако эффективно использовать эти факторы при проектировании перегрузочных устройств в помещениях дробильных фабрик практически не всегда удается. В проектах в настоящее время преимущественно используются стальные пластины толщиной 20 мм для защиты от износа стенок перегрузок.

В работе [10] рассмотрено влияние не связанных между собой пластин (футеровок) и которые не повышают изгибной жесткости несущей пластины с позиций их влияния на звукоизоляцию в результате изменения диапазона критических частот согласно выражения

$$\Delta f_{кр} = (h_{\phi} / h_o)^{0,5}, \quad (4)$$

где h_{ϕ} - толщина футеровки, мм; h_o – толщина несущей пластины, мм.

Диапазон низших форм колебаний изменяется на величину

$$\Delta f_{mn} = (h_o / h_{\phi o})^{0,5}. \quad (5)$$

Таким образом, расширяется диапазон частот, где влияние критических частот и частот низших форм колебаний не проявляется.

Снижение величины ударного шума за счет установки стальной футеровки в диапазоне частот $\Delta f_{mn} \leq f \leq \Delta f_{кр}$ согласно [11] определяется из выражения

$$(1 + \Delta L_{y\phi} = 15 \lg \left(1 - \frac{h_{\phi}}{h_o} \right)). \quad (6)$$

Для случая, когда защитные пластины не являются набором отдельных, не связанных между собой покрытий, снижение ударного шума определяется из выражения

$$\Delta L_{y\phi} = 10 \lg \frac{(h_o h_{\phi} + h_{\phi}^2)^{1,5}}{h_o^3}. \quad (7)$$

Когда происходит износ футеровки до величины $h_o (h_{\phi} \rightarrow h_o)$ тогда снижение ударного шума уменьшается от 8 дБ до 4 дБ.

Излучение ударного шума стальной пластины при установке стальной футеровки оценивается величиной изменения звукоизоляции за счет изменения поверхностной массы несущей пластины на величину

$$\Delta L_u = 13,3 \lg \frac{(h_o + h_{\phi})^{1,5}}{h_o}, \quad (8)$$

т.е. излучение ударного шума при жесткой установке стальных футеровок будет снижено по мере износа футеровки до толщины $h_{\phi} = h_o$ от 7 дБ до 4 дБ.

Необходимо также учитывать снижение ударного шума за счет изменения коэффициента потерь несущей пластины за счет изменения коэффициента потерь несущей пластины $\eta_{он}$ до величины коэффициента потерь слоистой конструкции (несущая пластина - футеровка) из выражения

$$\Delta L_{ul} = 10 \lg \eta_{к.н} / \eta_{о.н} \quad \text{для } \eta_{к.н} > \eta_{о.н}. \quad (9)$$

где $\eta_{к.н}$; $\eta_{о.н}$ - коэффициенты потерь на внутреннее трение при насыщении [6].

В пределах данной статьи рассмотрено еще два типа футеровок, которые наиболее широко рекомендуются для снижения ударного шума: стальные футеровки на упругой прокладке и резиновые футеровки. При этом необходимо учитывать, что влияние стальной футеровки определено по отношению к несущей пластине, т.е. собственная эффективность, а эффективность стальных футеровок на упругой прокладке и резиновой футеровки определяются по отношению к пластине со стальной футеровкой, т.е. фактическая эффективность.

Исследования Кремера Л. И Заборова В.И., в предположении, что расчетной схемой являются плиты, на которой расположены не связанные между собой элементы, лежащие на упругом основании, показали, что в диапазоне частот $f > (2 \div 3) f_o$ (f_o – собственная частота колебаний элементов на упругой прокладке), снижение ударного шума может достигать 12 дБ/октаву.

В последующем, при исследовании футеровок мельниц, уложенных на упругих прокладках из резины средней твердости, установлено существенное влияние на снижение ударного шума коэффициента формы прокладки K_{ϕ} и наличия связи между футеровкой и несущей плитой.

Для случая использования резинометаллических шайб в узлах крепления стальной футеровки с несущей пластиной и для значений $h_{\phi} \approx (3 \div 4)h_0$ величина снижения ударного шума определяется из выражения

$$\Delta L'_{y\phi} = 20 \lg \alpha + 10 \lg \frac{m_{\phi}}{m_{np}} - \Delta L_{y\phi} - 3, \text{ для } f \geq 3f_0, \quad (10)$$

где $\alpha = f/f_0$; $f_0 = \frac{1}{2\pi} \sqrt{K/m_{\phi}}$ - частота собственных колебаний на упругой прокладке; m_{np} , m_{ϕ} , m_0 - соответственно масса единицы площади прокладки, футеровки и несущей пластины; $K = E_g / K_{\phi} \cdot h_{np}$ - динамическая жесткость упругой прокладки; E_g - динамический модуль упругости прокладки; h_{np} - толщина прокладки.

Результаты анализа выражения (10) показывают, что в диапазоне частот $f \leq 1,3f_0$ величина $\Delta L'_{y\phi}$ находится в пределах $4 \div 5$ дБ и затем возрастает, но не более 6 дБ/октаву. Для коэффициента формы $K_{\phi} = 0,12$ фактическое снижение ударного шума до величины 6 дБ/октаву начинается с частоты от 250 Гц.

Снижение излучения футеровки на упругой прокладке определяется из выражения

$$\Delta L_{из} = 10 \lg \frac{\eta_{\phi}}{\eta_{кн}} \text{ для } \eta_{\phi} < \eta_{кн}, \quad (11)$$

где η_{ϕ} - коэффициент потерь на внутреннее трение материала футеровки.

Для оценки снижения ударного шума резиновыми футеровками использовано выражение

$$\Delta L''_{y\phi} = 40 \lg \frac{f}{f_0} - \Delta L_{y\phi}, \quad (12)$$

где $f_0 = 0,465/\tau$ - собственная частота колебаний кусков материала на резиновой футеровке, Гц; τ - величина продолжительности удара, с.

Для прокладок толщиной более 20 мм и приведенного диаметра кусков транспортируемого материала более 50 мм время соударения практически остается мало зависящим от этих величин и достигает $(5 \div 6) \cdot 10^{-3}$ с.

Согласно первой составляющей правой части выражения $\Delta L''_{y\phi}$ снижение ударного шума проявляется в диапазоне частот от 100 Гц, а фактическая эффективность - с частоты 150 Гц и выше.

Снижение излучения ударного шума резиновой футеровкой определяется из выражения

$$\Delta L_{из} = 10 \lg \frac{\eta_p E_p}{\eta_{кн} E_{ст}} \text{ для } \eta_p \gg \eta_{кн}, E_p \ll E_{ст}, \quad (13)$$

где η_p и E_p - собственный коэффициент потерь и модуль упругости материала резиновой футеровки; $E_{ст}$ - модуль упругости стали.

Выводы и направление дальнейших исследований. 1. Результаты исследований позволили оценить величины и диапазоны частот в которых достигается снижение ударного шума от $6 \div 8$ дБ для стальных футеровок и до $6 \div 12$ дБ/октаву при применении футеровок на упругих прокладках и для резиновых футеровок соответственно.

2. Сделана попытка оценить особенности излучения шума стальными футеровками за счет изменения коэффициентов внутренних потерь и учета акустической жесткости для резиновой футеровки.

3. Дальнейшие работы должны проводиться с целью разработки резинометаллических футеровок, различного типа специальных защитных конструкций и исследованию эффективности снижения ими ударного шума, а также обеспечения защиты перегрузочных устройств от износа.

Список литературы

1. Конограй Б.Я. Шум вибрационных грохотов и пути его снижения / Конограй Б.Я., Афанасьев В.Д. // Сб. трудов НИГРИ.-1968.- №9.- Кривой Рог. - С.17-23
2. Конограй Б.Я. Борьба с шумом и вибрациями на предприятиях горнорудной промышленности. / Конограй Б.Я., Животовский А.А., Афанасьев В.Д. // Отчет о НИР по теме №9-63. -№ гос. регист.68000513.-Кривой Рог. - Почтовый ящик Г-4877.-1968.- С.172.
3. Афанасьев В.Д. Методы борьбы с шумом и вибрациями в горнорудной промышленности /Афанасьев В.Д., Животовский А.А., Калинин В.Ф., Конограй Б.Я.// -К. УкрНИИТИ. -1969.- С.40.
4. Калмыков А.В. Борьба с пылью и шумом на обогатительных фабриках. / Калмыков А.В., Журбинский Л.Ф. //- М. : Недра.- 1984.- С.222.

5. Заборов В.И. Теория звукоизоляции ограждающих конструкций. / Заборов В.И. // Изд. 2-е перераб. и доп.-М.: Стройиздат.- 1969.- С.185.
6. Бородинский Л.С. Снижение структурного шума в судовых помещениях./ Бородинский Л.С., Спиридонов В.М. // Л.: Судостроение.-1974.- С.219.
7. Артоболевский И.И. Введение в акустическую динамику машин / Артоболевский И.И., Бобровницкий Ю.И., Генкин М.Д. // - М.: Наука. -1979.-С.295.
8. Коврыгин С.Д. Борьба с шумом в гражданских зданиях (Ударные и структурные шумы). / Коврыгин С.Д., Захаров А.В., Герасимов А.И. // -М.: Стройиздат. - 1069.- С.327.
9. Герман С.Д. Инженерный расчет коэффициента восстановления при ударе./ Герман С.Д., Сильверстов И.Н., Карпухин И.И. // Сб. Обработка материала давлением. Кузнечно-штамповое производство. - 2006.- №6.- С.7-10.
10. Клюкин И.И. Борьба с шумом и звуковой вибрацией на судах. / Клюкин И.И. // Л. Судостроение.- 1971.- С.416.
11. Заборов В.И. Борьба с шумом методами звукоизоляции./ Заборов В.И., Клячко Л.Н., Росин Г.С.//М.: Стройиздат.- 1964.- С.122.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 622.405

В.В. ГЛАДИР, канд. техн. наук, доц., ДП "НДІБП"

ОРГАНІЗАЦІЯ РАДІАЦІЙНОГО КОНТРОЛЮ НА ШАХТАХ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

У статті розглядається управління радіаційними параметрами шахт Криворізького залізорудного басейну та розроблення засобів і способів боротьби з радоном і ДПР.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Джерелами радіаційної небезпеки на Криворізьких залізорудних рудниках є природні радіонукліди ряду урану - 238 та торію - 232, які знаходяться в руді та гірських породах. Радіаційний стан на шахтах Кривбасу характеризується чотирма радіаційними факторами:

- пилорадіаційним, що обумовлений присутністю згаданих радіонуклідів;
- радоном;
- дочірніми продуктами розпаду радону і торону (ДПР і ДПТ);
- зовнішнім гама-випромінюванням.

Наявність техногенно-підсиленого джерела природного походження може створювати ризик онкологічних захворювань. Так науково-дослідним інститутом промислової медицини Міністерства охорони здоров'я України (НДІПМ) [1] встановлено, що рівень захворюваності на рак легенів підземних працівників Криворізьких залізорудних шахт за 20 років (1970-1989) є високим і у чоловічої статі перевищує середній рівень по місту Кривому Рогу у 2,7 рази. Однак незважаючи на це, змін в системі менеджменту безпеки праці та охорони здоров'я на залізорудних шахтах в цьому напрямку не спостерігається.

Постановка завдання. Як показали дослідження науково-дослідного інституту безпеки праці та екології в гірничорудній і металургійній промисловості (ДП «НДІБП») [1,2] з чотирьох наявних радіаційних факторів, що мають місце на залізорудних штатах найбільш вагомим, який впливає на загальний санітарно-гігієнічний стан є наявність радону (торону) і ДПР (ДПТ).

Ці забруднювачі рудникової атмосфери надходять у діючі виробки з відшарованих поверхонь гірничих порід, не ізолюваних гірничих виробок та зони обвалень. Відповідно до цього, управління інтенсивністю надходження радону може здійснюватися такими шляхами:

ізоляція зони обвалення шахти і гірничих виробок, які з'єднують її з діючими (робочими) горизонтами;

налагоджування примусової вентиляції очисних та прохідницьких вибоїв, яка забезпечувала б нормальні санітарно-гігієнічні параметри рудникового повітря по фактору «радон».

Але, перш за все, для визначення необхідних обсягів і видів робіт необхідно провести обстеження радіаційної обстановки. В подальшому важливе місце в цих заходах посідає організація робіт з радіаційного контролю. Тому метою цієї роботи є опрацювання управлінських рішень, які дозволяють визначити необхідність і доцільність проведення регламентних заходів на кожній залізорудній шахті.

Викладення матеріалу та результати. Відповідно до норм радіаційної безпеки України (НРБУ-97) [3] встановлено три рівня дозового опромінення техногенно підсиленими джерела-

ми природного походження (без врахування дози фонового опромінення) згідно з якими повинен (або не повинен) здійснюватися радіаційний контроль.

Якщо у виробничих умовах річна ефективна доза опромінення не перевищує 1 мЗв, то контроль і облік природної компоненти гірників не обов'язковий (п. 5.1. 3 НРБ У-97).

При ефективних дозах опромінення працівників від 1 до 5 мЗв на рік, вводиться система періодичного радіаційного контролю цього радіаційного фактора.

У випадку, коли природна компонента опромінення працівників перевищує 5 мЗв на рік, розробляються заходи щодо зниження величини виробничого опромінення від природних джерел до значень менших 5 мЗв на рік. Комплекс таких захисних заходів погоджується з органами Державної санітарно-епідеміологічної служби Міністерства охорони здоров'я України. У випадку неможливості зниження ефективної дози до величини меншої за 5 мЗв на рік на підприємстві вводиться постійний радіаційний контроль.

Відповідно до викладеного пропонується всі шахти за ступенем радонової небезпеки розділити на три категорії:

радонобезпечні у яких річна ефективна доза опромінення не перевищує 1 мЗв;

помірно радонобезпечні, річна ефективна доза більше 1 мЗв, але менше 5 мЗв;

радонобезпечні, річна ефективна доза перевищує 5 мЗв.

Для визначення категорії радонебезпечності залізрудних шахт необхідно провести їх попереднє обстеження. При попередньому обстеженні вибираються контрольні точки, в яких можуть очікуватися найбільші значення радіоактивності повітря. До них відносяться точки, які розташовані:

на кінцевих ділянках вентиляційної системи шахти;

у виробках з значними притоками підземних вод (у місці виходу води або по ходу вентиляційного струменю);

у зонах значних порушень геологічних структур;

у слабо провітрюваних виробках (очисні і прохідницькі вибої, бурові камери і те інше);

поблизу зон обвалень (по ходу вентиляції) не ізолюваних відпрацьованих виробок.

Річна ефективна доза опромінення працівників (E_n) по фактору радон (торон) і ДПР (ДПТ) визначається за формулою, м³

$$E_n = E_{\text{ДПР}} + E_{\text{ДПТ}} + E_u + E_{\text{Th}}, \quad (1)$$

де $E_{\text{ДПР}}$, $E_{\text{ДПТ}}$, E_u , E_{Th} - відповідно річні ефективні дози від опромінення ДПР, ДПТ, аерозолями довго існуючих альфа-випромінюючих радіонуклідів уранового і торієвого рядів.

Річна ефективна доза опромінення від дочірніх продуктів розпаду радону визначається за формулою, м³

$$E_{\text{ДПР}} = 9,79 \cdot 10^{-6} \cdot T_i \cdot \bar{C}_{\text{ДПР}}, \quad (2)$$

де T_i - час зайнятості в конкретних виробничих умовах, годин; $9,79 \cdot 10^{-6}$ - коефіцієнт переходу від експозиції по ДПР до дози опромінення мЗв·Бк⁻¹·год⁻¹·м³.

Річна ефективна доза опромінення від дочірніх продуктів розпаду торону визначається за формулою, м³

$$E_{\text{ДПТ}} = 4,0 \cdot 10^{-5} \cdot T_i \cdot \bar{C}_{\text{ДПТ}}, \quad (3)$$

де $4,0 \cdot 10^{-5}$ - коефіцієнт переходу від експозиції по ДПТ до дози опромінення мЗв·Бк⁻¹·год⁻¹·м³.

Річна ефективна доза опромінення аерозолями довго існуючих альфа-випромінюючих радіонуклідів уранового ряду при відсутності зрушення рівноваги в ряді визначається, м³

$$E_u = 0,12 \cdot T_i \cdot \bar{C}_u, \quad (4)$$

де 0,12 - дозовий коефіцієнт для суми довгоіснуючих альфа-випромінюючих радіонуклідів уранового ряду з урахуванням середньої швидкості дихання 1,2 мЗв·год⁻¹ (НРБУ-97), мЗв·Бк⁻¹·год⁻¹·м³.

Річна ефективна доза опромінення довгоіснуючими альфа-випромінюючими радіонуклідами торієвого ряду при відсутності зрушення рівноваги в ряді визначається, м³

$$E_{\text{Th}} = 0,3 \cdot T_i \cdot \bar{C}_{\text{Th}}, \quad (5)$$

де 0,3 - дозовий коефіцієнт для суми довго існуючих альфа- випромінюючих радіонуклідів торієвого ряду з урахування середньої швидкості дихання 1,2 мЗв·год⁻¹ (НРБУ-97), мЗв·Бк⁻¹·год⁻¹·м³.

У формулах (2)-(5) $\bar{C}_{\text{ДПР}}$, $\bar{C}_{\text{ДПТ}}$, $\bar{C}_u$, $\bar{C}_{\text{Th}}$, розраховується за результатами n-одиничних вимірів цих показників на робочих місцях (у точках контролю) за такими формулами, Бк·м³

$$\bar{C}_{ДПР} = \sum_i^n C_{ДПР} / n \quad (6)$$

$$\bar{C}_{ДПТ} = \sum_i^n C_{ДПТ} / n, \quad (7)$$

$$\bar{C}_U = \sum_i^n C_U / n, \quad (8)$$

$$C_{Th} = \sum_i^n C_{Th} / n. \quad (9)$$

Вимірювання радіаційно небезпечних факторів проводяться відповідною службою шахти (рудника, тресту, комбінату, об'єднання) по плану-графіку, складеного відповідальною особою, призначеною наказом (розпорядженням). План-графік затверджується технічним керівником шахти (руднику, тресту, комбінату, об'єднання). Після проведення вимірювань відповідальна особа заповнює протокол, який у нього і зберігається. Відповідальна особа на шахті (руднику, тресті, комбінаті, об'єднанні) призначається тільки при наявності радіаційнонебезпечних факторів та введенні періодичного чи постійного контролю.

Слід зауважити, що всі виробничі об'єднання з видобування залізної руди не є прибічниками введенням якого б то не було радіаційного контролю, так як це пов'язано з певними матеріальними витратами на проведення радіаційних вимірювань, придбання вимірювальних приладів та організацією відповідних служб. Тому не зважаючи на наказ Міністра Мінпромполітики України (№90 від 22.03.2005) щодо введення в чинність настанови СОУ - Н МПП 17.240 - 046:2005 «Контроль радіаційної обстановки на залізничних шахтах України» [4] і необхідність створення нормальних санітарно – гігієнічних умов праці гірників, зрушень у цьому питанні не має.

Висновки. Для зменшення рівня онкозахворювань гірників та створення системи менеджменту радіаційного контролю на залізничних шахтах України необхідно:

- провести попередній радіаційний контроль;
- визначити радононебезпечні прохідницькі, очисні вибої та технологічні експлуатаційні камери;
- визначити річну ефективну дозу опромінення підземних працівників;
- визначити ступінь радонової небезпеки і встановити категорію шахти щодо радонобезпечності;
- визначити доцільність проведення радіаційного контролю, а у випадку його необхідності визначити вид та періодичність.

Список літератури

1. Отчет о НИР «Определение реального загрязнения радоном и продуктами его распада производственной среды, изучение взаимосвязи заболеваемости горнорабочих с условиями труда и разработка профилактических мероприятий по их улучшению и снижению уровня заболеваемости» Рук. Гагауз Ф.Г.; № гос регистрации 0195U020365. Кривой Рог, 1997, 162с.

2. Звіт про НДР «Розроблення ефективних засобів зниження припливу повітря через зони обвалення з метою усунення родону і догірних продуктів розпаду в очисні вибоїни». № держ.реєстрації 0103U000595.Кривий Ріг 2005.

3. Норми радіаційної безпеки України (НРБУ-97), Київ, 1997, - с

4. СОУ-Н. МПП 17.240 – 046:2005 «Контроль радіаційної обстановки на залізничних шахтах України». Мінпромполітики України, 2005, 14 с.

Рукопись поступила в редакцию 03.04.12

УДК 622. 646

Н.И. СТУПНИК, канд. техн. наук, проф., М.И. КУДРЯВЦЕВ, канд. техн. наук, доц.,
Т.С. ГРИЩЕНКО, ст. преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ ВЛАЖНОСТИ РУДЫ НА ПОКАЗАТЕЛИ ВЫПУСКА

Исследовано в лабораторных условиях влияние влажности руды на объемы выпуска гетит-гематитовой чистой и разубоженной руды.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время шахты Кривбасса разрабатывают железные гетит-гематит-мартитовые и гетит-гематитовые руды весьма низкой устойчивости, залегающие в южной части месторождения, которые разрабатываются шахтами №1 им. Артема, «Родина» и частично шахтой «Октябрьская». Северная часть

месторождения представлена неустойчивыми и средней устойчивости рудами, которые разрабатывают шахты «Октябрьская», им. Фрунзе, «Юбилейная», «Гвардейская» и им. Ленина.

Подземные воды Криворожского бассейна приурочены к толще кристаллических пород всячего бока в южной его части прослеживаются сильно обводненные карбонатные породы вплоть до шахты им. Фрунзе [1].

На степень обводненности железных руд не малую роль играют также поверхностные воды карьеров ЦГОКа, которые проникают на рабочие горизонты ш. «Октябрьская» по трещинам пород всячего бока. Объемы вод поступающих в шахту зависят от времен года и метеорологических условий. В связи с этим существует вероятность их проникновения в блоки отбитой руды после дренажа шахтных вод. Это обстоятельство может отрицательно повлиять на сыпучесть руды и, как следствие, показатели ее извлечения.

Анализ исследований и публикаций. Физические свойства сыпучих материалов изучались многими учеными. Академик Г.М. Малахов изучал влияние влажности на сыпучесть обрушенной руды в натурных условиях в 19 панелях шахт южного крыла Криворожского месторождения на глубине от 180 м (шахта «Гигант») до 378 м (шахта «Новая», ныне шахта «Родина»). Результаты экспериментов показали, «что обрушенная руда выпускается сравнительно легко при содержании в ней влаги, не превышающей 7 % и при наличии пылеватых и глинистых частиц до 6 %». При увеличении пылеватых и глинистых частиц до 14 % отбитая руда слеживается, вследствие чего, образуются пустоты в виде сводов. При их ликвидации процесс выпуска продолжается с периодическими заторами или вытянутыми пустотами [2]. Как показывает практика выпуска обрушенной руды на глубоких горизонтах процессы сводо- и трубообразования учащаются. Повидимому, это связано с увеличением ее влажности и горного давления.

Исследования, проведенные в лабораторных условиях, показали, что при выпуске гетит-гематитовой руды фракции 1-5 мм в зависимости от ее влажности от 0,18 до 6,1 % уменьшается количество, как чистой, так и разубоженной руды [3].

Постановка задачи. С увеличением глубины разработки рудных залежей Криворожского месторождения притоки шахтных вод на рабочие горизонты растут, в связи с чем на практике не редко обрушают руду, не дожидаясь полного завершения ее дренажа, чтобы приступить к выпуску руды до развития интенсивного горного давления на выемочные единицы. При этом, необходимо учитывать и вероятность проникновения поверхностных вод из карьеров ЦГОКа.

Поэтому с целью оценки влияния степени влажности обрушенной руды на показатели ее извлечения авторами статьи была поставлена задача - провести экспериментальные лабораторные исследования по изучению влияния влажности руды на показатели ее выпуска из модели.

Изложение направлений и результатов исследований. Известно, что с увеличением влажности процесс ее выпуска ухудшается. Однако до настоящего времени не изучены закономерности влияния влажности на объемы выпуска чистой и разубоженной руды в зависимости от толщины ее слоев. С целью изучения этой проблемы нами в лабораторных условиях были проведены специальные экспериментальные исследования. Опыты проводились на объемной деревянной модели высотой 1,0 м с плоским дном площадью 900 см², выполненной в масштабе 1:100 по отношению к шахтным условиям. Руду выпускали из отверстия диаметром 2 см в центре дна. В начале выпускали чистую руду фракции 1-5 мм из слоя высотой 15 см, над которым находился слой песка толщиной 85 см такой же фракции и влажности.

Было проведено три опыта по выпуску чистой и разубоженной руды влажностью 0,2, 3,0 и 6,0 %. В начале выпускали чистую руду до начала ее разубоживания, а затем приступали к выпуску разубоженной руды.

При достижении ее весового разубоживания 20 % эксперимент по ее извлечению прекращали. Объемы выпущенной чистой и разубоженной руды измерялись в мерных сосудах и взвешивались. Аналогичным образом проводился эксперимент по выпуску чистой и разубоженной руды такой же влажности из слоя высотой 30 см.

По объемам выпущенной чистой руды определяли средние углы β^0 движения ее частиц к выпускному отверстию в зависимости от степени влажности. Результаты исследований приведены в табл. 1.

Из таблицы видно, что при выпуске руды до начала разубоживания из слоя 15 см при влажности 0,2, 3,0, 6,0 % объемы ее уменьшались соответственно от 390 до 314 и 220 см³. При выпуске чистой такой же влажности руды из слоя толщиной 30 см объемы ее соответственно составили: 300, 1700 и 1130 см³.

Показатели извлечения руды в зависимости от влажности и толщины ее слоя

Показатели выпуска чистой руды	Параметры слоев и влажности, извлекаемой руды до начала разубоживания					
	0,2		3,0		6,0	
Влажность руды, %	15		30		15	
Толщина слоя, см	390		2300		220	
Объемы извлеченной чистой руды, см ³	2,974		2,974		4,638	
Тангенс угла β , (tg β)	71°24'		74°00'		77°50'	
Средний угол движения частиц руды к выпускному отверстию, град.	1,0		0,8		0,77	
Соотношение объемов выпущенной руды в зависимости от ее влажности	1,0		5,9		1,0	
Соотношение объемов выпущенной руды в зависимости от толщины слоя	1,0		5,6		5,14	

Из приведенных результатов исследований видно, что с увеличением влажности от 0,2 до 6 %, извлечение чистой руды уменьшилось примерно в 2 раза. При этом с увеличением толщины слоя руды в два раза, с 15 до 30 см, объемы извлеченной чистой руды возросли более чем в 5 раз.

Как показали экспериментальные исследования в работе [4], частицы сыпучего материала в объеме фигуры выпуска перемещаются к выпускному отверстию по траекториям под углами от 90° до минимального угла внутреннего трения φ . Частицы руды, находящиеся на расстоянии, равном величине полуоси эллипсоида, перемещаются к выпускному отверстию под средним углом β° , который определяется из выражения, град.

$$\beta = (90 + \varphi)/2. \quad (1)$$

Величина угла φ характеризует сыпучесть среды, а угол β величину малой полуоси эллипсоида выпуска. При известной толщине выпускаемого слоя $H_{\text{сл}}$ можно определить объем фигуры выпуска Q из выражения

$$Q = 0,52 H_{\text{сл}} ((H_{\text{сл}}/\text{tg} \beta) + d)^2, \quad (2)$$

где β - средний угол движения частиц руды к выпускному отверстию, град; φ - минимальный угол внутреннего трения, град; $H_{\text{сл}}$ - толщина слоя обрушенной руды, м; $\text{tg} \varphi$ - величина тангенса угла β ; d - диаметр выпускного отверстия, м.

Зная объем выпущенной чистой руды Q из выпускаемого слоя известной толщины $H_{\text{сл}}$ и диаметр выпускного отверстия d нетрудно определить величину $\text{tg} \beta$ из выражения

$$\text{tg} \beta = \frac{H_{\text{сл}}}{1,38 \sqrt{Q/H_{\text{сл}}} + d}. \quad (3)$$

По известной величине объемов чистой руды, выпущенной до начала разубоживания Q , толщине ее слоя $H_{\text{сл}}$ и диаметра выпускного отверстия из формулы (3) были определены средние углы движения частиц выпущенной руды к выпускному отверстию.

Из таблицы видно, что средние углы движения частиц руды при ее влажности 0,2; 3,0 и 6,0 % соответственно равны 71° 24', 74° 00' и 77° 50'. Это свидетельствует о том, что при росте влажности руды, средние углы движения увеличиваются, а объем фигуры выпуска уменьшается, поскольку ее частицы с ростом влажности ухудшают свою сыпучесть. При толщине слоя руды 15 см и влажности 6 % объем ее сокращается в два раза по отношению к объему выпущенной чистой руды влажностью 0,2 %. Объемы выпущенной руды из слоя 30 см более, чем в 5 раз превышают извлеченные объемы чистой руды из слоя 15 см.

В натуральных условиях невозможно определить точные результаты выпуска руды из каждого выпускного отверстия и в целом по блоку без определения сыпучих свойств руды, особенно без определения степени влажности. Не зная ожидаемых параметров объема эллипсоида выпуска обрушенной руды в конкретных условиях, невозможно спроектировать удачный проект на отработку выемочной единицы, который бы обеспечил минимальные потери и разубоживание полезного ископаемого.

Для определения угла внутреннего трения φ и среднего угла движения кусков руды β необходимо знать степень ее влажности. Для этого периодически необходимо брать пробы на влажность руды из первой экспериментальной нечетной дучки. Объемы выпущенной чистой и разубоженной руды необходимо фиксировать посменно количество отгруженных вагонеток.

После завершения эксперимента по извлечению руды из первой нечетной дучки нужно продолжить выпуск чистой руды из нечетных дучек. Затем приступить к выпуску чистой и разубоженной руды из четных дучек в любой последовательности. Такая последовательность выпуска руды из панели, как показывают эксперименты в лабораторных условиях, позволит обеспечить максимальное извлечение чистой и разубоженной руды из выемочных единиц (панели или подэтажа).

Список литературы

1. Чернокур В.Р., Шкребло Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с подэтажным обрушением / В.Р. Чернокур, Г.С. шкребло, В.И.Шелегеда. // М.: Недра, 1992. – С. 4-11.
2. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска обрушенной руды / Г.М. Малахов, В.Р.Безух, П.Д. Петренко. // М.: Недра, 1968. – С. 40-46.
3. Кудрявцев М.С. Зависимость разубоживания руды от влажности. Разраб. рудн. месторожд. - К. - «Техника», 1979. - С. 70-72.
4. Кудрявцев М.С. Дисс. канд. техн. наук, Криворожский горнорудный институт, 1967. - С. 52-56.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.12

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ, канд. техн. наук, доц., Ю.О. БРИТВИН, студ.
НТУУ "Київський політехнічний інститут"

ВСТАНОВЛЕННЯ ЕФЕКТИВНИХ ПАРАМЕТРІВ БАГАТОТОЧКОВОГО ІНІЦІАТОРА ПРИ РУЙНУВАННІ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ СВЕРДЛОВИННОГО ЗАРЯДУ

Проведено аналіз способів реалізації багатоточкового ініціювання свердловинних зарядів. Визначено сумарний імпульс ударної хвилі, який діє від точкових детонаторів багатоточкового ініціатора, та здійснене його порівняння з імпульсом від лінійного ініціювання. Встановлені ефективні параметри багатоточкового ініціювання в порівнянні з лінійним.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Методи керування енергією вибуху на кар'єрах умовно поділяють на дві основні групи [1]. До першої групи належать методи, в яких передбачена взаємодія свердловинних зарядів вибухових речовин (ВР). Це короткосповільнене підривання, внутрішньосвердловинне сповільнення, а також система зустрічного ініціювання свердловинних зарядів. Друга група характеризується методами, орієнтованими на максимальне використання енергії вибуху окремого заряду. До них належать застосування повітряних та інертних проміжків у свердловинних зарядах, розміщення детонатора у нижній частині заряду, лінійне, багатоточкове та зустрічне ініціювання, формування заряду в оболонках, діаметр яких менший за діаметр свердловини.

Незважаючи на значну кількість запропонованих методів, які забезпечують підвищення ефективності руйнування масиву гірських порід, багато з них або не застосовуються на виробництві внаслідок їх нетехнологічності, або застосовуються неефективно. Це стосується, зокрема, деяких систем ініціювання за допомогою детонуючого шнура (ДШ). Детонаційна хвиля, яка проходить по ДШ, викликає низькошвидкісне (1,2...1,7 м/с) вибухове перетворення значної частини заряду до приходу детонаційної хвилі від вибуху проміжного детонатора. У випадку нижнього ініціювання втрачається від 15 до 30% енергії вибуху. Для запобігання втратам енергії вибуху рекомендується до застосування багатоточкове і лінійне ініціювання.

Аналіз досліджень і публікацій. Впродовж останніх років було розроблено декілька конструкцій лінійного ініціатора. Однак, незважаючи на високу ефективність лінійного ініціювання, ні одна з конструкцій не була впроваджена у виробництво. Це пояснюється або їх незручністю в застосуванні, або високою вартістю.

Чисельними дослідженнями встановлені ефективність і доцільність застосування багатоточкового ініціювання в порівнянні з традиційними методами ініціювання зарядів ВР [2-4]. Воно, при відповідних параметрах, має переваги лінійного ініціювання, однак значно дешевше і зручніше в застосуванні. Зокрема, автори роботи [2] розміщували проміжні детонатори по осі заряду. Відстань між точками ініціювання становила 1 м. Встановлено, що при підриванні свердловинних зарядів час дії продуктів детонації в зарядній камері збільшується в декілька разів в порівнянні зі звичайним способом підривання.

Дослідження [3], виконані для визначення оптимальної відстані між точками ініціювання, дозволили встановити, що відстань між бойовиками, розміщеними по осі заряду, повинна становити 5 - 14 діаметрів заряду. Дослідницькі вибухи показали, що для діаметра свердловин 118 мм найкраще подрібнення пісковиків досягається при відстані між бойовиками 1,5 м. При збільшенні діаметра свердловин оптимальна відстань між бойовиками збільшується і становить приблизно 10 діаметрів заряду. В роботі [4] розглядається підірвання зарядів ВР багатоточковим ініціатором, в якому бойовики розміщені на двох нитках ДШ. Автор пропонує зміщувати точки ініціювання відносно осі циліндричного заряду до стінок свердловини в шаховому порядку. Таке асиметричне багатоточкове ініціювання заряду дозволить підсилити ефект багатозарядового навантаження руйнованого середовища.

Постановка задачі. Розглянуті конструкції свердловинного заряду не надають однозначного рішення по параметрах ініціатора, способу реалізації багатоточкового ініціювання та ефективності його застосування в порівнянні з лінійним ініціюванням. Тому задачею даної роботи є обґрунтування ефективних параметрів багатоточкового ініціатора при підірванні свердловинних зарядів різних типів ВР.

Викладення матеріалу та результати. Дослідженнями встановлено, що ефективність дії вибуху встановлюється значенням тиску на фронті ударної хвилі, який діє на стінки свердловини [5]. Припустимо, що сумарне значення імпульсу ударної хвилі від багатоточкового ініціатора по довжині свердловини залежить від відстані між точками ініціювання. Тому для встановлення оптимальної відстані між бойовиками визначимо сумарний імпульс ударної хвилі, яка діє від точкових детонаторів багатоточкового ініціатора, розміщених на певній відстані H один від одного, і порівняємо його з імпульсом від лінійного ініціювання на цій же відстані [6].

Розглянемо випадок ініціювання двох точкових детонаторів 1 і 2 багатоточкового ініціатора (рис. 1).

Після їх ініціювання від першого, а потім другого детонатора починають поширюватися сферичні ударні хвилі по ВР. До моменту їх зустрічі сферична хвиля від першого детонатора проходить відстань h_1 , а від другого – h_2 .

У цьому випадку час зустрічі ударних хвиль від кожного з бойовиків буде визначатися

$$t = \frac{h_1}{D_{\text{ВР}}} \quad \text{або} \quad t = \frac{H}{D_{\text{ДШ}}} + \frac{h_2}{D_{\text{ВР}}}, \quad (1)$$

де $D_{\text{ВР}}$ - швидкість поширення детонаційної хвилі по ВР, м/с; $D_{\text{ДШ}}$ - швидкість детонації по ДШ, м/с; H - відстань між точковими детонаторами, м.

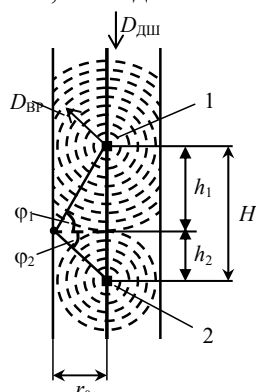


Рис. 1. Схема до розрахунку відстані між точками ініціювання

Розв'язуючи спільно рівняння (1) і враховуючи, що $H=h_1+h_2$, отримаємо

$$h_1 = \frac{H}{2} \left(1 + \frac{D_{\text{ВР}}}{D_{\text{ДШ}}} \right); \quad h_2 = \frac{H}{2} \left(1 - \frac{D_{\text{ВР}}}{D_{\text{ДШ}}} \right). \quad (2)$$

Визначимо сумарний імпульс ударних хвиль від детонаторів 1 і 2 на відрізок H . Згідно з [5] імпульс ударної хвилі, яка падає на перепону під кутом φ , становить

$$i_{\varphi} = i_n (\cos^2 \varphi + \beta \sin^2 \varphi), \quad (3)$$

де i_n - питомий імпульс при $\varphi = 0$; β - параметр, який залежить від властивостей продуктів детонації (показника ізоентропи γ).

Оскільки маємо осьову симетрію, то сумарний імпульс визначиться інтегруванням виразу (3) тільки по h . У цьому випадку

$$I_b = \int_0^{h_1} i_{\varphi_1} dh + \int_0^{h_2} i_{\varphi_2} dh, \quad (4)$$

де i_{φ_1} , i_{φ_2} – імпульси ударної хвилі від детонаторів 1 і 2.

Перейдемо до інтегрування по φ

$$h = r_0 \operatorname{tg} \varphi; \quad \varphi = \arctg \frac{h}{r_0}; \quad dh = \frac{r_0}{\cos^2 \varphi} d\varphi, \quad (5)$$

де r_0 - радіус свердловини, м.

Тоді

$$I_b = i_n r_0 \left(\int_0^{\varphi_1} \left(1 + \beta \frac{\sin \varphi}{\cos^2 \varphi} \right) d\varphi + \int_0^{\varphi_2} \left(1 + \beta \frac{\sin \varphi}{\cos^2 \varphi} \right) d\varphi \right), \quad (6)$$

де

$$\varphi_1 = \arctg \frac{h_1}{r_0} = \arctg \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 + \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right); \quad \varphi_2 = \arctg \frac{h_2}{r_0} = \arctg \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 - \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right). \quad (7)$$

У результаті інтегрування отримаємо

$$I_b = i_n r_0 \left[\arctg \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 + \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) + \arctg \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 - \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) + \right. \\ \left. + \beta \left[\frac{1}{\cos \left(\arctg \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 + \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) \right)} + \frac{1}{\cos \left(\arctg \left(\frac{H}{2r_0} \left(1 - \frac{D_{BP}}{D_{ДШ}} \right) \right) \right)} - 2 \right] \right]. \quad (8)$$

У випадку підривання свердловинного заряду лінійним ініціатором імпульс ударної хвилі, яка падає на стінку свердловини на тому ж відрізьку H буде визначатися як

$$I_l = i_n \int_0^H (\cos^2 \varphi + \beta \sin \varphi) dH. \quad (9)$$

У цьому випадку кут падіння ударної хвилі на стінки свердловини буде постійним

$$\varphi = \arctg \frac{D_{BP}}{D}. \quad (10)$$

Після інтегрування (8) отримаємо

$$I_l = i_n \left[\cos^2 \left(\arctg \frac{D_{BP}}{D} \right) + \beta \sin \left(\arctg \frac{D_{BP}}{D} \right) \right] H. \quad (11)$$

Для встановлення ефективних параметрів ініціатора визначимо різницю відносних імпульсів ударних хвиль між багатоточковим і лінійним ініціюванням, в залежності від H

$$\frac{I_b - I_l}{i_n} = f(H). \quad (12)$$

Розрахунки проведено за таких умов підривання: свердловина радіусом $r_0 = 0,125$ м; швидкість поширення детонації по ДШ $D_{ДШ} = 6200$ м/с; параметр, який залежить від властивостей продуктів детонації вибуху, становить згідно [5] $\beta = 1/16$; швидкість поширення детонаційної хвилі по ВР приймається від 2500 до 5000 м/с.

На рис. 2 та 3 наведено залежності різниці відносних імпульсів ударних хвиль при багатоточковому та лінійному ініціюванні від відстані між бойовиками H для різних конструкцій лінійного ініціатора, які були розроблені і проходили випробування в промислових умовах. Це патронування ВР – Гелекс-650 зі швидкістю детонації $D = 4500$ м/с; чотири і більше нитки ДШЭ-12, $D = 6200$ м/с; лінійний ініціатор свердловинних зарядів (ЛПС), $D = 7800$ м/с. Лінійне ініціювання здійснювалося по осі свердловинного заряду ВР.

Для промислових ВР типу грамоніт 79/21 (швидкість розповсюдження детонації по ВР $D_{ВР} = 3500$ м/с) максимально можлива відстань між проміжними детонаторами в багатоточковому ініціаторі при порівнянні з лінійним ініціатором Гелекс-650 становить 0,32 м, а найбільш ефективна – 0,15 м. При цьому різниця їх відносних імпульсів досягає 0,03 (рис. 2).

При порівнянні з підриванням ДШЭ-12 оптимальна відстань між точками ініціювання дорівнює 0,11 м. Рівність сумарних імпульсів, що діють на стінки свердловини, від дії багатоточкового і лінійного ініціювання досягається при відстані між бойовиками 0,21 м.

Порівняно з ЛПС багатоточкове ініціювання найбільш ефективне при відстані між проміжними детонаторами 0,08 м, різниця відносних імпульсів при цьому становить 0,01. Однаковим за ефективністю використання ініціаторів є відстань між бойовиками 0,13 м.

Найбільш доцільне застосування багатоточкового ініціатора при підриванні емульсійних промислових ВР зі швидкістю детонації $D_{ВР} = 5000$ м/с (рис. 3). Відстань між бойовиками в багатоточковому ініціаторі, при якій досягається найбільша різниця відносних імпульсів ударних хвиль (0,048) порівняно з лінійним ініціюванням Гелексом-650, становить 0,18 м. Рівність відносних імпульсів ударних хвиль спостерігається при відстані 0,44 м.

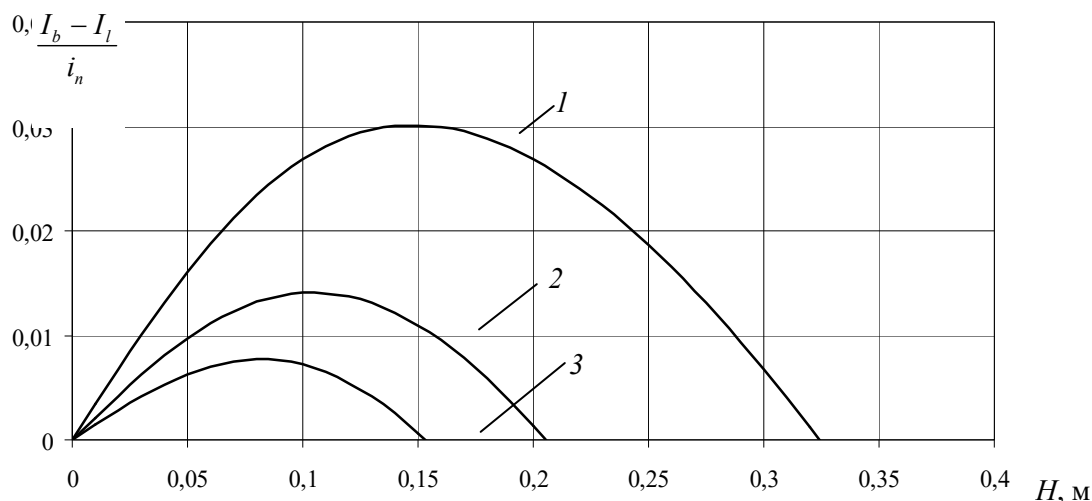


Рис. 2. Залежність різниці відносних імпульсів ударних хвиль при багатоточковому та лінійному ініціюванні при швидкості детонації по заряду $D_{ВР} = 3500$ м/с від значень H для різних конструкцій лінійного ініціатора: 1 – Гелекс-650; 2 – ДШЭ-12; 3 – ЛПС

Використання в якості лінійного ініціатора ниток ДШЭ-12 доцільно лише у випадку порівняння його з багатоточковим ініціатором при відстані між проміжними детонаторами більше ніж 0,27 м. При відстані 0,27 м їх ефективність однакова, а при відстані 0,135 м багатоточковий ініціатор є найбільш ефективним (різниця відносних імпульсів 0,027).

Аналіз залежності різниці відносних імпульсів ударних хвиль при використанні багатоточкового ініціатора та ЛПС від відстані між точками ініціювання показує, що найбільша різниця між імпульсами (0,016) досягається при відстані 0,1 м, а найменша при - 0,19 м.

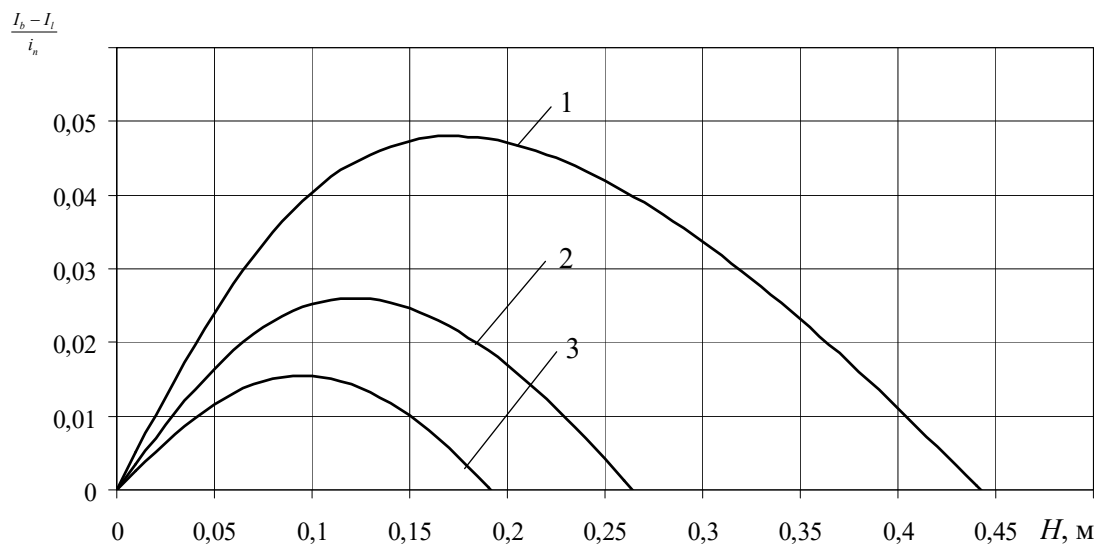


Рис. 3. Залежність різниці відносних імпульсів ударних хвиль при багатоточковому та лінійному ініціюванні при швидкості детонації по заряду $D_{ВР} = 5000$ м/с від значень H для різних конструкцій лінійного ініціатора: 1 – Гелекс-650; 2 – ДШЭ-12; 3 – ЛПС

Висновки та напрямки подальших досліджень. Проведені розрахунки показують, що збільшення швидкості розповсюдження детонації по свердловинному заряду ВР з 2500 до 5000 м/с приводить до підвищення ефективності багатоточкового ініціатора в порівнянні з лінійним. Зокрема, при порівнянні з Гелексом-650 різниця максимальних значень відносних імпульсів ударних хвиль підвищується з 0,016 при $D_{ВР} = 2500$ м/с до 0,048 при $D_{ВР} = 5000$ м/с, тобто в 3 рази. При розгляді багатоточкового ініціювання і лінійного з використанням ДШЭ-12 різниця відносних імпульсів становить 0,007 для швидкості детонації 2500 м/с і 0,027 при $D_{ВР} = 5000$ м/с. Ефективність застосування багатоточкового ініціатора в цьому разі збільшується в 3,9 рази. Порівнюючи багатоточковий ініціатор та ЛІС слід зазначити, що при наведених швидкостях розповсюдження детонації ефективність застосування першого підвищується в 5,3 рази.

Також слід зазначити, що підвищення швидкості детонації ВР сприяє збільшенню відстані між проміжними детонаторами в багатоточковому ініціаторі, що впливає на зменшення його вартості. Зокрема, порівняно з Гелексом-650, відстань між точками ініціювання, яка забезпечує максимальне значення різниці їх відносних імпульсів, для $D_{ВР} = 2500$ м/с становить 0,12 м, а для $D_{ВР} = 5000$ м/с - 0,18 м (збільшується в 1,5 рази). Застосування багатоточкового ініціатора замість ДШЭ-12 дозволить збільшити відстань між бойовиками від 0,1 м до 0,135 м (в 1,35 рази) при зміні швидкості детонації по ВР з 2500 до 5000 м/с відповідно. Найбільша ефективність багатоточкового ініціатора в порівнянні з ЛІС досягається при відстанях між точками ініціювання 0,07 м для швидкості розповсюдження детонації по свердловинному заряду ВР 2500 м/с та 0,1 м для швидкості детонації 5000 м/с, тобто збільшується в 1,43 рази.

У випадку одночасного підривання проміжних детонаторів в багатоточковому ініціаторі ефективність ініціювання в цілому в 1,26-1,47 разів вища за багатоточкове ініціювання на основі ДШ, яке було розглянуто вище, в залежності від типу лінійного ініціатора.

Список літератури

1. Миндели Э. О. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах / Э. О. Миндели, Н. Ф. Кусов, А. А. Корнеев, Г. И. Марцинкевич. – М.: Недра, 1978. – 253 с.
2. Шевкун Е. Б. Управление действием взрыва скважинных зарядов / Шевкун Е. Б. – М.: Наука, 1992. – 181 с.
3. Исследование эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов / [Сеинов Н. П., Марченко Л. Н., Жариков И. Ф., Валиев Б. С., Удачин В. Г.] // Взрыв. дело. – М., 1972. – № 71/28. – С. 102–108.
4. Жариков И. Ф. Рациональные конструкции зарядов при дроблении горных пород взрывом / И. Ф. Жариков // Взрыв. дело. – М., 1986. – № 89/46. – С. 121–136.
5. Воробьев В. В. Промышленные исследования эффективности многоточечного инициирования скважинных зарядов / В. В. Воробьев, В. Т. Щетинин // Проблемы создания новых машин и технологий. Научные труды КГПУ – Кременчуг, 2000. – Вып 2/2000(9). – С. 504–506.
6. Физика взрыва / Под ред. Л. П. Орленко. – Изд. 3-е, переработанное в 2 т. – Т.1 – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002. – 832 с.
7. Фролов О. О. Дослідження впливу параметрів багатоточкового ініціатора на ефективність дії вибуху свердловинного заряду / О. О. Фролов // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2004. – Вип. 10. – С. 70–80.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.12

УДК 502.6

В.В. АБЛЕЦ, канд. геол.-мин. наук, В.А. ТЕРЕЩЕНКО, И.М. ЗАХАРЕНКО,
ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ЗЕМЕЛЬНЫЕ УЧАСТКИ: ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Выделены основные черты земельных участков, характеризующие их как элементы окружающей среды, которые подлежат охране. Обоснована необходимость определения влияния на земельные участки при разработке материалов оценки воздействий планируемой деятельности на окружающую среду.

Проблема и ее связь с научными задачами. В данной статье под земельными участками мы будем подразумевать участки конкретных природных и техногенных территорий при осуществлении градостроительной и проектной деятельности. Если техногенные объекты, например, автодороги и всякого рода искусственные покрытия считать техногенными новообразованиями геологической среды, то земельными участками можно считать приповерхностные части геологической среды (литосферы), которые используются для размещения и эксплуатации разнообразных объектов. Для конкретных земельных участков (территорий) характерны свои особенные процессы и взаимосвязи с окружающей средой. Большая часть человеческой деятельности сопряжена с выполнением всякого рода действий на земной поверхности и с активным ее преобразованием. На земной

поверхности происходит активное физическое и химическое преобразование грунтов. Поверхность земельных участков принимает на себя загрязнения из атмосферного воздуха, различных стоков, производственных и бытовых отходов. При этом сама может служить источником (часто вторичным) загрязнения поверхностных и подземных вод, атмосферного воздуха. На поверхности земельных участков формируется поверхностный сток, питающий поверхностные водные объекты и подземные водоносные горизонты.

До настоящего времени в существующих нормативных документах [1] категория «земельный участок» не выделялась в качестве самостоятельного объекта с точки зрения оценки воздействия на окружающую среду.

Анализ исследований и публикаций. Земельные участки можно рассматривать как объекты: национального богатства и земельных отношений, благоустройства, градостроительства и размещения объектов проектируемой деятельности, землеустройства, охраняемого элемента окружающей природной среды. Данные моменты в достаточной степени детально рассмотрены Земельным Кодексом Украины, Законами Украины «О благоустройстве населенных пунктов», «Об охране земель», «О государственном контроле над использованием и охраной земель», «О землеустройстве», «О регулировании градостроительной деятельности», «Об охране окружающей природной среды», «Об отходах», «О недрах», «О санитарно-эпидемиологическом благополучии населения» и т.д. Земельные участки активно изучаются в ходе топографических работ, инженерно-геологических изысканий, геолого-экологических съемок и т.д.

Несмотря на широко развитую законодательную базу, вопрос охраны земель и земельных участков в строительных нормах представлен достаточно скромно. Мало того, широкая законодательная база не обеспечивает фактическую защиту земель от бесхозяйственности и всякого рода нарушений. Защиту территорий от всякого рода отрицательных воздействий рассматривает ДБН 360-92** (разделы 9 и 10) [2]. Необходимость оценки влияния на участки земли рассмотрена в разделе «Геологическая среда» ДБН А.2.2-1-2003 (п. 2.17) [1], в контексте анализа существующих и прогнозируемых отрицательных и экзогенных процессов и явлений природного и техногенного происхождения, в частности, деформации земной поверхности. Кроме того, разделом «Почвы» (п.2.23-2.24) [1] рассматриваются собственно почвы как таковые без рассмотрения других возможных природных и техногенных грунтов, которыми может быть представлена земная поверхность. Ранее мы анализировали вопрос связи благоустройства городских территорий и снижения загрязнения атмосферного воздуха [3].

Недавно введенный в действие ДСТУ-Н Б Б.1.1-10:2010 [4], к сожалению, не привнес ничего нового в вопросе охраны и оценки территорий, ссылаясь на положения ДБН 360-92** и других уже существующих нормативных документов.

Важным элементом обеспечения устойчивого экологически безопасного развития территорий должен стать градостроительный мониторинг [5].

Постановка задачи. Нашей задачей явилось выделить основные черты земельного участка, характеризующего его как элемент окружающей среды, который подлежит охране и рассмотрению при оценке воздействий планируемой деятельности на окружающую среду. Широкий круг вопросов, связанный с охраной собственно почв, в статье не рассматривался.

Изложение материала и результаты. Строительными нормами ДБН А.2.2-1-2003 [1] предусматривается деление окружающей среды на природную, техногенную и социальную среды. В составе природной среды при оценке воздействий на нее предусмотрено выделение компонентов (разделов): климат и микроклимат, воздушная среда, геологическая среда, водная среда, почвы, растительный и животный мир, заповедные объекты. Деление достаточно простое и понятное: главный классификационный признак – физическая составляющая среды (воздух, вода, горные породы, почвы, фауна и флора, объекты природно-заповедного фонда). Следует отметить, что климат и микроклимат целесообразно было бы рассмотреть подразделом в составе раздела «Воздушная среда», ибо состояние и активность воздушных масс – основная составляющая климата.

Определенного рода сложности возникают, когда в основе разделения природной среды на компоненты мы рассмотрим местоположение сред. Если с воздушной средой и поверхностными водными объектами все однозначно – их можно визуальное и физически более-менее точно вычленивать, то, например, с «подземной частью» водной средой возникают определенные трудности. Подземные воды распространяются там же, где и горные породы, и в данном случае

подземные воды можно рассматривать такой же частью геологической среды, как и горные породы. Почвы представляют собой верхнюю часть геологической среды – измененные под действием климатических факторов и организмов горные породы. Выделение почв в самостоятельный компонент (отдельно от геологической среды) среду определено в некоторой мере особенностями человеческого землепользования, в частности, сельскохозяйственного, и устойчивыми представлениями о значении почвы (земли) как первоисточника пропитания.

Мы бы хотели вычленив из сложной многокомпонентной структуры окружающей среды такой ее элемент, как «земельный участок» или «территория объекта проектирования». Дело в том, что рассмотрение почв в контексте требований ДБН А.2.2-1-2003 [1] не охватывает всего разнообразия состояния поверхности земельных участков и уместно только там, где почвы есть, где необходима их охрана или проведение их восстановления (рекультивации). В разделах «Почвы» и «Геологическая среда» современными нормами [1] не предусмотрена оценка влияния планируемой деятельности на территории, где отсутствует почвенный слой, а также территории, покрытые различного рода искусственными поверхностями. Достаточно отметить, что опасность представляет загрязнение не только почв, но и всяких других поверхностей, например, твердых покрытий промлощадок предприятий или населенных пунктов.

Мощным фактором разностороннего влияния на земную поверхность является проведение подземных и горных работ [6]. Несмотря на это, особенностям оценки такого влияния в современных строительных нормах уделено внимания мало.

Земельный участок (территория, участок земной поверхности) чаще всего рассматривается как ограниченный установленными контурами базис, на котором предусматривается осуществление планируемой деятельности, – основа, на которой с различной пространственной ориентацией будут размещаться проектируемые объекты, здания или сооружения. При этом выполняются определенные планировочные решения и благоустройство, реализуется необходимое соотношение площадей разного назначения, учитываются инженерно-геологические особенности участка и градостроительные ограничения. В то же время, с позиций рассмотрения земельного участка в качестве части окружающей среды, который необходимо охранять и рассматривать при оценке воздействий на окружающую среду, его можно представить как:

- элемент геологической среды (верхней ее части); еще раз повторимся, что почвы, во-первых, являются верхней частью геологической среды (литосферы), во-вторых, не всегда верхняя часть геологической среды представлена почвами;

- элемент гидрологической сети: на земельном участке происходит накопление и движение поверхностного стока;

- элемент подпитки грунтовых вод или, наоборот, их изоляции от поверхностного стока (в случае покрытия участка изолирующими малопроницаемыми материалами и сооружениями);

- элемент, на котором происходят образование, накопление и другие операции по обращению с отходами;

- элемент накопления загрязнений из атмосферного воздуха и выделения загрязняющих веществ в атмосферный воздух;

- элемент техногенной среды – практически вся техногенная деятельность связана с размещением разнообразных объектов на земельных участках.

При всем вышесказанном, на земельных участках в составе указанных элементов при строительстве и эксплуатации объектов активно происходят геохимические процессы с перемещением и накоплением химических веществ, физические процессы с гравитационным перемещением грунтов и геоморфологическими изменениями. Земная поверхность активно включена в разнообразные процессы геологического выветривания. Следует учесть, что эти процессы активны также на заключительных этапах существования промышленных и других объектов: при их ликвидации и в послеликвидационный период. Особенно это характерно для объектов горнорудной промышленности.

Перечисленные составляющие должны в обязательном порядке учитываться при проектировании зданий и сооружений и оценке воздействий проектируемой деятельности на окружающую среду.

Существенное влияние на состояние городских и других территорий производит смыв и гравитационное перемещение рыхлых грунтов. Одной из главных причин миграции мягких природных и насыпных грунтов, в том числе чернозема и суглинков, является несовершенная

планировка территорий, например, несоблюдению требуемых уклонов или некачественное устройство ограждающих и подпорных конструкций. Это приводит к размыву земляных (грунтовых) поверхностей, гравитационному перемещению рыхлых грунтов с плохо закрепленных участков и выносу большого количества грунта ливневыми потоками.

В значительной степени разносит грунт автотранспорт, движущийся по грунтовым покрытиям, что вызвано как низкой культурой водителей, так и отсутствием необходимых автодорог с твердым покрытием, стояночных площадей и разворотных площадок, непродуманностью планировки территорий. Существующие территории промышленных и селитебных зон зачастую не приспособлены к движению крупногабаритного автотранспорта. Не следует забывать, что автотранспорт является сильнейшим источником загрязнения земной поверхности нефтепродуктами.

Настоящей угрозой благоустройству и экологическому состоянию территорий является проведение работ по ремонту старых и строительству новых коммуникаций, проведение других любых строительных работ. Строительные работы являются мощным фактором влияния на геомеханическое равновесие и структуру грунтов. В ходе строительных работ нарушается устоявшаяся в течение миллионов лет стратиграфическая последовательность горных пород, происходит перемешивание природных и техногенных грунтов, размещение в (на) грунтах разнообразных техногенных элементов. В большинстве случаев при строительстве отсутствует технологическая культура выемки, хранения, обратной засыпки вынутого грунта, а также хранения строительных материалов, уборки строительных отходов, восстановления нарушенных твердых покрытий. После строительства на земельных участках обычно остаются различного рода строительные материалы, щебень, брошенные строительные отходы и железобетонные конструкции. Мониторинг экологического состояния и благоустройства территорий на соответствующем законодательству уровне сегодня не проводится.

На земельных участках происходит активное накопление отмерших частей растений (во многих случаях такое накопление растительных остатков играет положительную роль), переносимого ветром мусора, битого стекла, упаковочного материала, пластиковой тары и т.п. Существенный вклад в загрязнение вносит такой фактор, как разрушение зданий, конструкций, различного рода сооружений. Их поверхности подвержены разрушающему действию техногенных и природных факторов. Разрушенный в результате такого воздействия материал накапливается и перемещается по земной поверхности.

В качестве компонентов окружающей среды и объектов экологической оценки существующими нормами не рассматриваются старые техногенные массивы, которые могут занимать огромные площади и иметь место на участках строительства [7]. К ним можно отнести: недействующие свалки коммунальных и промышленных отходов, скопления промышленных отходов в сочетании с горными породами и строительным мусором (очень характерно для мест отвалообразования горных работ), недействующие системы водоснабжения и канализации, неиспользуемые производственные площади, промплощадки ликвидированных предприятий, заброшенные жилые объекты, парники, подвалы, склады, подземные хранилища нефтепродуктов, гаражные комплексы и т.д. Наличие таких и подобных площадей, всякого рода пустырей и заброшенных неконтролируемых территорий, бесчисленных свалок является одной из главных черт современного украинского землепользования.

Экологическое и санитарно-гигиеническое состояние земельных участков во многом определяется уровнем культуры и менталитетом нашего населения. Например, реальной проблемой в последние годы стало вскрытие старых погребов во дворах жилых домов сборщиками металлолома. Образующиеся после вскрытия выемки становятся накопителями мусора, представляют опасность для передвижения населения, особенно пожилых людей и детей, что принципиально противоречит принципам благоустройства, установленным существующим законодательством. К сожалению, подобные вопросы не стали предметом внимания ответственных эксплуатационно-технических служб.

Те или иные земельные площади часто могут быть источниками существенного пылевыведения [3]. Такими участками являются:

улично-дорожная сеть, включая дороги общего пользования, внутриквартальные и другие проезды, площади, стоянки и т.д. Первопричиной пыления является не так сам автотранспорт,

как наличие на поверхности покрытий загрязнений, поднимаемых в атмосферный воздух при движении транспортных средств;

строительные площадки и любые другие зоны ведения строительных работ, выделение пыли происходит от непосредственного проведения строительных работ, при разгрузке и с поверхности размещаемых строительных материалов и отходов;

территории, подвергаемые процессу уборки. Примитивные орудия уборки (метлы из подручного материала) с эффектом «подбрасывания» заметаемого материала, накопление большого количества грунтовых наносов обуславливают при уборке интенсивное пылевыведение, особенно в сухую погоду;

территории с произрастающими аллергенными растениями (особенно амброзией).

К уже отмеченным причинам накопления (образования) на поверхности дорожных и других покрытий загрязнений, в частности, пылеватых частиц, легко поднимаемых в воздух при движении автотранспорта и порывах ветра, добавим следующие:

дорожные и другие покрытия разрушаются (особенно после суровых влажных зим с чередующимися оттепелями и морозами), несвоевременный их ремонт приводит к дальнейшему разрушению поверхности и образованию частиц различной размерности;

на поверхности покрытий накапливается пыль от источников выбросов промышленных предприятий, отсутствие своевременной качественной уборки приводит к ее накоплению и последующему повторному взметыванию в воздух;

применение в зимний период антигололедных низкокачественных гравийно-песчаных и солевых материалов, загрязненных пылеватой (глинисто-алевритовой) составляющей. Это приводит в конце зимнего сезона к накоплению на дорогах значительных количеств пылеватого материала, который после выноса с талой водой гигроскопических солей хлорида магния и натрия является сильнейшим источником загрязнения атмосферного воздуха.

Главный природоохранный принцип обращения с земельными участками может звучать следующим образом. Любая территория, чем бы она не была представлена (почвой сельхозугодий, техногенным грунтом, скальными горными породами, газоном, зоной ведения горных работ, дорогой, дворовой территорией, промплощадкой и т.д.) должна оберегаться от всякого рода загрязнений и нарушений, и сама не быть источником таковых. Другими словами, охранять, благоустраивать и экологически оценивать необходимо всю территорию объектов, а во многих случаях и близлежащие земельные участки. Вторым важным принципом можно назвать такой: должно обеспечиваться максимально возможное сохранение природных характеристик и процессов на земельных участках, в частности, сохранение рельефа, гидрологического и гидрогеологического режимов, почв и других грунтов, растительного покрова (при условии отсутствия опасных проявлений со стороны природных процессов).

Поверхности земельных участков не должны легко разрушаться, в случае разрушения или нахождения в первоначально дезинтегрированном или рыхлом состоянии они должны закрепляться и обеспечиваться мероприятиями против разноса грунтов водными потоками, ветром, транспортом и т.д.

Операции по обращению с производственными и бытовыми отходами, сыпучими технологическими продуктами и строительными материалами должны осуществляться только в организованных и обустроенных местах, имеющих твердое покрытие. Отходы и сыпучие продукты не должны попадать на земную поверхность и разноситься по ней. Разгрузка сыпучих стройматериалов должна обеспечиваться специальными разгрузочными рукавами или тарой. Должен быть запрещен при проведении строительных работ сброс с этажей и крыш строительных отходов, например, старых кровельных материалов (рубероида, черепицы, шифера), сопровождаемый значительным загрязнением грунта и атмосферного воздуха. Для предотвращения разноса бытовых отходов ветром все места их размещения должны быть ограничены сетками или другими приспособлениями.

Не допустима любая необоснованная дезинтеграция грунтов, накопление рыхлых и сыпучих материалов на склонах. Планировочные решения должны быть грамотно выполнены с обязательным

осуществлением противоэрозионных мероприятий, отведения и очистки поверхностного стока. Простым, но очень важным условием предотвращения сползания и разноса грунтов является оконтуривание участков с рыхлыми грунтами достаточно высокими бордюрами или другими барьерами, с одной стороны, предотвращающими гравитационный и водный разнос грунтов, с другой, сдерживающими заезд и движение транспорта по грунтам. Соотношение отметок грунтов и примыкающих бордюров должно предотвращать расползание и вымывание грунтов.

Движение и стоянки автотранспорта на территории селитебных зон и промплощадок предприятий должны быть упорядочены, стояночные места должны иметь твердое покрытие. Необходимо запретить проезд, стоянку, разворот и разгрузку товарного автотранспорта во дворах жилых домов. Важно максимально исключить движение промышленного транспорта по селитебным территориям.

Необходимо установление и выполнение строгих регламентов проведения работ по ремонту и прокладке коммуникаций, а также других любых видов строительных работ с максимальным обеспечением сохранности и чистоты земной поверхности.

С точки зрения оценки воздействий на окружающую среду должны быть разработаны методические документы по оценке влияния на земельные участки, в частности, загрязнения земной поверхности выбросами загрязняющих веществ в атмосферный воздух. Необходимо больше внимания уделить методике оценки разностороннего влияния горных работ на земную поверхность.

Большое значение в охране земельных участков имеет грамотная, рациональная градостроительная организация территорий, обеспечение целевого использования земель, соблюдение установленных ограничений, в том числе санитарно-защитных зон промышленных предприятий, повышение культуры пользования земельными участками. Во многих случаях должен быть введен запрет хозяйственной деятельности на охраняемых территориях и вблизи них.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, земельные участки являются важнейшими объектами окружающей среды, которые должны обеспечиваться экологической оценкой, благоустройством и природоохранными мероприятиями в ходе разработки градостроительной и проектной документации, а также при строительстве и эксплуатации зданий и сооружений. Оценку воздействий на земельные участки и почвы в составе материалов оценки воздействий на окружающую среду [1], по нашему мнению, необходимо рассматривать в составе раздела «Геологическая среда».

Учитывая то, что охрана земельных участков от негативных воздействий является предметом рассмотрения различных наук о земле, а также многочисленных законов и подзаконных актов, авторы отдают себе отчет в том, что затронутая проблема является достаточно сложной и требует дальнейшего исследования.

Список литературы

1. ДБН А.2.2-1-2003. Склад і зміст матеріалів оцінки впливів на навколишнє середовище (ОВНС) при проектуванні і будівництві підприємств, будинків і споруд. – К.: Укрархбудінформ, 2004. – 23 с.
2. ДБН 360-92**. Планування і забудова міських і сільських поселень. Держбуд України. Київ, 2002. – 137 с.
3. **Аблец В.В.** Благоустройство городских территорий и охрана атмосферного воздуха // Матеріали П'ятої науково-практичної конференції «Екологічна безпека техногенно перевантажених регіонів. Оцінка і прогноз екологічних ризиків». АР Крим, м. Ялта. НПП «Екологія Наука Техніка». 2010. С. 100-102.
4. ДСТУ-Н Б Б.1.1-10:2010. Настанова з виконання розділів «Охорона навколишнього природного середовища» у складі містобудівної документації. Склад та вимоги. – К.: Мінрегіонбуд України, 2011. – 12 с.
5. Порядок проведения містобудівного моніторингу. Наказ Мінрегіонбуду від 01.09.2011 № 170. <http://zakon1.rada.gov.ua>.
6. **Аблец В.В., Терещенко В.А.** Экологические аспекты проектирования горнорудных объектов на примере железорудных предприятий // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2008. – № 7. – С. 46-53.
7. **Гальперин А.М., Ферстер В., Шеф Х.-Ю.** Техногенные массивы и охрана природных ресурсов. Учебное пособие для вузов: В 2 т. Т. 2: Старые техногенные загрузки и наземные свалки. – М.: Изд-во Московского горного университета, 2006. – 259 с.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.12

**ДОСЛІДЖЕННЯ МОЖЛИВОСТІ ВИРОЩУВАННЯ ТРАВ
МІСЦЕВОГО ПОХОДЖЕННЯ НА ПИЛОУТВОРЮЮЧИХ ПОВЕРХНЯХ
ВІДСИПАНИХ ВІДВАЛІВ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ КОМБІНАТІВ КРИВБАСУ**

Представлені результати досліджень у рамках нового способу рекультивації пилоутворюючих поверхонь відвалів розкривних порід кар'єру ПАТ «ІнГЗК», який заснований на використанні депонованих стічних осадів. Визначений склад перспективної травосуміші, використання якої може забезпечити закріплення пилоутворюючих поверхонь за один вегетаційний період.

Проблема та зв'язок з науковими та практичними завданнями. Рекультивація відсипаних відвалів розкривних порід залізорудних кар'єрів являється на сьогоднішній день актуальною проблемою для Кривбасу. Відсипані відвали і карти хвостосховищ займають великі площі та розміщені, як правило, поблизу селітебних зон й сільськогосподарських земель. Відомо, що під дією вітрового навантаження з поверхні гірничих об'єктів здувається величезна кількість дрібнодисперсного мінерального пилу, особливо в сухі періоди літа і безсніжні зими, що з одного боку, небезпечно для здоров'я населення прилеглих житлових районів, а з іншого – знижує родючість угідь. Наприклад, з 1 га поверхонь відвалів пустих порід, представлених сумішшю сланців, окислених і безрудних кварцитів, при швидкості вітру 4,2...9,1 м/с зноситься 0,5...4 т дрібнодисперсного пилу за добу [1]. Щорічне здування пилу з поверхні досягає 1...2 см, що в перерахунку на 1 га складає 200...300 т/рік. Ще гострішою є проблема пиловиділення на відвалах, відсипаних з гірських порід легкого механічного складу, з кожного гектара яких може відноситися до 500 т пилу в рік. При цьому загибель сходів зернових культур настає при відкладенні на сільськогосподарських угіддях шару пилу завтовшки 4...5 см [2].

Аналіз досліджень і публікацій. Сучасні способи боротьби з пилінням техногенних поверхонь гірничих об'єктів обґрунтовані на використанні водних розчинів хімічних речовин. Наприклад, природного бішофіту ($\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$), органічних хімічних речовин, сульфітного мила, а останнім часом – органічних відходів виробництва крохмалю та інших [4]. Водними розчинами з необхідною концентрацією цих речовин поливають пилоутворюючі поверхні, із заданою витратою на 1 м^2 площі, утворюючи захисні покриття на пилоутворюючих поверхнях у вигляді кірки або плівки, протидіючих пилоутворенню на відвалах. При цьому вартість закріплення 1 м^2 цими речовинами складає від 0,1 до 0,5 грн., залежно від їх питомих витрат.

Отже, вартість закріплення 1 га площі відсипаних відвалів розкривних порід та сухих пляжів хвостосховища складає від 5 до 10 тис. грн., що є занадто дорого. Ці закріплювачі при всіх своїх перевагах мають ще один суттєвий недолік – вони руйнуються з часом, особливо після проливних дощів, тому не знаходять широкого використання.

Значний внесок у розвиток методів боротьби з пилоутворенням поверхонь відвалів пустих порід зробили вчені Інституту проблем природокористування та екології – чл.-кор. НАН України, д. т. н., проф. А.Г. Шапар та його співробітник к. б. н. О.О. Скрипник. Вони запропонували комплекс методів самовідновлення та активізації відновлення рослинного покриву, які засновані на внесенні у якості добрив у протогрунти обеззаражених сухих та вологих мулових осадів, що утворюються при очищенні стічних вод на районних станціях аерації [3]. Проте запропоновані ними технології виготовлення штучних ґрунтів із добавками мулових осадів на спеціально обладнаних пунктах потребують значних витрат на обладнання цих пунктів, характеризуються складністю обслуговування. Також не визначений чіткий сортамент видів рослин, які б добре приживалися на протогрунтах, без добавок мулових осадів.

Як показує аналіз наукових джерел, найпоширенішим способом утворення рослинного покриву на техногенних об'єктах є екстенсивний спосіб господарювання, або простіше кажучи – самозаростання протогрунтів під впливом природних сил і без втручання в цей процес людини, яке може тривати десятиріччями.

За умов щорічного зростання величини нормативів збору за забруднення атмосферного повітря, і, відповідно, збільшення суми збору за викиди неорганічного пилу, екстенсивний

спосіб господарювання на техногенних об'єктах не має майбутнього. Потрібно впровадження інтенсивних способів закріплення пилоутворюючих поверхонь техногенних об'єктів, які не тільки забезпечують зменшення суми збору пропорційно зменшенню площ, на яких утворюється пил, але й вивільняють гроші, які можна направити на додаткове фінансування екологічних програм на самих підприємствах.

Прогресивні технології, керовані людиною, по створенню рослинного покриву на пилоутворюючих поверхнях, забезпечують надійне закріплення поверхонь ґрунтів за період у 2...3 роки. Стійкий до несприятливих гідрометеорологічних умов рослинний покрив багаторазово зменшує пилоутворення техногенних об'єктів, перешкоджає вітровій та водній ерозії задернованих площ і значно поліпшує стан атмосферного повітря у робочих зонах і на розташованих навколо селітебних територіях.

Постановка завдання. Метою даної статті є дослідження та аналіз механізмів адаптації трав місцевого походження на ґрунтах відвалів розкривних порід Інгuleцького гірничо-збагачувального комбінату (ПАТ «ІНГЗК»).

Для впровадження в практику нових способів рекультивації відвалів необхідно використовувати на гірничотехнічному етапі стандартне гірське устаткування і прості схеми його використання, а на біологічному етапі – прийнятні в сучасних умовах методи підвищення якості ґрунтів, що покривають відвал, недорогий і доступний насінний і посадковий матеріал.

Авторами статті запропонований новий спосіб закріплення пилоутворюючих поверхонь відвалів розкривних порід, який забезпечує підвищення родючості і поліпшення агрофізичних властивостей ґрунтів з подальшим створенням на них стійкого рослинного покриву за один вегетаційний період. Особливістю способу є використання сухих залежаних незаражених мулових осадових стічних вод (ОСВ) у якості добрива ґрунтів на поверхні відвалів.

Викладення матеріалу та результати. Відвали розкривних порід складаються із різних субстратів: кварцитів, сланців, глин, суглинків, вапняків та інших гірських порід. В залежності від складу порід, особливостей мікрорельєфу, експозиції, на відвалах формуються місцезростання з різним зволоженням і умовами для розвитку рослин. Найбільш непридатні умови для зростання рослин утворюються на вершинах відвалів, південних та східних схилах, крутих укосах, засоленних глинах і суглинках, скельних порід.

Субстрати поверхонь відвалів розкривних порід Інгuleцького ГЗК у цілому віднесені до перспективних при використанні їх у якості ґрунтоутворюючих. Цей висновок зроблений на підставі аналізу властивостей розкривних порід, із яких складаються відвали: електропровідність водної витяжки з розкривних порід вказує на відсутність засолення (табл. 3); розкривні породи не фітотоксичні; вміст важких металів у складі розкривних порід (табл. 1) менший ніж в середньому по Кривбасу. Відомості про валовий вміст хімічних складників (табл. 2) і рухомих (водорозчинних) форм (табл. 3) свідчать про те, що розкривні породи мають достатню кількість фосфору і кальцію, тобто рослини на субстратах цих порід відносно забезпечені цими важливими поживними елементами [5].

Таблиця 1

Валовий вміст важких металів в розкривних породах відвалів ІНГЗК, мг/кг

Тип розкривних порід	Pb (ГДК-38)	Cd (ГДК-3)	Zn (ГДК-100)	Mn (ГДК-1500)	Cu (ГДК-55)	Cr (ГДК-100)	Ni (ГДК-85)
Глини	12,0	2,8	1,0	522,0	32,0	<0,1	40,0
Суглинки	13,0	<0,1	61,5	312,0	10,0	<0,1	17,0
Сланці	10,0	<0,1	100,0	200,0	32,0	100,0	68,0
Вапняки	12,0	<0,1	19,6	200,0	5,7	<0,1	10,0
Кварцити	15,0	<0,1	8,5	112,0	4,0	<0,1	17,0

Досліди показали, що незважаючи на жорсткі умови зростання, високу здатність піонерного заселення техногенних об'єктів мають більше 20 видів бур'янових рослин, які висівають насіння в осінній період, що сприяє активному їх розростанню у весняно-літній період. Насінний матеріал бур'янів відзначається дешевизною, так як є відходом елеваторів та круп'яних заводів. На перешкоді широкому застосуванню бур'янів стоять жорсткі фітосанітарні правила, які обмежують використання карантинних рослин. На це треба звернути увагу, тому що поряд з техногенними об'єктами ПАТ «ІНГЗК» знаходяться селітебні зони,

сільськогосподарські угіддя, приватні садиби, дачі. Не всі бур'янові рослини підпадають під заборону згідно фітосанітарних правил. Проте неможливо досягти селективного вилучення насіння окремих заборонених видів бур'янів з відходів елеваторів без застосування додаткових технічних засобів [5].

Таблиця 2

Валовий хімічний склад розкривних порід відвалів ІНГЗК, %										
Типи розкривних порід	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	FeO	Na ₂ O	K ₂ O	S	P ₂ O ₅
Магнетити:										
силікатні кварцити	44,85	2,85	1,46	2,56	19,90	21,87	0,18	0,80	0,370	0,067
некондиційні, малорудні, безрудні роговики	47,35	4,01	1,22	3,66	-	8,38	-	-	0,211	0,077
Окислені залізисті кварцити	47,86	1,04	0,23	0,17	48,78	1,15	сл.	сл.	0,015	0,014
Сланці хлоритоамфіболові	49,9	6,92	2,0	4,28	15,59	15,90	-	-	0,540	-
Сланці аркозофілітові	58,9	11,76	7,91	3,38	5,51	11,59	3,31	1,68	-	-
Сланці талькові	44,2	7,45	2,6	23,19	4,2	7,7	0,11	0,48	0,24	0,03
Граніти	69,7	14,83	2,57	1,14	0,79	2,46	3,25	3,56	-	-
Мігматити	67,0	13,0	2,3	2,0	5,94		6,67		0,173	-
Амфіболіти	45,8	13,4	4,3	6,8	7,8	13,2	2,92	1,43	0,330	-
Суглинки	56,4	6,82	6,56	1,58	3,0	039	0,8	1,38	0,04	-
Глини	24,6	5,48	25,56	7,92	2,42	0,52	0,62		-	-
Вапняки	4,34	1,21	36,0	0,87	1,0	0,06	0,46		-	-

Таблиця 3

Хімічний аналіз водних витяжок з розкривних порід відвалів ІНГЗК		Середнє значення
Хімічні елементи		
Водневий показник (pH)	од.	7,9
Бікарбонати (HCO ₃ ⁻)	мг/дм ³	69,54
Кальцій (Ca ²⁺)	мг/дм ³	62,52
Магній (Mg ²⁺)	мг/дм ³	26,88
Натрій і калій (Na ⁺ + K ⁺)	мг/дм ³	44,2
Залізо (Fe ⁺)	мг/дм ³	0,051
Марганець (Mg ⁴⁺)	мг/дм ³	0,05
Хлориди (Cl ⁻)	мг/дм ³	10
Сульфати (SO ₄ ²⁻)	мг/дм ³	248,6
Нітрати (NO ₃ ⁻)	мг/дм ³	5,06
Ортофосфати (PO ₄ ³⁻)	мг/дм ³	0,158
Нітроти (NO ₂ ⁻)	мг/дм ³	0,165
Амоній (NH ₄ ⁺)	мг/дм ³	2,924
Мідь (Cu ²⁺)	мг/дм ³	0,049
Свинець (Pb ⁴⁺)	мг/дм ³	0,006
Цинк (Zn ²⁺)	мг/дм ³	0,039
Сухий залишок	%	0,416
Електропровідність	мкСм	10

Розглянуті інші види рослин, які можуть бути використані для дернування поверхонь відпрацьованих відвалів. Встановлено, що на поверхнях техногенних об'єктів можуть приживатися кормові багатолітні злакові та бобові рослини, особливо, якщо попередньо збагатити

бідні субстрати (протогрунти) органічними речовинами, які входять до обеззаражених мулових осадів очисних споруд. Внесення у протогрунти відвалів і сухих пляжів хвостосховищ знезаражених мулових осадів очисних споруд істотно збільшує можливості формування стійкого рослинного покриву, який перешкоджає пилоутворенню. Середній вміст важливих для рослин речовин в сухому залишку мулових осадів складає: Nзаг.-2...7%; P₂O₅ – 1,5...7%; K₂O – 0,15...0,35%; гуміфіковані органічні речовини – 50...70 %. Після внесення мулових осадів відбувається підвищення вмісту гумусу і головних поживних елементів – азоту, фосфору, калію, а також поліпшуються водно-фізичні властивості ґрунту. В Україні встановлені наступні гранично допустимі концентрації (ГДК) важких металів в осадах стічних вод, дозволених до утилізації у якості добрива, мг/кг (табл. № 4).

Таблиця 4

Головними обмежуючими чинниками при створенні стійкого рослинного покриву на

Cd	Zn	Cu	Ni	Cr	Pb	Hg	Co	Mn
30	2500	1500	200	750	750	15	100	2000

поверхні відвалів гірських порід ПАТ «ІнГЗК» є забезпечення рослин достатньою кількістю вологи у літні місяці та необхідність додаткових джерел надходження у ґрунт поживних елементів, передусім – азоту (табл. 3). Також відомо, що протогрунти поверхонь відвалів розкривних порід ПАТ «ІнГЗК» добре конденсують вологу з повітря, що обумовлено переважанням кварцитів в їх мінералогічному складі. Але показники пористості і коефіцієнт фільтрації розкривних порід, особливо глин і суглинків, істотно менший ніж у природних аналогів – чорноземів або глинистих сланців. Не сприяє однорідності водного балансу протогрунтів відвалів наявність великоуламкових компонентів у вигляді каменів і брил, а також щебеню у суміші з суглинками. За подібних умов поверхні відвалів не можуть забезпечити поглинання всіх атмосферних опадів і втрачають їх частину з поверхневим стоком. Внесення у протогрунти відвалів і сухих пляжів хвостосховища знезаражених мулових осадів очисних споруд істотно збільшує можливості формування стійкого рослинного покриву, який перешкоджає пилоутворенню. Органічна речовина мулових осадів сприяє агрегуванню поверхні ґрунтів і зниженню темпів розвитку вітрової ерозії. Внесення мулових осадів значно збільшує ємність поглинання атмосферної вологи та осадків, зменшує їх випаровування, і таким чином виправляє водний баланс протогрунтів та перешкоджає водній ерозії поверхні техногенних об'єктів.

Основною перевагою лежалих ОСВ є знезараження на відкритому повітрі завдяки тривалому впливу сонячного випромінювання, високих і низьких температур та інших факторів, про що свідчить (табл. 5) відсутність яєць гельмінтів і низький індекс БГКП (при нормі – 10000 КОЕ/дм³) в ОСВ [5].

Таблиця 5

Показники якості добрив ОСВ							
Вологість, %	Вміст органічної речовини на суху речовину, %	Зміст фракції крупніше 50 мм, %	pH	Вміст поживних речовин на сухий продукт, %		Наявність життєздатних яєць гельмінтів, шт./кг	Індекс БГКП, КОЕ/дм ³
				N	P ₂ O ₅		
22,4	17,5	<2	6,1	2,76	0,84	не виявлено	<900

Крім того, великий вміст азоту і фосфору дозволяє говорити про високу цінність даних ОСВ як добрива для ґрунтів відвалів ПАТ «ІнГЗК», які практично повністю позбавлені цих найважливіших для рослин поживних елементів. На користь ОСВ є також низький вміст органіки, що пройшла мінералізацію за час зберігання на відкритих мулових майданчиках. Враховуючи величезні запаси органічної речовини у осадах, підживлені цими добривами протогрунти будуть надовго забезпечені мінеральним азотом. Оптимальний вміст органічної речовини у ґрунтах слід вважати 10...20 %. Треба уникати використання мулових осадів з вмістом органіки 30% і більше, коли надлишки нітратів у ґрунті починають негативно відбиватися на рослинах.

Валовий вміст важких металів у розкривних породах відвалів ПАТ «ІнГЗК» (див. табл. 1) менший за фонові показники природних ґрунтів Криворіжжя. Тому без загрози навколишньому середовищу на ці породи можна вносити знезаражені мулові осади очисних споруд, навіть якщо в них будуть спостерігатися перевищення ГДК по окремим видам важких металів, так як завдя-

ки міграції розчинних форм важких металів відбудеться усереднення ГДК мулових осадів та розкривних порід з наближенням останніх до фонових значень. Отже, внесення у протогрунти органічної речовини мулових осадів очисних споруд забезпечує найбільш прискорений розвиток рослинного покриву за рахунок підкормки цінними поживними речовинами та сприяє формуванню запасів вологи в сухі літні місяці.

Для досягнення поставленої мети було проведено ботанічне тестування тільки тих трав, які прижилися на території нашого міста, є доступними і недорогими, наприклад пирій повзучий (*Elytrigia repens* (L.) Nevsky), мокриця (*Oniscidea*), люцерна (*Medicago sativa*), спориш (*Polygonum aviculare* L.) і інші види трав. Методологічний вибір найбільш ефективних трав місцевого походження здійснювався за такими критеріями: морозостійкість, посухостійкість, за ґрунтовими особливостями, за строками цвітіння, затратами на посівний матеріал.

Згідно запропонованим технічним рішенням, 2011 року проводилися експериментальні дослідження в лабораторних умовах. Для цього були створені у квітні дві ділянки по 1 м² кожна, перша ділянка створена на основі материнського ґрунту, друга ділянка створена на основі протогрунту з внесенням утилізованих лежалих сухих осадів стічних вод (ОСВ) Інгулецької станції аерації, потім одночасно на цих двох ділянках вирощували вище перераховані трави місцевого походження. Після висівання цих трав їх зростання було без належного догляду, при цьому виконувалися спостереження за зростанням їх біомаси впродовж всього періоду їх вегетації.

Станом на вересень місяць 2011 року трави місцевого походження наростили достатню фітомасу, що підтвердило їх інтродукцію на новому місці зростання. Ці новації дозволяють підвищити ефективність рекультивації поверхонь відпрацьованих відвалів, а також поліпшити естетичний вигляд гірничо-збагачувальних комбінатів, тому автори рекомендують використовувати вищезгадані трави місцевого походження.

Висновки та пропозиції. 1. На підставі аналітичного огляду технічних засобів закріплення пилоутворюючих поверхонь гірничих об'єктів, а конкретно – поверхонь відсипаних на кінцевому проектному контурі відвалів розкривних порід кар'єру, встановлено, що в теперішній час найбільш доцільним способом закріплення пилоутворюючих поверхонь є спосіб біологічного дернування протогрунтів. 2. Через високі ціни на насіння багаторічних кормових злакових і бобових трав, які раніше пропонувалися різними авторами для дернування пилоутворюючих поверхонь, автором вперше запропоновано використовувати дешеве і поширене насіння однорічних і багаторічних культурних трав місцевого походження. При вирощуванні цих трав на протогрунтах техногенних об'єктів можна отримати стійкий шар дернини. 3. У випадку, коли протогрунт на пилоутворюючих поверхнях техногенного об'єкту представлений переважно великоуламковою сумішшю скельних та розпушених розкривних порід кар'єру, доцільно на ці поверхні попередньо нанести ґрунтовий шар товщиною 6...8 см із сухих знезаражених мулових осадів, або нанести такий же шар із ґрунтоутворюючих легких суглинків або глин із розкривних порід кар'єру.

Список літератури

1. **Трещевский И.В., Панков Я.В.** Эффективность биологической рекультивации отвалов КМА. Проблема рекультивации земель в СССР. – Новосибирск: Наука, 1974. – 260 с.
2. ГОСТ 17.5.3.04-83. Охрана природы. Землі. Загальні вимоги до рекультивації земель.
3. Проведення науково-дослідних робіт з обґрунтування можливості використання осадів стічних вод ЗАТ «Наdejда» для відновлення екосистем порушених земель». Звіт НДР № держреєстрації 0108U001813. – Дніпропетровськ: Інститут проблем природокористування та екології НАН України, 2008.
4. Разработка способов рекультивации ландшафта, нарушенного промышленной деятельностью. Симпозиум, 3-10 июня 1973 г. София, 1973. – С. 413.
5. Експериментальні роботи з дослідження нових способів зниження або усунення процесів пилоутворення із сухих пляжів хвостосховища, пилоутворюючих поверхонь відпрацьованих відвалів та інших пилоутворюючих поверхонь об'єктів ВАТ «ІнгЗК». Звіт НДР № держреєстрації 01090006136. – КТУ: Кривий Ріг, 2009.

Рукопис подано до редакції 31.03.12

И.А. ГАМАЛИНСКИЙ, Б.Т. ДРАГУН, В.Ф. ПЛОТНИКОВ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»
Т.А. ОЛЕЙНИК, д-р техн. наук, проф. ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ КОМПЛЕКСНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НОСАЧЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Освещен вопрос уменьшения воздействия на окружающую природную среду при комплексном использовании полезного ископаемого.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В процессе добычи и переработки полезных ископаемых большая часть добытой горной массы (пустые породы, хвосты обогащения) остается неиспользованной. Для ее складирования требуются значительные земельные отводы.

Анализ исследований и публикаций. При выполнении «Технико-экономического обоснования кондиций для подсчета запасов апатит-ильменитовых руд Носачевского месторождения» институтом «Кривбасспроект» по технологической схеме обогащения полезного ископаемого была привлечена кафедра обогащения КТУ. Разработанная технологическая схема обогащения полезного ископаемого предусматривает комплексное использование минерального сырья и отходов обогатительного производства в качестве товарной продукции и для закладки выработанного пространства. Получены положительные результаты Государственного научно-исследовательского института минеральных удобрений и пигментов по ильменитовому и апатитовому концентратам. Исследованиями Харьковского политехнического университета установлено, что по своим свойствам отходы обогащения пригодны в качестве интенсификаторов спекания и получения высококачественных керамических изделий и производства зеленого и коричневого стекла, облицовочных и тротуарных плиток, фаянсовых изделий и прочего. ТЭО кондиций для подсчета запасов апатит-ильменитовых руд Носачевского месторождения было успешно защищено в ГКЗ Украины.

Постановка задачи. Перед всеми горнодобывающими и перерабатывающими предприятиями актуальной задачей является повышение комплексного использования сырья. При добыче и переработке полезного ископаемого образуются отходы горно-обогатительного производства (порода от проходки горных выработок, хвосты обогащения), которые необходимо складировать. В Технико-экономическом обосновании кондиций для подсчета запасов апатит-ильменитовых руд Носачевского месторождения была поставлена задача выбора оптимальной схемы комплексной переработки руды в товарную продукцию, а также решена задача использования пород от проходки горных выработок.

Изложение материала и результаты. Носачевское месторождение апатит-ильменитовых руд расположено в Смелянском районе Черкасской области Украины. Непосредственно над рудной залежью, располагаются магистральная железная дорога, автомагистраль Черкасы - Умань, промышленные сооружения и жилая застройка. Согласно действующим нормам охраны категорийных объектов железная дорога относится к I категории, автомагистраль и промышленно-гражданские сооружения – к III категории охраны.

Месторождение представляет собой две вытянутые залежи пластообразной формы. Контуры залежей в соответствии с кондициями ограничены по бортовому содержанию TiO_2 и P_2O_5 в руде. Падение рудных залежей неодинаковое: залежи № 1 составляет $45-75^\circ$, рудной залежи № 2 – $30-50^\circ$. Длина по простиранию - до 2000 м, ширина вкрест простирания - от 450 до 1000 м.

Глубина залегания водоносного горизонта в среднем равна 30,0 м. Мощность его - от 5,0 до 18,0 м. Присутствие водоносного горизонта определяет применение спецспособов проходки вертикальных стволов при вскрытии месторождения.

Учитывая горно-геологические условия месторождения (угол падения залежей $45^\circ...75^\circ$, глубина разработки ниже 700 м от поверхности земли), необходимость сохранения земной поверхности с имеющимися на ней высококатегорийными объектами и рационального использования недр, для освоения Носачевского месторождения наиболее приемлемым и экономически целесообразным является подземный способ разработки месторождения.

Для разработки месторождения принята камерная система с твердеющей закладкой выработанного пространства, обеспечивающая сохранность земной поверхности и имеющихся на ней объектов. Выбранный вариант системы удовлетворяет требованиям безопасности, интенсивности и экономичности разработки месторождения.

Потолочина оставляется до глубины 140 м по всей площади месторождения, до глубины 240 м – под железной дорогой на полосе шириной 127 м.

Ожидаемые деформации земной поверхности не превышают допустимых значений, установленных для объектов первой категории охраны, в том числе и для железной дороги.

С целью снижения негативного воздействия будущего ГОКа на окружающую среду была выбрана оптимальная схема комплексной переработки руды в товарную продукцию.

Технологический процесс обогащения титановых руд разработан кафедрой обогащения Криворожского технологического университета (КТУ) и включает дробление, измельчение, высокоградиентную магнитную сепарацию (ВГМС), обезвоживание/сушку и электростатическую сепарацию (рис.). Для возможных изменений состава руды и защиты ВГМС, перед высокоградиентной сепарацией включена операция магнитной сепарации с низкой напряженностью магнитного поля (МСНН).

Производительность установки - 2 млн т в год (245 т/ч) для одной секции.

Цикл дробления должен иметь производительность для обеспечения питания двух секций. Расчет основан на производительности 600 т/ч. Сырье должно иметь максимальный кусок в питании 500 мм. Дробилку первой стадии предусмотрено разместить в шахте.

Цикл мокрого измельчения включает стержневую и шаровую мельницу, работающих в закрытом цикле с грохотом по классу 0,2 мм.

Первая стадия сепарации – МСНН, которая извлекает ферромагнитный материал. Тесты показали, что данная руда содержит очень незначительное количество ферромагнитного материала.

Немагнитный продукт МСНН сепарируется в ВГМС, где большая часть магнетита извлекается в магнитный продукт. Около 50% по весу питания попадает в немагнитный продукт и отводится в конечные хвосты. Потеря ильменита составит 3%.

Немагнитный продукт отправляется в сгуститель хвостов для извлечения воды, а пески сгустителя перекачиваются в хвостохранилище.

Магнитный продукт сгущается в сгустителе, и пески сгустителя обезвоживаются далее в top-feed фильтре. Слив сгустителя и фильтрат рециркулируются в технической воде.

Фильтрокек после термосушки направляется на электростатическую сепарацию.

Электростатическая сепарация выполняется в трехстадиальной конфигурации с производством конечного концентрата, хвостов и промпродукта, который направляется в цикл измельчения.

По данным КТУ, технологические свойства руды обеспечивают возможность получения двух основных видов товарной продукции (ильменитового и апатитового концентратов), а также попутной продукции из отходов обогащения (плагиоклазового и оливин-пироксенового продуктов).

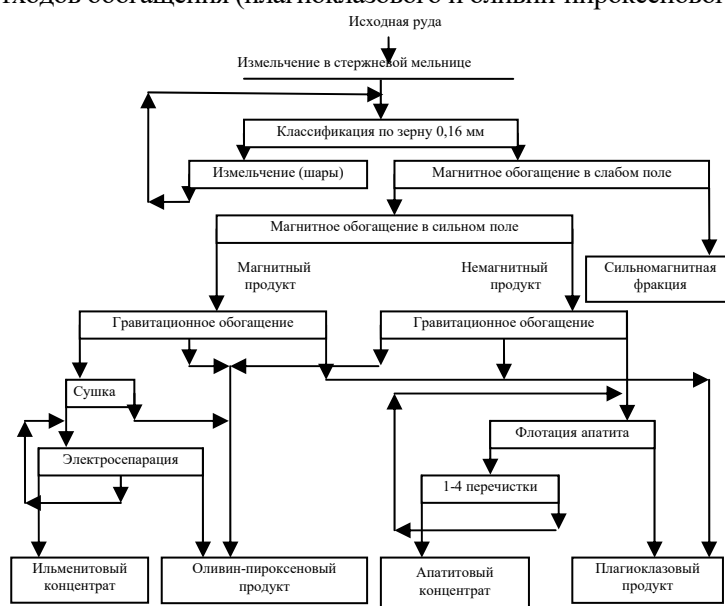


Рис. 1. Принципиальная схема обогащения

По заключению Государственного научно-исследовательского института минеральных удобрений и пигментов среди разведанных апатит-ильменитовых месторождений Украины особый интерес представляет Носачевское.

Ильменитовые концентраты, получаемые из руд этого месторождения, по своей природе являются уникальным сырьем для производства двуокиси титана сернокислотным способом и в настоящее время по всем показателям могут служить эталоном качества титаносодержащего сырья. Апатитовый концентрат по своему химическому составу превосходит концентраты всех аналогичных месторождений Украины и России (табл. 1).

Таблица 1

Химический состав апатитового концентрата Носачевского месторождения и его аналогов

Компоненты, %	Содержание компонентов в образцах фосфорного сырья месторождений аналогов			
	Носачевское	Федоровское	Хибинское	Ковдорское
P ₂ O ₅ общ.	39,6	39,1	39,0	29,3
P ₂ O ₅ усв.	5,3	5,1	4,4	–
CaO	52,2	52,1	51,7	48,6
SO ₃	0,21	–	–	2,5
Co ₂	0,65	0,94	0,3	7,2
Fe ₂ O ₃	0,6	1,8	0,6	0,29
Al ₂ O ₃	0,9	0,06	0,5	0,24
MgO ₂	0,7	0,47	0,18	1,27
Cl	0,03	0,03	0,03	
Cu, мг/кг	70,0	94,0	15,0	
Zn, мг/кг	30,0	110,0	25,0	
H ₂ O, %	0,2	0,1	0,2	1,2
As, мг/кг	0,2	0,6	3,0	7,6
Cd, мг/кг	<1,0	<1,0	<1,0	15,7
Pb, мг/кг	<5,0	7,8	<1,8	3,1
Удельная эффективная активность ЕНР, Бк/кг	143,0	157,0	1300,0	1600,0

Для более полного изучения продуктов, получаемых в процессе обогащения, в Харьковском политехническом университете были проведены дополнительные исследования. При этом было установлено, что по своим свойствам отходы обогащения пригодны в качестве интенсификаторов спекания и получения высококачественных керамических изделий и производства зеленого и коричневого стекла, облицовочных и тротуарных плиток, фаянсовых изделий и пр.

Выполненные маркетинговые исследования по рынку сбыта товарной продукции показали, что основные продукты обогащения (ильменитовый и апатитовый концентраты) реализуются полностью, а попутные – только на 50% от объемов добычи. Поэтому оставшийся оливин-пироксеновый и частично плагиоклазовый продукты, а также порода от проходки горных выработок были использованы в качестве материала для приготовления закладочной смеси.

При расчете технико-экономических показателей капитальные инвестиции и эксплуатационные расходы определены по производственным процессам (переделам): добыче руды, в том числе закладке выработанного пространства; обогащению, включая подготовку к реализации продукции из хвостов обогащения (сушку, складирование и погрузку). Капитальные инвестиции в горный цех и амортизационные отчисления определены до конца отработки месторождения.

В связи с пригодностью плагиоклазового продукта для использования в качестве интенсификатора спекания и получения высококачественных керамических изделий и стекла предусмотрены дополнительные средства на сушку продуктов до влажности 1,0%, складирование и отгрузку продукции потребителям.

В результате динамической оценки экономической эффективности вовлечения в переработку апатит-ильменитовых руд Носачевского месторождения на период от начала строительства до конца отработки запасов установлены положительные показатели. Рентабельность затрат по чистому денежному потоку ожидается на уровне 55%, внутренняя ставка прибыльности превысила действовавшую во время оценки месторождения и современную учетную ставку НБУ, достигнув более 9%; срок окупаемости капитальных инвестиций с учетом периода строительства оценивается в 13 лет.

Особенностью оцениваемого месторождения, которая обуславливает получение приемлемых финансовых результатов является реализация возможности использования части попутных продук-

тов обогащения и получения за их счет дополнительного прироста стоимости товарной продукции. Этот прирост существенно улучшает соотношение капитальных инвестиций к стоимости товарной продукции – с 1:6,3...7,3 до 1:3,7...3,95 и обеспечивает достижение всех положительных параметров кондиций оцениваемого минерального сырья.

Выводы и направления дальнейших исследований. В результате проведенной работы решена задача наиболее полного комплексного и экономически целесообразного извлечения имеющихся в руде ценных компонентов, на основе использования существующих прогрессивных технологий переработки минерального сырья при условии соблюдения требований охраны недр и окружающей природной среды.

Руда Носачевского месторождения содержит два основных полезных компонента, определяющих их экономическую ценность: диоксид титана и пентаксид фосфора. Попутно получаемая продукция – плагиоклазовый продукт. Оливин-пироксеновый и частично плагиоклазовый продукты, а также порода от проходки горных выработок были использованы в качестве материала для приготовления закладочной смеси. Это минимизировало воздействие будущего ГОКа на окружающую природную среду, а именно:

- сохранена дневная поверхность над месторождением и имеющиеся на ней объекты;
- не изымается земля под отвалы пород от проходки горных выработок;
- емкость хвостохранилища, которое используется в качестве буферной емкости оборотной воды, минимизирована и составляет 50 га против 600 га, необходимых для укладки всех хвостов обогащения.

Исходя из опыта проектирования Носачевского ГОКа при оценке новых месторождений требуется более детальное изучение извлеченной из недр горной массы с целью комплексного и экономически целесообразного ее использования.

Рукопись поступила в редакцию

УДК 622.271.45

Н.В. КОРЧАГИН, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»,

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

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

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ВНЕШНЕГО ОТВАЛА ПРИ СКЛАДИРОВАНИИ МЯГКИХ И СКАЛЬНЫХ ПОРОД НА СЛАБОЕ ОСНОВАНИЕ

Выполнен анализ влияния на устойчивость отвала, формируемого на слабом обводненном основании, состава смешанных мягких и скальных пород.

отвал, основание, смешанные породы, устойчивость, оползни, свойства, расчет, рекомендации

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Формирование внешних отвалов на площадях в несколько км² охватывает территории с различными инженерно-геологическими условиями. Наиболее неблагоприятными из них являются участки пойменных отложений обводненных песчано-глинистых пород, обладающих низкой несущей способностью. Нарушение устойчивости отвалов на слабом основании иногда приводит к катастрофическим оползням с выпором основания.

Этому может способствовать нерегулируемое складирование вскрышных пород, в составе которых в значительном объеме присутствуют «неустойчивые» (мягкие) породы, поступающие из карьера на различных этапах его развития.

Многоярусный отвал № 2 ПАО «ИнГОК», расположенный на площади более 6 км², в настоящее время развивается в сторону водоохраной зоны р. Ингулец. Конечные контуры отвала будут отсыпаны после 2027 г.

Проектная высота отвала – 180 м, углы наклона бортов – 14°5. В тело отвала укладывают сланцевые (скальные) и песчано-глинистые (мягкие) породы и породы коры выветривания, в т.ч. до глинистого состояния. Кроме этого, на площади отвала раздельно складировуют окисленные кварциты.

При дальнейшем развитии отвала № 2 возникла проблема в связи с необходимостью складирования смешанных пород в определенном соотношении мягкого и скального состава.

При этом необходимо было установить степень влияния состава пород на устойчивость отвала и его проектные параметры.

Отсутствие дополнительных площадей для раздельного складирования мягких и скальных пород вскрыши с целью обеспечения устойчивости отвала в призмах возможного оползания, потребовало выполнить оценку состояния устойчивости отвала при формировании его ярусов из смешанных пород, находящихся в определенном процентном соотношении (мягкие: скальные).

Анализ достижений и публикаций. Механико-математической основой расчетов устойчивости отвалов является теория предельного равновесия, используемая инженерными методами оценки предельных состояний откосов сыпучей руды [1-3], которые учитывают все факторы, влияющие на устойчивость отвалов: инженерно-геологические, гидрогеологические, физико-географические и горнотехнические.

Надежность расчетов устойчивости отвалов зависит от изученности территории отвалообразования, изменчивости прочностных свойств основания и пород отвального массива, динамических нагрузок оборудования. При этом совокупное воздействие факторов на устойчивость откосов учитывается «коэффициентом условий работы» в виде нормативных коэффициентов запаса устойчивости отвала с учетом срока службы бортов: 10 лет для нерабочих - 1,3; менее 3 лет для рабочих - 1,15 [4].

При использовании расчетных схем устойчивости отвалов на слабом основании применяют графо-аналитические способы расчетов [2,3]: многоугольника сил (векторного сложения сил) и алгебраического сложения касательных напряжений по наиболее слабым поверхностям скольжения.

Указанные методы учитывают особенности инженерно-геологических условий слабого основания, позволяющие обоснованно выбрать вид поверхности скольжения в зависимости от мощности слабых слоев и контактов, углов их наклона и оценить влияние на устойчивость основания гидродинамического и порового давления. Наиболее надежные указанные характеристики получают при систематических наблюдениях за деформацией отвалов.

В научно-исследовательских отчетах института ВИОГЕМ содержатся данные натурных наблюдений за деформациями отвалов Ингулецкого карьера, которые позволяют выполнить анализ фактических параметров подподошвенных призм оползания и расчетных (табл. 1).

Таблица 1

Характеристика оползней отвалов Ингулецкого карьера

Характеристика отвала	Объекты нарушения устойчивости откосов				
	противо- фильтрацион- ная дамба восточного борта карьера	отвал №3 в пойме реки	отвал №3 на восточном борту карьера	отвал №3 в пойме реки	отвал № 2 восточный борт
1. Параметры отвала					
Дата аварии	17.12.84	17.07.88	03.11.93	03.07.00	19.04.01
Проектная высота, м	36	60	80	90	60
Проектный угол наклона бор- та, град.	26	23	15	16,5	23
Фактическая высота, м	36	60	94	42	90
Фактический угол наклона борта, град.	27	24	15	24	23
2. Размеры деформации борта отвала					
Длина оползня по фронту, м	200	900	900	600	490
Ширина оползания, м	35	30	60	130	65
Оседание призмы активного давления, м	12	20	34	4	22
Смещение призмы оползания по подошве, м	26	200	100	1	114
Высота выпора основания, м	2	6	0,5	1,1	13
Ширина выпора основания, м	10	200	20	80	92
Объем оползания, млн.м ³	0,3	1,8	14	5	4,5
Площадь оползня, га	2,5	18	29,5	15	11,5
Продолжительность развития оползня, ч	0,25	0,5	1	0,5	0,3

3. Результаты обратного расчета устойчивости оползневого участка борта отвала

Плотность пород, т/м ³ :					
оползневых масс	1,7	–	–	–	1,69
основания отвала	1,9	–	–	–	1,86
вскрышных	2,3	–	–	–	2,47
угол внутреннего трения в призме оползания, град.	10,0	–	–	–	7,4
сцепление в призме оползания, т/м ²	4,0	3,5	2,0	3,5	1,5

В опубликованной ранее статье об устойчивости отвала № 2 рассмотрено влияние порового давления, нейтрализация которого обеспечивается в случае применения специальных мероприятий, которые позволяют достигнуть нормативного коэффициента запаса устойчивости откосов, равного 1,2. [5]. Однако после ввода в действие «Норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки... 2007. - С.27-29», указанный коэффициент повышен до 1,3, что потребовало контрольной проверки расчетов устойчивости отвала № 2 с учетом выполненных инженерно-геологических изысканий на территории расширения отвала и объемов вскрышных мягких и скальных смешанных пород Ингулецкого карьера.

Постановка задачи. Для обоснования технологического решения по складированию мягких и скальных пород в соотношениях поступающих из Ингулецкого карьера рассмотрены условия устойчивости отвала № 2 при его развитии к конечным контурам.

Задачей исследования является установление допустимого соотношения мягких и скальных вскрышных пород, укладываемых в отвал, при котором обеспечивается устойчивость его ярусов и бортов на слабом основании.

Решение задачи заключается в исследовании условий предельного равновесия призм подоподшвенного (основания отвала) и надподопшвенного (смешанных отвальных масс) возможного оползания по поверхностям скольжения устанавливаемым методом «последовательного приближения» путем отыскания минимального значения показателя коэффициента запаса устойчивости откоса.

Изложение материала и результатов. Для обоснования расчетных исходных данных выполнена обработка показателей физико-механических свойств многослойного основания отвала, состоящего из 17 инженерно-геологических элементов, и многослойной толщи песчано-глинистых пород и коры выветривания западного и восточного бортов Ингулецкого карьера, включающей 24 инженерно-геологических элемента [2,7].

В результате обработки инженерно-геологических и натурных данных получены показатели величин плотности, углов внутреннего трения и сцепления пород основания и вскрыши с учетом коэффициентов запаса устойчивости откосов рабочих и нерабочих бортов отвала (табл. 2).

Таблица 2

Показатели величин сопротивления сдвигу пород и их смесей

Горнотехнологическая характеристика пород	Показатели величин сопротивления пород и их смесей при действующих в отвале нормальных напряжениях, σ_n , МПа								
	0,25	0,50	0,75	1,00	1,50	2,00	2,50	3,0	3,5
Нарушенные при выемке и транспортировке мягкие породы	0,10	0,15	0,20	–	–	–	–	–	–
Нарушенные взрывом скальные породы	0,15	0,28	0,42	0,56	0,74	1,12	1,40	1,66	1,86
Песчано-глинистые породы основания отвала	–	0,20	0,29	0,31	0,40	0,60	0,60	0,60	0,60
Отвальные породы смешанного состава (мягкие: скальные):									
-1:1	0,07	0,13	0,15	0,22	0,31	0,39	0,42	0,50	0,60
-1:2	0,08	0,16	0,18	0,25	0,33	0,45	0,50	0,57	0,65
-1:2,33	0,10	0,22	0,29	0,36	0,42	0,60	0,60	0,60	0,60
-1,5:1	0,07	0,10	0,13	0,19	0,29	0,37	0,40	0,40	0,40
-3:1	0,05	0,07	0,11	0,13	0,19	0,25	0,30	0,30	0,30

Расчетные характеристики смешанных горных пород вскрыши в процентном соотношении мягкого и скального их состава 30/70 и 60/40 получены путем определения средневзвешенных показателей плотности, коэффициентов внутреннего трения и сцепления по их объему с использованием средневзвешенных значений по мощности слоев в бортах Ингулецкого карьера.

Кроме этого, по результатам моделирования смесей на сдвиг в соотношении песчано-глинистых пород и смесей с размерами до 5 мм; 1:1, 1:2, 2:1 и 3:1 (см. табл. 2) получены зависимости сопротивления сдвигу смеси от нормальных нагрузок (от 0,25 до 3,5 МПа) в призме возможного оползания.

При построении поверхностей скольжения с заглублением в основание на 12 и 27 м (в соответствии с обобщенным инженерно-геологическим разрезом) использованы следующие показатели: угол наклона основания до 3°; максимальная ширина призмы возможного оползания - 54 м; ширина выпора основания отвала - 10 м; углы излома θ и ψ криволинейной поверхности скольжения на контакте с поверхностью основания - 17 и 2°; соответственно - вертикальная трещина отрыва призмы оползания - 10 м.

Графо-аналитические расчеты устойчивости отвала № 2 с учетом складирования мягкой и скальной вскрыши в соотношении (%): 30:70 на гор. (+70) м и 60:40 на гор. (+90)...(+210) м показывают, что расчетные величины коэффициентов запаса соответствуют нормативному значению, равного 1,3 (приведен расчет по одной из наиболее слабых поверхностей скольжения в табл. 3).

Таблица 3

Расчет устойчивости южного борта отвала № 2 методом алгебраического сложения допускаемых и действующих касательных напряжений при высоте отвала 180 м угле наклона борта 14°,5 с коэффициентом запаса $n=1,2$.

№ р/б	$\gamma, \text{т/м}^2$	$h, \text{м}$	$\gamma \cdot h$	$x, \text{град.}$	$\cos^2 \alpha$	$\sigma_d, \text{т/м}^2$	$\tau_{уд}, \text{т/м}^2$	$l_1, \text{м}$	$\tau_{уд} \cdot l_1$	$\sin 2\alpha, \text{град.}$	$\tau_{ед}$	$\tau_{ед} \cdot l_1, \text{т/м}^2$
1. Расчетные блоки в отвальном массиве с соотношением 1,5:1												
1	2,65	28	74	57,3	0,2918	22	13	72	936	0,9063	34	2448
2	2,60	69	179	51	0,3960	71	28	25	700	0,9781	88	2200
3	2,56	80	205	46,5	0,4739	97	35	28	980	0,9986	102	2856
4	2,57	92	237	40	0,5868	139	40	32	1280	0,9848	116	3712
5	2,59	110	284	35	0,6711	190	40	32	1280	0,9397	133	4256
6	2,59	120	311	31	0,7348	228	40	39	1560	0,8829	137	5343
7	2,59	125	324	29,5	0,7576	245	40	23	920	0,8572	139	3197
2. Расчетные блоки в отвальном массиве яруса гор. (+70) м с соотношением 1:2,33												
8	2,60	134	348	20	0,8830	307	40	29	1740	0,6428	112	3248
3. Расчетные блоки слабого основания отвала												
9	2,58	145	374	15,5	0,9285	*345	60	40	2400	0,5150	96	3840
10	2,50	74	185	3	0,9833	*182	60	502	29116	0,1045	10	5020
* – напряжение с учетом $\sum_{i=1}^{10}$						Удерживающих $\tau_{уд}$			40412 тс	$n=1$	36120	
гидродинамического давления грунтовых вод $\sum_{i=1}^{10}$						Сдвигающих $\tau_{ед}$			36120 тс		1,1	

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 622.646+622.73

Д.А. ФЕДОРОВСКИЙ, К.Ю. ХАБЛО, Д.И. ГЕРМАН, Н.Г. АРТЕМЬЕВА
ГП «ГПИ «Кривбасспроект».

ПРОЕКТНЫЕ РЕШЕНИЯ ПО РЕМОНТУ РУДОСПУСКА И ПРИЕМНОГО БУНКЕРА В КАМЕРЕ ДРОБЛЕНИЯ №2 ДРОБИЛЬНО-БУНКЕРНОГО КОМПЛЕКСА СКИПОВОГО СТВОЛА РУДНИКА «СЕВЕРНЫЙ» ОАО «КОЛЬСКАЯ ГМК»

Выполнен анализ причин разрушения приёмного бункера и рудоспуска в камере дробления №2. Изложены проектные решения по ремонту приёмного бункера и рудоспуска. Дан обзор технологических схем ДБК, применяемых на шахтах Кривбасса.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При разработке месторождений полезных ископаемых увеличение размеров кондиционного куска до 750-1000 мм позволяет снизить трудоемкость выпуска, доставки и транспортирования руды, сократить объем взрывных работ на горизонте выпуска, разрядить сетку скважин при массовой отбойке. Вследствие этого сокращается удельный расход скважин, расход ВВ на отбойку и вторичное дробление, увеличивается выход руды с 1 м скважины, снижается себестоимость буровзрывных работ, увеличивается производительность

труда рабочего. Однако при этом увеличивается нагрузка на перегрузочные узлы, ускоряется износ материалов их футеровки, усугубленный большой высотой рудоспусков, высокой крепостью и абразивностью руды и вмещающих пород. Эти факторы требуют усиления мест перегрузки, новых технологических и конструктивных решений их устройства, обеспечивающих простоту монтажа и возможность проведения ремонтов, применение новых материалов для футеровки, обладающих повышенной прочностью и износоустойчивостью.

Анализ исследований. В настоящее время Кольская ГМК осуществляет переход от открытого способа разработки Ждановского месторождения медно-никелевых руд к подземному.

Геологические запасы, подлежащие выемке в границах шахтного поля подземного рудника «Северный», определены бортовым содержанием никеля 0,4 % и ограничены сверху конечным дном карьера, снизу - абсолютной отметкой -430 м.

Средняя мощность рудных тел составляет 22,8 м, а средний угол падения 40°.

Институтом «Гипроникель» была рекомендована система разработки с поэтажным принудительным обрушением руды и вмещающих пород с торцовым выпуском руды.

Показатели извлечения рудной массы при торцовом выпуске зависят от ширины и высоты выпускного отверстия (забоя), толщины слоя и объема отбиваемой за один прием руды, направления фронта работ, числа одновременно работающих «точек» выпуска и других параметров.

Достигнутая производительность рудника 6,0 млн т руды в год. Руда по горизонтам доставляется в камеры разгрузки при помощи самоходного оборудования - самосвалами «TORO-40» и «MT-436» грузоподъемностью по руде - 30 т, по породе - 25 т. По гор. -320 м руда вагонами с донной разгрузкой откатывается в скиповой руддвор скипового ствола, где разгружается и по рудным восстающим №1 и №2 перепускается на гор. -440 м и далее в камеры дробилок №1 и №2. После дробления руда поступает в дозаторные установки, загружается в скипы и выдается на поверхность.

На гор. -465 м установлены две дробилки С-140 фирмы «Metso Minerals» производительностью 495 м³/час каждая. На дробилки руда подается виброгрохотами, а на них из приёмного бункера пластинчатыми питателями 1-18-60.

В настоящее время примыкание рудоспуска к камере дробилки №2 на гор. -465 м пришло в аварийное состояние и продолжает разрушаться.

Таблица 1

Характеристика горной массы

Материал	Влажность, %	Кондиционный кусок, мм	Крепость по Протодяконову	Коэффициент разрыхления	Плотность, т/м ³	Насыпная плотность, т/м ³
Руда	3,0	900	10...14	1,6	2,95	1,84
Порода	3,0	400	5...20	1,5	2,80	1,86

Таблица 2

Крепление камеры дробилки

Участок крепления	Анкерами		Железобетоном		
	длина, м	шаг, мм	толщина, мм	арматура	
				Ø, мм	шаг, мм
Стены	2,2...1,5	1,5	600	16; 20	500
Свод	1,0	1,0	450	16; 20	450
Примыкание рудоспуска	-	-	350	16; 20	350

Постановка задачи. Необходимо найти технические решения по ремонту рудоспуска и приемного бункера, обеспечивающие минимальные сроки остановки производства и позволяющие производить последующие ремонтные и профилактические работы.

Изложение материала и результаты. Причины, вызвавшие разрушение свода камеры дробилки №2 в месте примыкания рудоспуска видны из рис. 1:

отсутствие пластинчатого питателя на гор. -440 м под рудоспуском с гор. -320 м (по проекту он должен быть установлен) ;

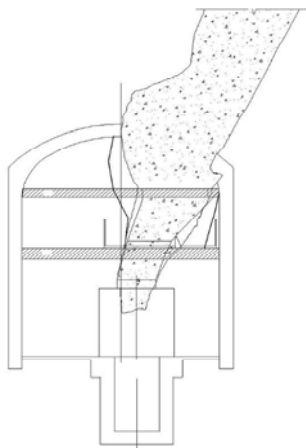


Рис. 1

взрывания зарядов, возникает еще и опасность разрушения металлического приемного бункера от взрывных работ. Для того, чтобы остановить разрушение свода камеры дробилки в месте примыкания рудоспуска, руднику были предложены несколько вариантов, из которых заказчик выбрал следующий.

Армирование рудоспуска производится в три этапа.

Первый этап:

в рудоспуске через каждые 1,2 м по высоте устанавливаются 4 рамы из двутавра №30 под углом 30° к горизонту, на которые костром укладываются квадраты 150×150. Длинные концы рам заводятся в лунки;

для удержания квадратов во время монтажа предусмотрены направляющие стойки из двутавра №20. Стойки крепятся к рамам;

после укладки каждого венца квадратов, они обвариваются во всех местах соприкосновения друг с другом;

после наборки квадратов на высоту 2,4 м, со стороны висячей стенки рудоспуска за квадраты, опирающиеся на рамы, заводятся параллельно висячей стенке квадраты, которые будут закрывать место примыкания рудоспуска к своду камеры дробилки. Эти квадраты также обвариваются во всех местах соприкосновения;

далее наборка квадратов производится до высоты 3,6 м;

для сцепления с бетоном на всех квадратах с интервалом 0,7 м привариваются изогнутые стержни арматуры Ø12 мм длиной 0,7 м;

по окончании сварочных работ, проверяется их качество и производится бетонирование заармированной части рудоспуска.

Второй и третий этапы:

на этих этапах рамы и квадраты на них устанавливаются горизонтально с максимальным приближением к стенкам рудоспуска, также обвариваются и заливаются бетоном.

Для контроля уровня руды в рудоспуске рекомендуется к установке радиолокационный датчик уровня РДУ-2Х российского производства.

Существующий приемный бункер выполнен из листовой высокопрочной, износоустойчивой стали Hardox 400 $\delta=20$ мм.

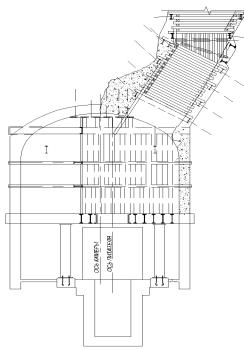


Рис. 2

Новый приемный бункер предусмотрено выполнить из листов такой же стали вокруг существующего, без остановки производства. Размеры и конструкция нового приемного бункера обеспечивают необходимые зазоры для сварочных работ и учитывают необходимость временного сохранения несущих конструкций существующего бункера (рис. 2).

Выводы. Технологические схемы дробильно-бункерных комплексов, проектируемые институтом «Кривбасспроект» таковы, что высота камеры питателя дробилки составляет 3,5-4,1 м. Благодаря этому высота металлического приемного бункера составляет всего 2-2,5 м. Примыкание рудоспуска к камере питателя дробилки (именуемое точкой) выполняется вертикальным на высоту 2,5 м и армируется квадратами 150×150,

установленими горизонтально вщільнюють. Квадрати укладаються на раму з двутавра №36С або №40. В нижній частині течки рудоспуску встановлюється рама, не з'єднана з конструкціями армування течки рудоспуску, на якій кріпляться болтами футеровочні плити, замінювані за мірою зносу новими. К цій же рамі кріпляться металоконструкції прийомного бункера.

Для контролю за рівнем руди в течці передбачена установка ізотопних датчиків. Датчики встановлюються за квадратами, в вертикальних металевих коробах і за мірою необхідності можуть замінюватися новими. Прочна конструкція армування течки рудоспуску дозволяє проводити вибухові роботи в ній.

В описуваній роботі інституту вдалося вирішити проблеми по ремонту рудоспуску і прийомного бункера в камері дроблення №2 гор. -465 м у скипового ствола рудника «Северний» Кольської ГМК завдяки знайденим конструктивним рішенням, забезпечуваним також мінімальні терміни зупинки виробництва і дозволяють проводити далішні ремонтні і профілактичні роботи.

Список літератури

1. В. С. Болкисев, В. Л. Колибаба, Н. Т. Шереметьев, В. С. Болкисев, Ю. Е. Чечельницький, И. З. Литвин. Сооружение подземных дробильных комплексов на горнорудных предприятиях. Москва «Недра», 1985. - 243 с.

2. ПБ 03-563-03 «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом». - Москва. - «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004.

3. «Положение о составе разделов проектной документации и требованиях к их содержанию». - Москва, 2008.

4. Савич И. Н., Волков В. Н., Удалов А. Е., Павлов А. А. Оптимизация конструктивных и технологических решений при подземной разработке медно-никелевых руд Ждановского месторождения. - Горный журнал. - №11. - Москва, 2011.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК.622.268.8

О.С. НЕСТЕРЕНКО, канд. техн. наук, доц., Д.С. МІНОВ, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОПТИМІЗАЦІЯ ТИПУ І ПАРАМЕТРІВ КРІПЛЕННЯ СКЛЕПИСТОЇ ЧАСТИНИ КАМЕРИ

У даній статті розглядається питання щодо зменшення витрати матеріалів та часу при кріпленні склепінної камери великого поперечного перерізу за рахунок зміни форми склепінчасті частини шляхом її підняття.

Проблема та її зв'язок практичними завданнями. При спорудженні камер великого поперечного перерізу використовується набагато більше матеріалів і часу ніж при будівництві звичайних виробок. Особливої уваги заслуговує спорудження склепінної частини камери, так як, цей процес є одним найскладніших та трудомістких завдань. На даному етапі розвитку людства широко використовуються ці камери отже, спорудження та закріплення склепінної частини камери є актуальним.

Аналіз досліджень та публікацій. Підземні камери використовуються в ряді галузей промисловості, причому вони мають дуже великі розміри перерізу. Деякі підземні камери (особливо машинні зали підземних ГЕС та ГАЕС) досягають досить великих площ перерізів (до 1500 м² і більше). Спорудження подібних камер відрізняється значною складністю. Для правильного їх розміщення в товщі гірських порід і успішного здійснення робіт з їх будівництва необхідно попереднє ретельне вивчення інженерно-технічних і геологічних властивостей масиву і порід з яких він складається.

Докладне вивчення інженерно-геологічних особливостей масиву, як підставу для вибору найбільш раціональної технологічної схеми споруди камери, часто здійснюється шляхом проведення для цих робіт спеціальних дослідницьких виробок. Доцільно при цьому ці виробки розташовувати поблизу проєктованих камер і приблизно на тому ж рівні. Ці виробки як підхідні та будівельні в подальшому можуть бути використані при спорудженні камер.

Підземні камери великого поперечного перерізу широко використовуються в народному господарстві. Такі камери намагаються розташовувати в міцних стійких породах, надаючи їм склепінчасті форми поперечного перерізу.

Довжина камер зазвичай складає не більше 200 м, ширина до 30 м, висота до 60 м, площа поперечного перерізу великих камер досягає 1000 м^2 і більше.

У гірничодобувній промисловості до камер великого поперечного перерізу відносять камери подрібнювально-бункерних комплексів, час будівництва яких часто визначає термін здачі шахти в експлуатацію. Особливо великий поперечний переріз мають відкриті камери дробарок, в яких розташовується усе основне устаткування (дробарки, живильник, монтажний кран). Об'єм таких камер при розташуванні в них двох дробарок досягає 10 тис. м^3 . Цей тип комплексів характерний для залізрудних шахт. Монолітне бетонне кріплення застосовується для кріплення камер електропідстанції, монтажних і ходових виробок, прохідних з трьох центровим або коробовим склепінням. Марка бетону приймається не нижче 200. Залежно від розмірів виробки і стійкості порід товщина бетонного кріплення приймається від 200 мм і більше.

Монолітне залізобетонне кріплення найбільш поширене для кріплення камер великого перерізу, зважаючи на великі площі оголення породи. За проектними даними на 1 м^3 виїмки склепистої частини камери витрачається $0,15 - 0,3 \text{ м}^3$ бетону. Фактичні витрати бетону у зв'язку з незадовільним оконтурюванням виробок іноді перевищує проектний в 1,2 - 1,5 рази.[2,5]

Підземна насосна станція Вианден (Люксембург) завдовжки 326 м і площею поперечного перерізу близько 600 м^2 , ширина коробового склепіння 21 м, висота 6 м, відношення яких складає $21/6=3,5$. Виходячи зі значення якого можна відзначити, що склепіння занижене. Кріплення склепіння монолітне бетонне з товщиною в замку і в п'яті склепіння 1,1 м. Споруда розташовувалася в скельній породі в хрест головним напрямом тріщинуватості. Об'єм бетону необхідний для кріплення дорівнює 7,5 тис. м^3 .

У подібних умовах був побудований підземний машинний зал Ізер-Арк (Франція). Його довжина 109 м, ширина і висота коробового склепіння складала 24,5 м і 7,0 м відповідно, а їх відношення $24,5/7=3,5$, в цих умовах склепіння занижене. Площа поперечного перерізу склепіння камери 500 м^2 має слабоармироване бетонне кріплення завтовшки в замку 0,8 м, а в п'ятах 2,0 м. Загальний об'єм бетону необхідний для кріплення склепіння склав 4 тис. м^3 .

Підземний машинний зал Борисоглібської ГЕС (Росія) розташовувався в міцних слаботріщинуватих гранітах і гнейсах. Його довжина 73 м, площа поперечного перерізу 600 м^2 , ширина 16,5 м і висота коробового склепіння 6,7 м, їх відношення складає $16,5/6,7=2,5$. З чого можна відмітити, що склепіння завищене. Кріплення склепіння залізобетонне завтовшки 35 см. Після проходки було здійснено бетонування склепіння кільцями завдовжки по 7 м. Подання бетону здійснювалося бетононасосами. Витрата бетону склала 500 м^3 .

Камера в Італії з висотою коробового склепіння 18 м і шириною 30 м, мають відношення цих величин $30/18=1,7$, що свідчить про завищене склепіння. Довжина камери складала 122 м, площа поперечного перерізу склепіння близько 500 м^2 , розташовувалася в слаботріщинуватих міцних породах. Об'єм скельної породи при проходці 60 тис. м^3 , а бетонного кріплення — 2,2 тис. м^3 .

Значною трудомісткістю робіт відрізнялося будівництво підземної машинної будівлі ГЭС Липно-1 в Чехії, оскільки вона розташовувалася у вапняках і мергелях середньої тріщинуватості і вимагало посиленого кріплення. Склепіння мало коробовий контур з наступними параметрами: ширина 28,8 м, висота 9,3 м, їх відношення $28,8/9,3=3,1$, склепіння занижене; довжина камери 124 м, товщина бетонного кріплення в замку 1,9 м, в п'ятах 2,62 м. Об'єм бетону для кріплення склепіння склав 4,5 тис. м^3 .

Відомий досвід спорудження камерних виробок і в умовах Кривбасу. Так наприклад, будівництво камери дробарки на ш. Первомайській велося у міцних слаботріщинуватих скельних породах. Склепіння камери коробове із шириною 8,5 м і висотою 3,5 м, відношення цих параметрів складає $8,5/3,5=2,7$, що свідчить про завищене склепіння; довжина камери 14 м. Кріплення монолітне бетонне товщиною у п'ятах і замку 0,4 м. Загальний обсяг затрат на бетонування складав 60 м^3 .

Камера ЦПТ на кар'єрі ПГЗК у Кривому Розі, проходила у мартитових роговиках та дже-спілітах з міцністю $f=18-20$. Склепіння камери коробове із шириною 13,5 м і висотою 4,6 м, відношення цих параметрів складає $13,5/4,6=3$. Кріплення монолітне залізобетонне товщиною у п'ятах і замку 0,5 м. Загальний обсяг затрат на бетонування склепіння складав 300 м^3 .

Проаналізувавши отримані дані можемо зробити висновок, що із збільшенням висоти склепіння витрати бетону на товщину кріплення склепіння скорочуються. Тому вибір науково

обґрунтованої форми склепіння камери товщини його кріплення може скоротити витрати матеріалу та часу на спорудження камери.

Постановка завдання. Нами для рішення завдання по удосконаленню кріплення підтримання склепистої частини камери було вирішено провести дослідження аналітичним методом напружено стану масиву навколо камери, а також напруженого стану кріплення.

Нами розглядалися умови спорудження камери ЦПТ на кар'єрі ПГЗК, де проходка велась по мартитовим роговикам та джеспілітам з наступними фізико-механічними властивостями: межа міцності на стиснення $\sigma_{ct}=2540$ т/м²; межа міцності на розтягнення $\sigma_p=254$ т/м²; об'ємна вага гірничих порід $\gamma_0=3,35$ т/м³; пористість $P=7,2$ %; модуль пружності $E_{ct}=0,098$ т/м²; коефіцієнт Пуассона $\mu=0,21$. Проектне кріплення склепіння камери - монолітне залізобетонне товщиною 500мм.

Для цього був проведений аналіз з склепистої частини камери методом комп'ютерного моделювання, на базі програмного комплексу для розрахунку та проектування конструкцій «ЛІРА версія 9.6», у якій теоретичною основою є метод кінцевих елементів (МКЕ), реалізований у формі переміщень. У програмному комплексі була побудована розрахункова схема склепистої частини камери з оточуючим масивом гірничих порід.

Паралельно з цим проводилось дослідження на міцність можливостей монолітного бетонного кріплення у різноманітних умовах навантаження. Різнманітні умови моделювання дозволили відмітити що при незначних значеннях коефіцієнта бічного розпору рівному 0,2, або при його відсутності, замкова частина склепіння прагне до утворення вивалів. Так як відмічається зниження контурних стискуючих напружень і наявність розтягуючих.

Викладення матеріалу та результати. Аналіз розподіл головних напружень показав, що в усіх точках контуру склепу та законтурного масиву напруження стиснення та розтягнення значно менші відповідної межі міцності породи. А саме, у замку склепіння у 4 рази, а у п'яті у 3 рази. Тобто склепіння камери є стійким, а кріплення буде виконувати огорожувальну функцію. Розрахунок кріплення склепіння камер виконано при навантаженні його власною вагою та забутовкою.

Розрахункові навантаження прийняті з урахуванням коефіцієнта перевантаження 1,2:

$$q_0 = 1,875 \cdot 1,2 = 2,25 \text{ тс / м ;}$$

$$q = 2,5 \cdot 1,2 = 3 \text{ тс / м .}$$

де q_0 - інтенсивність навантаження у замку склепіння;

q - інтенсивність навантаження у п'яті склепіння.

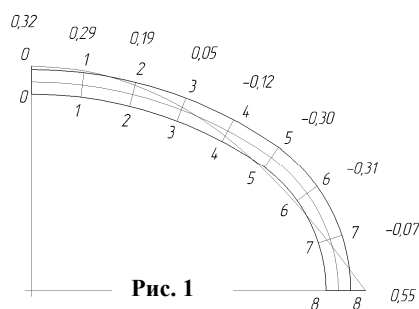


Рис. 1

Для визначення інтегральних сум розбиваємо склепіння на 8 рівних частин через $\Delta\varphi=8^\circ$. Параметри отриманих точок для зручності зводимо до табл. 1. По розрахунку побудована крива тиску, що зображена на рис. 1.

Проведений аналіз силових параметрів (M , N , Q , e) монолітного бетонного кріплення у підсклепистій частині камери при її постійній товщині та проектних розмірах вказав на наявність в замковій частині (а саме точки 0, 1, 2, 5, 6) та п'яті склепіння розтягуючих напружень, що перевищують дозволених, у п'яті склепіння ексцентриситет перевищує дозволених відхилення більш ніж у 2 рази, а у замку він перевищує осьову лінію склепіння на 0,3 м.

Таблиця 1

№ з/п	x, м	y, м	φ, град.	Вертикальне навантаження			Бічне навантаження			Mx, тс	Nx, тс	Qx, тс	e, м
				Gx, тс	gx, м	Mg, тс·м	Ey, тс	ey, м	My, тс·м				
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4,43	13,71	0	0,32
1	1,04	0,06	6°58'10"	2,41	0,52	1,25	0,02	0,03	0,001	4,0	13,84	-0,74	0,29
2	2,06	0,25	13°56'4"	4,9	1,03	5,05	0,06	0,13	0,01	2,8	14,42	-1,48	0,19
3	3,05	0,56	20°53'59"	7,43	1,53	11,34	0,14	0,28	0,04	0,73	15,30	-2,02	0,05
4	4	1	27°51'55"	9,96	2,0	19,92	0,25	0,5	0,13	-1,91	16,53	-2,44	-0,12

5	4,9	1,53	34°49'51''	12,47	2,45	30,55	0,38	0,77	0,29	-5,43	18,04	-2,63	-0,3
6	5,62	2,27	54°23'49''	14,53	2,81	40,83	0,57	1,14	0,65	-5,93	19,39	2,22	-0,31
7	6,08	3,2	72°0'46''	15,9	3,04	48,34	0,8	1,6	1,28	-1,32	20,01	7,85	-0,07
8	6,25	4,25	90°	16,41	3,13	51,36	1,06	2,13	2,26	9,08	16,41	12,65	0,55
Σ		36,94											

З отриманого розрахунку можна зробити висновок, що існує необхідність змінити форму склепіння з проектного трьохциркульного на одноциркульний із зменшенням товщини кріплення у замковій частині до 0,2 м.

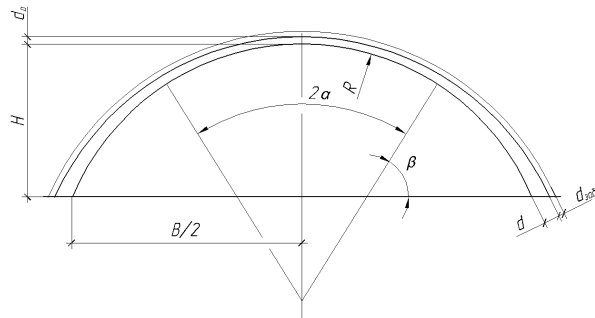


Рис. 2

Для подальшого дослідження було виконано розрахунок кріплення зміненої форми та товщини.

Приймаємо нову форму склепіння у вигляді піднятого одноциркульного склепіння з радіусом осової лінії 6,85 м та зміненою товщиною монолітного бетонного кріплення у замку, що дорівнює 0,2 м

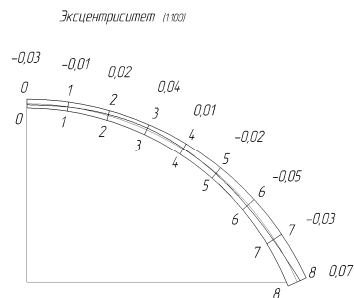
Схема до розрахунку навантаження на монолітне бетонне кріплення зображено на рис. 2.

З урахуванням коефіцієнту перевантажень

$$q = 1,875 \times 1,2 = 2,25 \text{ тс/м};$$

$$q_0 = 2,5 \cdot 1,2 = 3 \text{ тс/м}.$$

Параметри отриманих точок для зручності зводимо до табл. 2. По розрахункам побудована крива тиску, що зображена на рис. 3.



Проведений аналіз силових параметрів (M , N , Q , e) монолітного бетонного кріплення у підсклепистій частині камери при змінній формі склепіння вказав на відсутність розтягуючих напружень, що перевищують дозволених, окрім точки «8», а ексцентриситет не виходить за дозвалені межі.

Таблиця 2

№ з/п	x, м	y, м	φ, град.	Вертикальне навантаження			Бічне навантаження			Mx, тс	Nx, тс	Qx, тс	e, м
				Gx, тс	gx, м	Mg, тс·м	Ex, тс	ey, м	Me, тс·м				
0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	-0,31	9,79	0,0	-0,03
1	0,95	0,07	7°58'59''	1,0	0,48	0,47	0,01	0,04	0,00	-0,10	9,82	0,37	-0,01
2	1,88	0,27	15°58'11''	2,26	0,94	2,12	0,05	0,14	0,01	0,21	9,98	0,51	0,02
3	2,77	0,6	23°57'33''	3,71	1,39	5,14	0,12	0,30	0,04	0,39	10,34	0,53	0,04
4	3,61	1,04	31°57'3''	5,32	1,81	9,61	0,21	0,52	0,11	0,15	10,95	0,55	0,01
5	4,38	1,6	39°56'36''	7,01	2,19	15,35	0,32	0,80	0,26	-0,25	11,76	0,71	-0,02
6	5,12	2,33	48°44'48''	8,81	2,56	22,54	0,47	1,17	0,54	-0,59	12,77	1,20	-0,05
7	5,72	3,12	57°3'3''	10,38	2,86	29,69	0,62	1,56	0,97	-0,44	13,70	2,04	-0,03
8	6,25	4,1	66°26'18''	11,88	3,13	37,11	0,82	2,05	1,68	1,03	14,47	3,47	0,07
Σ		37,04											

Висновки та напрямок подальших досліджень. З отриманого розрахунку можна зробити висновок, що підняття висоти склепу на 0,3 м та зменшення товщини кріплення у замку до

0,2 м дозволяє майже повністю виключити розтягуючі напруження на внутрішніх волокнах кріплення, а також утримати ексцентриситет у дозволених межах.

З підняттям склепіння на 0,3 м змінилось відношення ширини до висоти і тепер воно має значення $13,5/4,9=2,75$. Відповідно до цього змінилось і значення відношення об'єму бетону до об'єму породи на 1 м³ камери, тепер він має значення $4,39/45,3=0,097$. Виходячи з результатів розрахунку можна відмітити, що порівнюючи з проектною формою та розмірами кріпленням камери, в запропонованому варіанті знижується витрата бетону на 30% та трудомісткість на 29%, на укладання монолітного бетонного кріплення.

Список літератури

1. **Покровский Н.М.** Технология строительства подземных сооружений и шахт. Учебник для вузов в двух частях. Ч. II. Технология сооружения вертикальных, наклонных выработок и камер. – М., Недра, 1982. – 295с.
2. **Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н.** Технология строительства подземных сооружений. Учебник для вузов в 3-х частях. Ч. II. Строительство горизонтальных и наклонных выработок. – М., Недра, 1983. – 272 с.
3. **Мостков В. М.** Подземные сооружения большого сечения. – М., Недра, 1974. – С. 186 – 187.
4. **Максимов А.П.** Горное давление и крепь выработок. – М., «Недра», 1973. – 288с.
5. **Мостков В. М.** Строительство сооружений большого сечения, Гостехиздат, 1963. – 307с.

Рукопис подано до редакції 31.03.12

УДК 669.054: 629.113

А.В. ПЕТРОВ, В.П. ЖИЛКИН, Г.Г. ГУБИН, кандидаты техн. наук,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

КОМПЛЕКСНАЯ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СИСТЕМА ТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

В данной работе представлена технология и оборудование для её осуществления, позволяющая одновременно с уничтожением отходов использовать тепло от их сжигания в одном агрегате с одновременным огневым обезвреживанием отходящих газов от вредных примесей.

Введение. Проблема загрязнения городов отходами своей жизнедеятельности и ее решение оказались весьма сложной научно-технической задачей. Особая специфика заключается в возможном сосредоточении в этих отходах практически всего многообразия веществ и материалов, встречающихся в природе и искусственно созданных человеком, а также в непрерывном экспоненциальном росте выделяемого их количества. На защиту и сохранение окружающей среды, в особенности в зонах крупных мегаполисов, затрачиваются значительные материальные, трудовые и земельные ресурсы.

Анализ исследований и публикаций. Различные источники свидетельствуют о том, что темпы накопления твердых, бытовых отходов (ТБО) в Украине составляют около 360 кг в год на одного жителя. Население земного шара увеличивается на 1,5-2,0 % в год, а объем мусорных свалок - на 6 %. Не случайно во всех развитых странах изыскиваются приемлемые пути и способы решения проблемы ликвидации городских свалок с ТБО. Однако, до настоящего времени магистральный путь решения проблемы так и не определился. Это относится и к Украине.

С каждым годом на мусорных полигонах Украины твердых бытовых отходов становится на 4 млн м³ больше. В 2010 г. их объем достиг уже 55 млн м³. Ежегодно один Киев вывозит на свалки свыше 1 млн т мусора, при этом загрязняются почва, атмосферный воздух и вода.

Ни одна разрабатываемая технология не стала доминирующей. [1] Разработанные и освоенные в мировой практике методы промышленной переработке ТБО (сепарация и разделение на компоненты вторсырья, компостирование, биотермика, низко- и среднетемпературный пиролиз, мусоросжигание) в рамках современных экологических и социально-экономических требований не обеспечивают удовлетворительного решения проблемы. Основные причины этого заключаются в следующем:

- низкая интенсивность процессов;
- низкая производительность;
- малая степень утилизации материально-энергетических ресурсов отходов;

значительный уровень вторичных отходов и загрязнение окружающей среды;
высокая стоимость удельных затрат при переработке.

Однако как показывает анализ технических решений по переработке ТБО существующих в развитых странах, предпочтение отдается термическому обезвреживанию, т.е. сжиганию ТБО в агрегатах различной конструкции. При этом рационально используют тепло от сгорания ТБО, используя его как альтернативный вид топлива. Чаще всего это получение пара и на его основе - электроэнергии.

Процесс термической обработки основан на морфологическом составе ТБО (рис. 1), которые содержат около 70 % органических (горючих) компонентов (из них около 35% углерода).

Теплотехнические характеристики основных групп однородных компонентов ТБО приведены в табл. 1.

Процессы термического обезвреживания ТБО осуществляют с применением следующих видов слоевого сжигания [2,3]:

- слоевое сжигание с принудительным перемешиванием материала;
- сжигание-газификация в плотном слое кускового материала без принудительного перемешивания и перемещения материала;
- сжигание в кипящем слое.

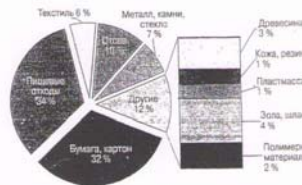


Рис. 1. Ориентировочный морфологический состав твердых бытовых отходов

Таблица 1

Теплотехнические характеристики компонентов ТБО

Компоненты	Состав рабочей массы, %							Выход летучих	Низшая теплота сгорания
	C ^p	H ^p	O ^p	N ^p	S ^p	A ^p	W ^p		
Бумага	27,7	3,7	28,3	0,16	0,14	15	25	79,0	9,48
Пищевые отходы	12,6	1,8	-	0,95	,15	4,5	72	65,2	3,42
Текстиль	39,4	4,9	23,2	3,4	1,1	8	20	84,0	15,7
Древесина	40,5	4,8	33,8	0,1	-	0,8	20	67,9	14,4
Кожа, резина	65,0	5,0	12,6	0,2	0,6	11,6	5	49,0	25,78
Пластмасса	55,1	7,6	17,5	0,9	0,3	10,6	8	89,0	24,35
Отсев	13,9	1,9	14,1	-	0,1	50	20	54,0	4,6
Зола, шлак	25,2	0,45	0,7	-	0,45	63,2	10	2,7	-
Полимеры	47	5,3	27,7	0,1	0,2	11,7	8	60,2	18,2
Стекло, камни, металл	-	-	-	-	-	100	-	-	-

Слоевое сжигание с принудительным перемешиванием осуществляют на подвижных решетках и во вращающихся барабанах. В настоящее время наибольшее распространение получили процессы слоевого сжигания ТБО на колосниковой решетке. Практически все мусоросжигательные заводы (технология и оборудование) функционирующие на постсоветском пространстве были приобретены у зарубежных фирм и работают не достаточно эффективно.

Таким образом, учитывая выше приведенные данные и создавшуюся в стране ситуацию по значительному накоплению мусоросвалок бытового мусора, была поставлена задача по изысканию рационального способа переработки ТБО особенно в городах с горнометаллургическим комплексом.

Изложение материала. Учитывая значительный опыт эксплуатации и изготовления тепловых агрегатов с непрерывно движущейся колосниковой решеткой, было решено провести исследования по сжиганию ТБО и использованием тепла непосредственно в месте его получения.

Исследования проводили на лабораторной агломерационной установке, оборудованной разборной цилиндрической аглочащей с перфорированным дном диаметром 120 мм и общей

высотой 1000 мм. Опыты проводили также в аглочае прямоугольного сечения (300-300) мм с колосниковой решеткой высотой 0,4 м и имеющую дополнительную наставку высотой 400 мм.

Агломерационная чаша оснащена вакуум-камерой, соединенной газоходом с вакуум-насосом РМК-4.

Температуру отходящих газов в вакуум-камере аглочаи и на границе слой ТБО - известняк измеряли при помощи термопары ХК, самопишущего потенциометра КСП-4 и милливольтметра М-64. Для замера разрежения в вакуум-камере использовали тягомер ТМП-Г со шкалой от 0 до 1500 мм вод.ст.

Исходным материалом служили ТБО, в составе которых были представлены все характерные составляющие компоненты. В качестве теплопотребителя был выбран известняк. При сгорании ТБО образующиеся горючие газы утилизируются в слое известняка, который укладывается непосредственно на решетку, происходит обжиг его с получением извести для строительного использования.

В процессе исследований были отработаны технологические параметры: выбрано рациональное соотношение загружаемых на решетку компонентов: ТБО - известняк, высота обжигаемого слоя, крупность укладываемого в слой известняка; изменение и регулирование газодинамических параметров комбинированного слоя; изменение температуры в различных участках слоя и отходящих газов; методы предварительной подготовки ТБО и известняка, определено качество готового продукта - извести.

Основные показатели исследований приведены в табл. 2.

Таблица 2

Показатели процесса сжигания ТБО								
Условия опыта		Продолжительность процесса, мин	Скорость протекания процесса, мм/мин	Температура, отход газов под решеткой (max), °C	Скорость фильтрации воздуха, м/с	Кол-во воздуха кг/т ТБО	Удельная производительность, т/м ² час	
соотношение ТБО/известняк	наличие твердого топлива, %						по ТБО (исходный)	по извести
9,0	-	9,0	33,3	650-750	1,8	14350	0,6	0,2
4,0	-	8,0	37,5	600-750	1,4	9930	0,7	0,2
2,3	-	7,0	42,8	600-700	1,1-1,5	8378	0,7	0,4
1,0	-	10,0	30,0	600-700	1,6-2,8	19097	0,5	0,6
0,9	-	9,0	33,3	600	1,5	11715	0,5	0,6
1,05	2,5	10,0	30,0	650-780	0,95-1,7	11520	0,5	0,5
1,0	4,6	7,0	42,8	680-780	1,55-3,2	14430	0,8	0,7
0,9	4,9	4,9	23,0	680-800	1,4-1,85	19860	0,4	0,4
1Д	5,0	11,0	27,3	680-800	1,5-1,9	17326	0,5	0,4
2,16	5,0 (торф)	7,0	42,8	750-800	1,7-2,5	13030	0,7	0,4

Результаты проведенных исследований позволили установить:

заданный состав ТБО является топливом с достаточной активностью, обеспечивающей интенсивное горение в присутствии кислорода воздуха;

за счет тепла отходящих газов, образующихся при сжигании ТБО, возможен обжиг известняка с получением строительной извести;

укладку продуктов на решетку следует осуществлять в следующем порядке: низ слоя - известняк крупностью 5-15 мм высотой 100-200 мм, верх слоя - ТБО, высотой 450-550 мм;

подстилающий слой известняка и образованной извести являются адсорбентами сернистых соединений и хлора, выделяемых при сгорании компонентов ТБО.

На основе результатов исследований [4], а также используя последние достижения в области конструктивных параметров прямолинейных конвейерных машин с колосниковой решеткой, было обосновано и разработано инженерно-технологическое решение проблемы: комплексный высокотемпературный энерготехнологический процесс и агрегат, в контурах которого производится сжигание ТБО, с одновременным использованием тепла и частичной очисткой от вредностей отходящих газов [6]

Подготовленные исходные материалы: ТБО и известняк транспортируют в главный корпус и сосредотачивают в расходных бункерах, оснащенных соответствующими дозаторами.

Смешивают измельченные отходы с известковым отсеком в двухвальном шнековом смесителе. Благодаря совершенствованию конструкции, в агрегате совмещаются операции смешивания, подсушивания и подогрева материалов технологическим воздухом с температурой 300 °С, поступающим от конвейерной машины.

Смешанный, подсушенный материал выдается непосредственно в расходный бункер установленный в головной части машины, из которого затем укладывается на подогретый подстилающий слой известняка.

Основным агрегатом термической переработки ТБО является мусоросжигательная конвейерная машина. Благодаря двухслойной загрузке, тепло горения отходов поступает в подстилающий слой известняка и расходуется на его обжиг.

В машине реализован ряд новых конструкторских решений: установлен лопастной укладчик ТБО, горн интенсивного зажигания, специальные рыхлители слоя. Машина максимально герметизирована. Надежность работы несущих конструкций в зонах высоких температур обеспечивается струйными воздушными системами охлаждения. Нагретый воздух после охлаждения конструкций, направляется в сжигаемый слой для интенсификации процесса горения и выгорания вредных примесей в отходящих газах. Тежки конвейерной машины выполнены с максимальной степенью надежности и оборудованы специальными уплотнениями, герметизирующими надслоевое пространство и нижнюю часть газоотвода.

Зажигательный горн, оснащенный двухпроводными вихревыми горелочными устройствами, обеспечивает нагрев поверхности слоя ТБО до 1000 °С и обеспечивает снижение потерь тепла в окружающую среду, уменьшает потери от лучистого теплообмена во внутреннем пространстве горна; обеспечивает быстрое равномерное зажигание.

В схеме газотоков машины предусмотрена максимальная степень утилизации тепла и организация рециркуляции потоков для их огневого обезвреживания и уменьшения объемов выбросов газов в трубу.

В разработанной технологии приняты меры, позволяющие снизить концентрацию вредных примесей в газах, образующихся при сжигании ТБО. К этим мерам следует отнести технологический прием неоднократного просасывания отходящих газов через подстилающий слой известняка, извести, который является адсорбентом сернистых, хлористых, фтористых соединений. Наиболее эффективным методом освобождения отходящих газов от диоксинов и фуранов является дожигание их при температуре 800- 1000 С с прибытием их в этих условиях в течение 2-4 секунд. Окончательную очистку газов перед их выбросом в атмосферу следует производить в «мокрое» газоочистное устройство с использованием абсорбционных процессов, основанных на применении щелочных поглотителей. Наиболее приемлемым реагентом следует считать водную суспензию гидроксида кальция, который обладает высокой химической активностью по отношению к HCl , SO_2 , NO_x , P_2O_5 и др. кислым компонентам, превращая их соответственно в хлорид, сульфит, сульфат, нитрат и фосфат кальция, а образующиеся в процессе абсорбции трудно растворимые соли CaSO_3 , $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$ хорошо выводятся из системы [5].

В заключение следует отметить, что разработанная технология и схема оценки аппаратов по своей насыщенности технологическими операциями и оборудованием не превышает по этим статьям известные и функционирующие зарубежные заводы по термической переработке ТБО.

К достоинствам разработанной технологии следует отнести то, что они могут быть осуществлены с использованием основных агрегатов, применяемых в горнометаллургической промышленности, при некоторой их модернизации (например, агломерационных или обжиговых машин и сопутствующего оборудования). Заменяемые на некоторых металлургических заводах в аглофабриках агломерационные машины или на фабриках окомкования машины для обжига окатышей на новые, могут еще послужить для сжигания ТБО. В регионах, в которых существует металлургическое производство с образованием доменного и коксохимического газов - эта технология будет наиболее целесообразна. Это в полной мере относится к горнометаллургическому комплексу Кривого Рога.

Дальнейшая направленность работ по этой проблеме состоит в решении вопросов снижения энергозатрат и исследовании характеристики отходящих газов в зависимости от морфологического состава ТБО.

Выводы. Темпы накопления ТБО свидетельствуют о необходимости безотлагательного решения проблем уничтожения свалок с переработкой накопленных в них отходов.

Анализ существующих технических решений и функционирующих комплексов в ближнем и дальнем зарубежье, свидетельствуют о том, что наиболее радикальным способом уничтожения отходов является сжигание их в специальных агрегатах.

Представленная в работе технология отличается оригинальностью решения проблемы: совмещением в контурах основного агрегата сжигания отходов, утилизации тепла, очистки от вредных примесей отходящих газов и получением продукта (извести), пригодного для строительной отрасли.

Технология позволяет применять известные многократно опробованные агрегаты, а также предусматривать изготовление и освоение без привлечения иностранного оборудования и специалистов.

Список литературы

1. Шубов Л.Я., Ставровский М.Е., Шехирев Д.В. Технология отходов мегаполисов, технологические процессы в сервисе, МГУС, МИСиС, Москва, 2002. - 374 с.
2. Беньямовский Д.Н. Термические методы обезвреживания твердых бытовых отходов. -М.: Стройздат, 1979-192 с.
3. Пурин В.Р. Бытовые отходы. Теория горения. Обезвреживание. Топливо для энергетики. - М.: Энергоатомиздат, 2002. - 112 с.
4. Арсентьев В.А., Петров А.В., Белоглазов И.Н., Феоктистов А.Ю. Новая технология термического уничтожения твердых бытовых отходов; Черные металлы, июль-август, 2006.
5. Четвериков В.В., Гринченко Н.Н., Марцевой В.П. Методы подавления эмиссии вторичных токсичных соединений при термическом обезвреживании.
6. Патент РФ №2265773. Способ и устройство для сжигания твердых бытовых отходов/ В.А.Арсентьев, А.В. Петров. Бюллетень №34, 10.12.2005г.

Рукопись поступила в редакцию 20.02.12

УДК 669

В.В. ПЛОТНИКОВ, канд. техн. наук, доц., Т.П. ЯРОШ, канд. техн. наук, доц.,
О.В. МАРАСАНОВА, ассистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРСПЕКТИВИ УТИЛІЗАЦІЇ ПРОМИСЛОВИХ ВІДХОДІВ У МЕТАЛУРГІЙНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

Встановлено ресурси, склад та властивості шламів промислових підприємств. Запропоновано рекомендації щодо їх утилізації в металургійному виробництві.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. В останні роки в зв'язку з утворенням і накопиченням значної кількості промислових відходів і необхідністю вирішення екологічних проблем зростає значення комплексної їхньої утилізації. Наприклад, лише на металургійних підприємствах України в заскладованих залізовмісних шламах міститься більше 50 тис. т цинку, ресурси якого щорічно можуть збільшуватися на 13 тис. т при повному освоєнні потужностей металургійних агрегатів. Крім того, в червоних шламах міститься 8,8 тис. т цинку. При цьому загальні ресурси цинку складають близько 74 тис. т.

Переробка цинквмісних шламів в агловиробництві веде до підвищення вмісту цинку в агломераті, що у свою чергу призводить до збільшення припустимої кількості цинку, який надходить в доменну піч. Наявність цинку в шихтових матеріалах доменних печей є причиною зниження міцності коксу і залізородної сировини, передчасного руйнування вогнетривкої кладки і розривів кожухів печей, різкого погіршення газодинаміки доменного процесу і збільшення витрати коксу. Вилучення з обороту цинквмісних шламів і скидання їх у шламонагромаджувачі погіршує екологічну обстановку в промислових регіонах України.

При виробництві глинозему на вітчизняних і закордонних підприємствах утворюється значна кількість червоних шламів. Так, при виробництві 1 т товарного алюмінію утворюється 1,3 т червоних шламів, що дотепер не знаходять широкого застосування. Тільки на Миколаївському глиноземному заводі (МГЗ) щорічний вихід цього продукту перевищує 1 млн. т. При цьому, більше 25 млн. т його накопичено в шламонагромаджувачах, що переповнені і становлять екологічну небезпеку. Аналогічна ситуація складається і на Дніпровському алюмінієвому заводі (ДАЗ). Значна частина сировини, що добувається, (до 90% і більше) найчастіше відправляється у відвали. При цьому створюються значні запаси відходів, так звані техногенні родовища. Комплексний підхід до переробки вторинної сировини дозволить витягати й використовувати цінні і дефіцитні для України кольорові метали й забезпечувати підвищення екологічної безпеки територіальних комплексів і відповідних технологій.

Аналіз досліджень і публікацій. Вивчення питання про стан переробки цинквмісних і червоних шламів показує, що незважаючи на наявні розрізнені технології і винаходи для їхньої утилізації, вони не знайшли широкого застосування в основних переділах чорної металургії, які утилізують відходи. На даному етапі розвитку науки і техніки не існує в достатньому ступені обґрунтованих методів крупнотонажної переробки червоних шламів. Запропоновано лише окремі технології по утилізації червоного шламу в різних галузях народного господарства. Багаторазово починалися спроби використовувати шлами у невеликих кількостях для виробництва пігментів, кераміки, кольорового скла, або як добавки в агломераційну шихту [1,2], але дотепер задовільних результатів отримано не було. Дослідження додавання червоних шламів в аглошихту показують, що введення їх до 2–5% можливо, але при цьому потрібно відпрацювання технології доменної плавки і, головне, не вирішується проблема повної їхньої утилізації. Розподіл підготовлених шламів по всіх аглофабриках України є нераціональним як з технологічних, так і з організаційних причин.

Аналіз способів переробки металургійних цинквмісних шламів також показує на велику їхню розмаїтість [3-5]. Найбільш розвинуті пірометалургійні способи, що забезпечують більш повну утилізацію відходів, високий ступінь витягання цинку, одержання якісного продукту для подальшої металургійної переробки. У той же час ці способи є досить енергоємними і супроводжуються виділенням великих кількостей газів, що ускладнює процес уловлювання пари цинку (продукту перегону) і забезпечення необхідного стану навколишнього середовища.

Організацію регенерації малотоннажної маси цинку важко здійснити через досить складні технології, які економічно доцільними можуть бути тільки при великому обсязі виробництва. Організація збору, підготовки і передачі шламів на інші підприємства для витягання цинку теж не організована.

Постановка задачі. Рішення проблеми повної утилізації цинквмісних шламів чорної металургії, а також червоних шламів алюмінієвої промисловості можливо тільки при комплексному підході до їхньої переробки з одночасним підвищенням екологічної безпеки в цих галузях промисловості. Це ставить питання про необхідність додаткових досліджень, спрямованих на вивчення фізико-хімічних і мінеральних властивостей названих відходів з визначенням їхньої металургійної цінності, а також поводження їх при окискуванні залізрудних матеріалів і в піровідновлювальних металургійних процесах з витяганням цінних елементів.

Викладення матеріалу та результати. Встановлено ресурси цинку, що знаходиться в шламах підприємств чорної металургії і ВО «Хімволокно» (табл. 1), а також ресурси червоних шламів на Миколаївському і Дніпровському алюмінієвих заводах, що оцінюються в 34 млн. т. Слід відзначити деякі загальні ознаки техногенних родовищ: присутність у відходах елементів у складних з'єднаннях і тонкодисперсність їхніх зерен; невисокий вміст окремих елементів, хоча найчастіше вони мають більшу концентрацію, ніж у відповідних природних родовищах.

Хімічний (табл. 2) і гранулометричний склад, мінеральні і рентгеноструктурні властивості, а також змочуваність, вологоємність і розм'якшування шламів (рис. 1) вказують на істотні відмінності цих властивостей, через що вони будуть по різному впливати на технологію підготовки й окискування залізрудних матеріалів [6]. Це вимагає в кожному конкретному випадку розробки оптимальної технології їхньої переробки.

Таблиця 1

Ресурси цинку на металургійних підприємствах України

Вид відходів	Поточне виробництво, т/рік	Заскладовано, т	Усього, т
Колошниковий пил	26	–	26
Доменний шлам	5596	825	6421
Мартенівський шлам	5862	28770	34632
Конвертерний шлам	1121	20160	21281
Шлам електросталеплавильного цеху (ЕСПЦ)	–	2400	2400
Пил ЕСПЦ	405	–	405
Шлам ВО "Хімволокно"	194	8598	8792
Разом	13204	60753	74178

Усереднений хімічний склад шламів, %

Шлами	Fe _{заг.}	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Zn+Pb	Na ₂ O+K ₂ O	ППП*
Червоні	34,7	7,2	6,5	2,5	18,3	4,7	0,02	3,4	12,0
Металургійні	51,8	5,2	8,2	2,5	0,9	0,1	0,58	0,4	9,2
«Хімволокно»	2,5	2,3	13,4	2,4	0,5	-	17,8	-	18,9/26,8

Примітка: * у знаменнику - органічні речовини

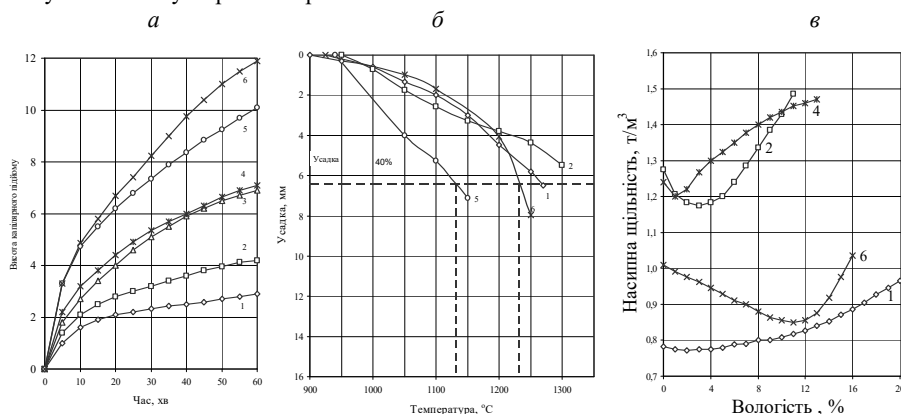


Рис. 1. Змочуваність (а), розм'якшення (б) і насипна щільність (в) шламів:
1 – червоний; 2 – мартенівський; 3 – ЕСПЦ; 4 – конвертерний без допалювання СО;
5 – те ж з допалюванням; 6 – доменний

Цинквмісні металургійні шлами, шлами ВО «Хімволокно» і червоні шлами дрібнодисперсні, мають розвинуту поверхню, через що вони є гідрофільними і вологоємними. Це вимагає розробки спеціальної технології їхнього зневоднювання, підготовки й утилізації в металургійних процесах. Червоні шлами містять 42–92% фракцій –0,05 мм. Їхня питома поверхня складає 17–22 м²/г. Металургійні шлами містять 42–67% цієї фракції з питомою поверхнею 0,238–1,028 м²/г.

Вибір способів переробки шламів вимагає встановлення поведінки кольорових, легуючих й інших металів у пірометалургійних процесах, на підставі яких розробляються відповідні технології їхньої переробки. Основним напрямком крупнотонажної утилізації червоних шламів може бути агломераційне виробництво. Цинквмісні шлами доцільно переробляти з витяганням цинку і свинцю, а залізовмісний продукт повертати у відповідне виробництво чорних металів.

Для видалення кольорових металів з підготовленого цинквмісного пилу і шламів найбільш поширеними є пірометалургійні способи. Вони засновані на термообробці відходів у відновлювальній атмосфері з одержанням металізованого продукту й вловлюванням пилу, збагаченого кольоровими металами - продуктами перегону.

Фізико-хімічні характеристики відновлювального процесу визначаються термодинамічними параметрами рівноважних станів, а послідовність відновлення різних оксидів - при порівнянні парціальних тисків продуктів реакції або кисневих потенціалів оксидів.

Витягання цинку при відновленні пилів і шламів описується рівнянням (1):

$$\eta_{Zn} = \frac{1}{1 + x_{Zn} \left(\frac{1 - \eta_{Fe}}{\eta_{Fe}} \right) \left(1 - \frac{\eta_{Zn}^{2\alpha 3}}{\eta_{Zn}} \right)}, \quad (1)$$

де η_{Zn} – сумарне витягання цинку в сплав і парову фазу; $\eta_{Zn}^{2\alpha 3}$ – витягання цинку в парову фазу; x_{Zn} – концентраційна функція розподілу цинку в сплаві; η_{Fe} – сумарне витягання заліза в сплав.

Аналіз проведених раніше робіт з утилізації червоних шламів [1,2] показує, що основним напрямком їхньої утилізації може бути агломераційне виробництво чорної металургії.

Склад шихт і основні показники аглопроцесу приведені в табл. 3.

Таблиця 3

Показники агломерації різних шихт з червоного шламу МГЗ

Агломерат	Вертикальна швидкість спікання, мм/хв.	Питома продуктивність чаші, т/м ² ·год	Фракційний склад агломераційного спеку після 2-х кратного скидання з висоти 2 м, % (мм)				Вихід придатного (+10 мм) зі спеку, %
			+40	40-20	20-10	10-0	
1 (100% червоного шламу, основність 0,84)	24,1	0,85	20,2	24	27,8	28	72
2 (червоний шлам + окалина, основність 0,8)	26,3	1,06	23,7	25,1	26	25,2	74,8
3* (основність 1,3)	27,2	1,04	22	26,3	26,7	25	75
4* (основність 2,0)	26,5	0,93	20	27,4	27	25,6	74,4
5* (основність 2,6)	26,3	0,91	18,1	24,7	28,5	28,7	71,3
6 ** (основність 2,0)	25,2	0,89	19,2	24,2	27,5	29,1	70,9

Примітка: * Червоний шлам + вапняк + окалина (від 220,6 до 241,7 кг/т);

** Червоний шлам + вапняк + окалина (51,5 кг/т).

Шихти з червоним шламом спікаються з досить високою швидкістю, що вказує на можливість агломерації в шарі більше 400 мм і дозволяє додатково покращувати показники міцності спеку. Витрата коксового дріб'язку змінювалася від 80,6 до 106,4 кг/т агломерату, тобто не перевищувала відомі показники при спіканні бурозалізнякових руд. Через низьку насипну масу цих шихт продуктивність аглочащі склала 0,85-1,06 т/м²·год., що характерно для агломерації дрібнозернистих залізородних концентратів без додавання вапна. Виявлено прискорення і збільшення асиміляції вапняку в зоні спікання за рахунок утворення феритних сумішей.

Висновки. Може бути запропонована технологія крупнотонажної утилізації червоного шламу з одержанням алюмозалізного (19,3-21% Al_2O_3 і 34,1-44,7% Fe) агломерату з основністю 0,8-2,6 і вмістом 3,9-5,5% TiO_2 . Здійснити технологію можливо на одній аглофабриці в складі 1-2 агломашин. Отриманий глиноземистий агломерат пропонується використовувати в доменній плавці за двома варіантами: для одержання сплаву (феросиліцію) і високоглинозмістого шлаку для виробництва спеціальних цементів, а також для підшихтовки до звичайної доменної шихти з метою внесення в неї оксидів заліза, титану, кальцію і глинозему. Високоглиноземистий агломерат з підвищеним вмістом оксидів титану пропонується використовувати для зміцнення футерівки горна доменної печі. Високоглиноземистий шлак з вмістом близько 40% глинозему може бути також використаний у глиноземному виробництві. В Україні є можливості для масштабного опробування і впровадження технології агломерації і доменної плавки на агломератах, отриманих з червоного шламу. Однак впровадження такої технології потребує ретельної підготовки шламів, яка повинна включати зневоднювання та змішуванням шламів з вапном. Підготовлена в такий спосіб шламовапняна суміш подібно феритним сумішам буде позитивно впливати на технологію агломерації і якість агломерату при спіканні шихт як з добавкою, так і на основі шламів.

Технологія одержання агломерату з підвищеним використанням червоних шламів і піровідновлювальних металургійних процесів з витяганням цинку і свинцю дозволить вирішити складну ресурсо-енергозберігаючу проблему утилізації цінних відходів виробництва і підвищити екологічну безпеку цих виробництв.

Список літератури

1. Хлапонин Н.С., Перистый М.М., Раджи О.И., Кузин А.В. Агломерация красного шлама /Металл и литье Украины. – 2001. – № 3–4. – С. 5–7.
2. Утков В.А., Пацей А.В., Шморгуненко Н.С. Переработка бокситовых красных шламов: Обзорная информация. Вып. 6. – М.: ЦНИИЦМЭИ, 1988. – 38 с.
3. Щукин Ю.П., Сединкин В.И., Полушкин М.Е., Нефедов С.Н. Выведение из оборота доменных шламов с высоким содержанием цинка//Сталь. – 1999. – № 11. – С. 13–17.
4. Клягин Г.С., Ростовский В.И., Кравченко А.В., Раджи О.И. Перспективы организации ресурсосберегающих малоотходных процессов в черной металлургии//Металл и литье Украины. – 2002. – № 7–8. – С. 64–67.

5. Ивянский В.А., Довлядов И.В., Михалевич А.Г. Пути повышения степени обесцинкования железорудных материалов в процессе их агломерации//Черная металлургия. – 1988. – № 2. – С. 13–14.

6. Иванов Н.И., Литвинов В.К., Шутикова В.Ф., Агапитов Е.Б. Высокотемпературные процессы переработки шламов металлургического производства//Бюл. НТИ: Черная металлургия. – 1989. – № 6. – С. 20–28.
Рукопис подано до редакції 31.03.12

УДК 622.7.012

ОЛІЙНИК Т.А., д-р техн. наук, проф., СКЛЯР Л.В., канд. техн. наук, доц.,
МІХЛЯЄВ Є.С., магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА ЕФЕКТИВНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ВИДАЛЕННЯ ФОСФОРУ ІЗ ЗАЛІЗОРУДНИХ КОНЦЕНТРАТІВ

Проведено аналіз основних методів видалення фосфору із залізорудних концентратів. У результаті аналізу проведених досліджень та синтезу отриманих наукових результатів, була розроблена технологія видалення фосфору з залізистих концентратів, яка дозволяє знизити вміст фосфору з 0,4% до 0,04%.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Металургійна цінність залізних руд і концентратів визначається вмістом в них корисного компонента (Fe), а також корисних (Mn, Ni, Cr, V, Ti), шкідливих (S, P, As, Zn, Pb, Cu, K, Na) і шламоутворюючих (Si, Ca, Mg, Al) домішок.

Фосфор є шкідливою домішкою в металі, оскільки, перебуваючи в ньому, він надає йому крихкість і сильно підвищує схильність до крихкого зламу. Фосфор також підвищує поріг хладоломкості, тобто температуру різкого падіння ударної в'язкості. Так як фосфор не може бути легко видалений з флюсу або плавки, тому максимально допустимий вміст фосфору в сталі обмежують досить низькою межею, яка з урахуванням вимог до металу і можливостей дефосфорації становить до 0,020-0,040 %.

Аналіз досліджень і публікацій. У наш час 98,5 % залізорудної продукції використовують для потреб чорної металургії, отож вимоги до якості мінерально-сировинної бази виходять із вимог до сталі, чавуну, а також з технологічних особливостей сталеплавильного виробництва. Існують кондиції на запаси руди в надрах, а також вимоги до видобутої і товарної руди.

Оскільки Україні та Східній Європі основним технологічним процесом є доменний, то вимоги до якості залізорудної продукції орієнтовані насамперед на нього. Слід відзначити, що вимоги до якості залізорудної продукції, що експортується в Західну Європу, вище, оскільки металургійні виробництва індустріально розвинених країн орієнтуються насамперед на безпосереднє відновлення заліза, минаючи доменний процес. Тому, основним завданням є забезпечення залізодобувної промисловості високоякісною мінеральною сировиною, придатною для якісної металургії. Це можливо за рахунок вдосконалення технології розробки діючих об'єктів [1].

Залежно від складу залізних руд розробляються технології їх збагачення і подальшої підготовки до металургійного переділу. Ми розглянемо особливості знефосфорення магнетитових та гематитових концентратів.

В основному застосовуються металургійні методи видалення фосфору з концентратів.

Для зменшення вмісту фосфору в залізорудних концентратах використовуються два методи прямого відновлення фосфору:

метод прямого відновлення фосфору шляхом його переведення в шлак. при цьому вміст фосфору знижується до 0,1%, а вилучення заліза становить лише 80,8 %;

метод прямого відновлення фосфору шляхом вдування кисню, повітря та вапняного пилу в конвертор для дефосфації руди. цей процес був пізніше вдосконалений підігрівом окису кальцію конвертерним газом. це дозволило використовувати руди з меншим вмістом заліза і вмістом фосфору від 3% і більше, такі як леопські руди з 2,5-3,5 % фосфору, і отримати високоякісну сталь.

До недоліків цих методів необхідно віднести їх неекономічність, великі втрати заліза (до 20%) та екологічні проблеми.

Процес випалу необхідно проводити при температурі 800-1000 °С. При цьому відбувається руйнування структури гідрогетиту (FeOОН), перекристалізація заліза і витіснення фосфору з зерен на межі розділу фаз (кристалів).

Далі утворюється штучний гематит $2\text{FeOОН} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}$ і сполуки фосфору. У результаті, забезпечується доступ мінеральної кислоти до з'єднань фосфору і переведення їх в розчин.

При температурі менше 800 °С процес протікає з недостатньою повнотою. За температури понад 1000 °С відбувається спікання частинок в агломерати і погіршується доступ кислоти до частинок мінералу, що містить фосфор, в результаті чого ступінь вилучення фосфору падає.

Час випалу протягом 1 години забезпечує високе вилучення фосфору в розчин при подальшому вилуговуванні. Збільшення часу випалу, більше однієї години, погіршує техніко-економічні показники всього процесу дефосфації [2].

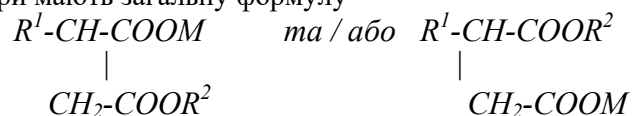
Проблема розробки технології видалення фосфору не металургійним шляхом і отримання з цих руд кондиційного за фосфором концентрату представляє великий практичний інтерес і має важливе значення не тільки для країн СНД, а й для багатьох країн світу, наприклад Австралії, Іспанії, Колумбії, США, Швеції, Франції та ін.

Частина фосфору входить до складу цементної маси, яка зв'язує тонкодисперсні зерна магнетиту. Тому механічними способами неможливо видалити його до масової частки, що задовольняє вимогам металургійних переділів. Досить обмежене видалення фосфору досягається за допомогою подрібнення і магнітної сепарації.

Для видалення фосфору флотаційними методами застосовують зазвичай аніонактивні реагенти.

Компанією «Аква Нобель» розроблено катіонний реагент на підставі реагенту Лілафлот, застосування якого при флотації при витратах біля 70 г/т дозволило видалити з магнетитового концентрату 90-95 % фосфору, що містився в цьому концентраті. При цьому втрати заліза склали порядку 2 %.

У Росії розроблено метод прямої флотації фосфатних мінералів з магнетитових концентратів, при якій пульпу оброблюють лужним агентом до рН від 7 до 11 та депресором карбонатних і силікатних мінералів. Вводять колектор типу похідних янтарних кислот в кількості від 20 до 2000 г/т вихідного продукту та вспінювач. Вилучають фосфорні мінерали в пінний продукт. Колектори мають загальну формулу



де R^1 - лінійний або розгалужений алкеніл $\text{C}_8\text{-C}_{24}$, переважно $\text{C}_8\text{-C}_{18}$; R^2 - лінійний, або розгалужений, або циклічний алкіл с 5 і/або 6 атомами вуглецю; М - гідроген, амонію, атом лужного або лужноземельного металу або група $\text{NR}^3\text{R}^4\text{R}^5$, де R^3 , R^4 і R^5 незалежно друг від друга означають гідроген, алкіл $\text{C}_1\text{-C}_{20}$, гідроксилалкіл $\text{C}_1\text{-C}_{20}$.

Зважаючи на неможливість значно знизити вміст фосфору в концентратах за допомогою механічної обробки відомо застосування гідрометалургійних способів для видалення фосфору з залізних руд.

Спосіб попередньої обробки руди з метою зниження вмісту в ній сірки і фосфору шляхом промивання руди (по суті оксидів заліза) водними розчинами соди з поступовим підвищенням температури, включає змішання неорганічної основи з оксидної залізною рудою, що містить в основному оксиди заліза при відношенні приблизно 0,1:1,5 - основи до ваги залізної руди; нагрівання суміші до 300°C та промивку суміші гарячою водою.

До недоліків цього способу слід віднести те, що ступінь зниження домішок фосфору в руді залишається низькою і, отже, не дозволяє отримати кондиційні залізорудні концентрати.

Останнім часом найбільш поширеними способами дефосфації металовмісних руд є хімічні методи - лужне або кислотне вилуговування з відділенням вилугованого концентрату.

Відомий спосіб видалення фосфору з лотарингської залізної руди, яка містить 30% Fe, 20 % SiO_2 , 7 % Al_2O_3 і 1,7 % P_2O_5 , при якому застосовують обробку руди 40-50 % розчином лугу при температурі 125-140°C, тривалістю від 30 хв до 3 годин і кількості твердого в пульпі від 50 до 200 г/л. При цьому було вилучено в розчин до 60-80 % фосфору, кремнезему та інших мінералів руди при вилученні заліза в концентрат більше 93-95 %.

При цьому методі найбільш поширеним є гідроксид натрію. Але при його застосуванні мають місце нетехнологічні розчини, які погано відстоюються і фільтруються.

Крім того, виявлений оптимальний режим вилюговування має ряд серйозних недоліків: складну схему регенерації луку і значні витрати води на її відмивання.

Метод окислювального вилюговування в кислотному середовищі комплексних залізних руд, полягає в обробці матеріалу при таких умовах, щоб сприяти окисленню заліза й сірки, окисляти сульфід сірки, принаймні, частково в сульфат. Окислене залізо і домішки переходять в розчин в процесі вилюговування, яке ведеться протягом певного періоду часу, поки більше 80% сульфідів, що містяться в матеріалі, не окислиться. При цьому утворюється осад вилюговування, який придатний для термометалургійного відновлення заліза.

Цей спосіб дає позитивний результат для видалення сірки, але не забезпечує знефосфорення залізної руди.

Також відомо метод вилюговування фосфору сірчаною кислотою при температурі 95-100°C. Витрати сірчаної кислоти для розчинення фосфору, що міститься в концентратах, становить 30 кг на 1 кг фосфору, що вилюговується, тобто значно більші, ніж за стехіометрією. Щоб уникнути повторного випадання в осад сульфату тривалентного заліза, необхідно оперувати значеннями рН в інтервалі 1,6-1,4, залежно від вмісту твердих частинок в пульпі. Відношення Т:Ж повинно становити 1:2-1:3, а загальний час вилюговування - 50 хв. Подальша переробка концентрату проводиться методом огрудкування та випалу отриманих окатишів. При цьому вміст сірки зменшується на 95 %, а фосфору - приблизно на 80%.

Недоліком цього способу є складність технологічного оформлення процесу вилюговування, висока температура процесу і великі втрати заліза з розчинами.

В якості мінеральної кислоти при вилюговуванні може застосовуватися також соляна кислота. Сутність методу полягає в тому, що спочатку здійснюють агломерацію залізної руди, а потім - вилюговування з використанням соляної кислоти або газоподібного хлористого водню. Температура вилюговування 90-105 °C.

Недоліком цього способу є те, що застосовують летючу соляну кислоту, яка дуже шкідлива для обслуговуючого персоналу і призводить до корозії устаткування через наявність хлористого водню.

Слід відзначити, що хімічне вилюговування є успішним, тільки якщо йому передують термічна обробка, яка викликає рекристалізацію залізних мінералів в L - Fe₂O₃ і концентровано фосфору між зернами гематиту. Термічна обробка полягає в випалюванні концентрату при температурі 500-600 °C протягом 1-1,5 години, а для вилюговування застосовується сірчана кислота в кількості не менше 110-150 % від стехіометричного по відношенню до фосфору, при температурі 60-80 °C, відношенні Т:Ж = 1:3-1:5. Час вилюговування - 2-3 години [2].

Постановка завдання. Фосфор в магнетитовий та гематитових концентратах, як правило, представлено апатитом в тонких фракціях менше 20 мкм, а також частина фосфору входить до складу цементної маси, яка зв'язує тонкодисперсні зерна мінералів заліза. Тому механічними способами важко видалити його до масової частки, що задовольняє вимогам металургійних переділів. У зв'язку з цим розробка ефективної технології знефосфорення залізрудного концентрату, що забезпечує зниження вмісту фосфору до світових вимог, є актуальною практичною задачею.

Викладення матеріалу та результати. На дослідження поступила проба магнетито-гематитової руди з масовою часткою заліза 53,8 %. В результаті магнітної сепарації було отримано два концентрати: магнетитовий (вихід 47,7 %, масова частка Fe_{заг} 69,509 %) та гематитовий (вихід 15,27 %, масова частка Fe_{заг} 60,48 %). Вихід хвостів склав 37,03 %. Втрати заліза за магнітною технологією склали 21,2 %. Як бачимо, концентрати задовольняють вимогам металургійної промисловості за масовою часткою заліза. Але, слід відзначити, що вони мають високу масову частку фосфору – 0,071% та 0,343 % відповідно в магнетитовому та гематитовому концентратах. Тому дослідження із знефосфорення були проведені саме на пробах цих концентратів. Зауважимо, що більша масова частка фосфору характерна для гематитового концентрату, внаслідок того, що він має меншу крупність в зрівнянні з магнетитовим.

У результаті вивчення мінералогічного складу концентратів встановлено, що у всіх вивчених продуктах присутній кальцит - бурхлива реакція з кислотою. Нерудні мінерали спостерігаються у вигляді як вільних уламків так і у вигляді зростків з рудними мінералами. Характерною особливістю досліджуваних магнетитового та гематитового концентрату є також різкий розкид розмірності уламків. Найбільш дрібні уламки представлені переважно

гідроксидами заліза, кальцитом і апатитом. Апатит представлений подовженими, а також коротко-призматичними індивідами. Він найчастіше, просторово тяжіє до кальциту, проте наголошується у вигляді дрібних включень у магнетит. Розмір коливається в широких межах від одиниць мікрометрів до десятих часток міліметра.

На підставі аналізу результатів вивчення речовинного складу, хімічних, мінералогічних властивостей магнетитових і гематитових концентратів та властивостей апатиту прийшли до висновку про доцільність проведення знешламлення магнетитових концентратів та прямої флотації апатиту з гематитових концентратів.

Знешламлення було проведено на пробі магнетитового концентрату. Метою знешламлення було зниження масової частки фосфору в пробі за рахунок виведення класу мінус 0,02 мм, де, в основному концентрується тонкоподрібнений апатит. Результати знешламлення магнетитового концентрату наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Результати знешламлення магнетитового концентрату					
Найменування продукта	Вихід, %	Масова частка Fe _{заг} , %	Вилучення Fe _{заг} , %	Масова частка P, %	Вилучення P, %
Концентрат	93	69,52	93,02	0,03	39,13
Шлами	7	69,33	6,98	0,62	60,87
Вихідний магнетитовий концентрат	100	69,509	100	0,071	100

Наведені в таблиці дані підтверджують доцільність проведення операції знешламлення в технологічній схемі збагачення багатих гематит-магнетитових руд. Так, масову частку фосфору в концентраті вдалося знизити в 2,37 рази - з 0,071 % до 0,03 %, що задовольняє міжнародним стандартам на якість магнетитового концентрату. У результаті знешламлення магнетитового концентрату також підвищена масова частка заліза загального в концентраті на 0,01 %.

На пробі гематитового концентрату були проведені дослідження з прямої аніонної флотації апатиту. При флотаційних дослідженнях як аніонний оксигідрільний колектор використовувалося мило дистильованого талового масла (МДТМ). На практиці звичайно застосовують омилене талове масло. МДТМ відрізняється більшою селективністю в порівнянні з милом сирого талового масла (МСТМ). Основною частиною МДТМ є солі (як правило, натрієві) неорганічних жирних кислот (олеїнової, лінолевої і ліноленової), а вміст смоляних кислот в нім – не більше 10-15 %. Підвищений вміст смоляних кислот (до 30 % і більш) в МСТМ робить його менше придатним для отримання якісних концентратів через погіршення його колекторних властивостей та підвищення піноутворення. Вибір подібного колектору проводився, головним чином, лише емпірично і на основі доступності і економічності реагенту.

Для встановлення закономірностей процесу флотації, проведено ряд експериментів за методом латинського квадрату, де в якості змінних показників були витрати регентів - колектору, депресорну, регулятора середовища та час контактування з реагентами. Найкращі показники із знефосфорення (за масовою часткою фосфору в концентраті) отримані при витраті реагентів (г/т): МДТМ - 500 г/т, крохмаль - 2500 г/т, сода - 1000 г/т.

Слід відзначити, що при прямій аніонній флотації в пінні продукти переходить велика частина гематитових агрегатів, що призводить до великих втрат гематиту з пінним продуктом 75-85%, що свідчить про негативні результати проведених досліджень.

Так як при прямій аніонній флотації апатиту не було досягнуто бажаних результатів, то далі проводились дослідження з прямої катіонної флотації апатиту.

При дослідженні прямої катіонної флотації апатиту, як реагенти-колектори використовувалися аміни. Для флотаційних випробувань використовувався реагент «Лілафлот». Ці реагенти є первинними амінами на основі вищих жирних кислот з числом атомів вуглецю у радикалі 17-21.

Застосування катіонної флотації зумовлене тим, що у порівнянні з аніонною флотацією вона не потребує пом'якшення води і великої витрати реагенту. Окрім цього тривалість катіонної флотації у 2-4 рази менша, ніж аніонної.

Механізм дії амінів полягає у гідрофобізації мінералів при закріпленні іонів, тобто здійснюється хімічна взаємодія іонів та молекул колектору, а також фізична адсорбція їх на поверхні мінералу. Причинами адсорбції поверхнево-активного іону колектору можуть бути: кулонівське тяжіння іона електростатичним полем мінеральної поверхні, поляризація адсорбенту іоном, електростатична поляризація іона полем поверхні і неполярні сили Ван-дер-

Ваальса. У свою чергу, адсорбція молекул аміну, полярна група якого має постійний диполь, залежить від можливості прояву сил дипольної та дисперсійної взаємодії, утворення водневого зв'язку.

У лабораторних умовах була проведена серія випробувань, в результаті яких отримали позитивні результати: в гематитовому концентраті вдалося знизити масову частку фосфору в 2,87 рази з 0,343 до 0,12 %. Масова частка заліза загального в гематитовому концентраті склала 62,88 %, що на 2,4 % більш ніж у чорновому гематитовому концентраті.

Усереднені дані лабораторних досліджень з прямої катіонної флотації апатиту наведено в табл. 2.

Таблиця 2

Результати прямої катіонної флотації апатиту					
Найменування продукта	Вихід, %	Вміст Fe _{заг} , %	Вилучення Fe _{заг} , %	Вміст P, %	Вилучення P, %
Пінний продукт 1	10,13	52,47	8,79	1,2	35,45
Пінний продукт 2	17,72	55,27	16,19	0,76	39,29
Камерний	72,15	62,88	75,02	0,12	25,26
Вихідний гематитовий концентрат	100	60,48	100	0,343	100

Висновки та напрямки наукових досліджень. В результаті мінералогічного вивчення магнетитового та гематитового концентрату встановлено, що основний носій фосфору в концентратах - апатит, який знаходиться в тонких фракціях менше 20 мкм. Для його вилучення з магнетитових концентратів достатньо застосування в технології збагачення багатих магнетит-гематитових руд операції знешламлення, за допомогою якої можна видалити до 61 % фосфору. Встановлено, що для ефективного знефосфороення гематитових концентратів необхідно застосування прямої катіонної флотації апатиту, за допомогою якої з концентрату можливо видалити більше 74 % фосфору.

Отже, в результаті аналізу проведення досліджень та синтезу отриманих наукових результатів, була розроблена технологія видалення фосфору з магнетитових та гематитових концентратів, яка дозволяє знизити вміст фосфору в сумарному концентраті з 0,14 до 0,04 %. При подальшому вдосконаленні режиму флотаційного доведення гематитових концентратів планується зниження масової частки фосфору до 0,02 %.

Список літератури

1. Плотников О.В. Геологічні чинники економічної цінності промислових запасів залізрудних родовищ в докембрійських залізно-кременистих формаціях українського щита: автореф. дис... д-ра геол. наук / О.В. Плотников; НАН України. Ін-т геохімії навколиш. середовища. - К., 2002. - 28 с.
2. Пат. № 2184158, Российская Федерация, МПК C22B1/11, C22B1/04, C22B3/06. Способ очистки железорудного концентрата от примесей фосфора / Беликов В.В.; Огородов В.Б.; Ядрышников А.О.; Михайловина Н.А.; Чоп С.В.; заявитель и патентообладатель Акционерное общество закрытого типа "Механобр инжиниринг". - 2001113696/02; заявл. 23.05.01; опубл. 27.06.02. - 5 с.

Рукопис подано до редакції 21.03.12

УДК 622.7 622.341.1

А.В. БУЛАХ, канд. техн. наук, доц., О.А. КОРНИЕНКО, магистрант
Криворожский национальный университет

ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ВЫСОКОЭФФЕКТИВНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ КРИВБАССА

Объектом исследований являются окисленные железистые кварциты, попутно добываемые с магнетитовыми кварцитами на Валявкинском и Скелеватском месторождениях. Приведено обоснование принципиальной схемы переработки железорудного сырья с предварительной операцией обесшламливания дисперсных частиц. Установлены направления работ по повышению эффективности всего комплекса обогатительного передела.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Рациональное использование минерально-сырьевого потенциала недр Кривбасса определяется тем обстоятельством, что попутно добываемые с магнетитовыми окисленные железистые кварциты в настоящее время создают сложную экологическую обстановку для окружающей среды.

Необходимость скорейшего решения этой проблемы определяется тем, что окисленные железистые кварциты, содержащие гематит, мартит, гетит, гидрогетит и частично магнетит, являются одним из основных источников дальнейшего расширения сырьевой базы черной металлургии Украины. На

сегодняшний день больше половины потребности черной металлургии страны в железорудном сырье покрывается за счет концентратов, получаемых из бедных магнетитовых (18-40 % железа магнетита) кварцитов, технология переработки которых проста и хорошо освоена.

Дальнейшее расширение сырьевой базы железорудного сырья в значительной мере будет осуществляться за счет вовлечения в эксплуатацию (добычи и обогащение) окисленных железистых кварцитов как текущей добычи так и техногенных месторождений.

Количественное соотношение главных рудных минералов в рудах составляет: гематит, мартит 20-65 %, магнетит 1-12 %, гётит 3-20 %. Вкрапленность рудных зерен составляет от 0,001 до 0,1 мм. Промышленного использования на сегодняшний день этих руд как сырьевой базы для переработки отсутствует.

В результате такой эксплуатации месторождений не рационально используются богатства недр Кривбасса, непроизводительно засоряются большие площади плодородных земель, занятых под отвалы (до 20 тыс. га), пропадают средства, затраченные на добычу руды и укладку ее на склады техногенного месторождения, загрязняется окружающая среда из-за распыления руды. Кроме того, чтобы забрать руду со склада для ее последующего обогащения потребуются новые затраты на ее погрузку, транспортирование до фабрики и усреднение. Поэтому наиболее экономичной является схема, предусматривающая обогащение добываемых попутно окисленных кварцитов параллельно с магнетитовыми.

Кроме того с углублением действующих карьеров и шахт происходит удорожание добычи магнетитовых кварцитов и богатых руд. В связи с этим назрела необходимость широкого вовлечения в переработку попутно добываемых окисленных кварцитов.

Анализ исследований и публикаций. Первые исследования по разработке технологии обогащения окисленных железистых кварцитов и опытные работы в Украине относятся к началу 30-х годов XX века.

В зарубежной практике подготовка к обогащению бедных окисленных и смешанных железные руд (тонко-, средне- и крупнозернистых), а также богатых «землистых» руд применяют преимущественно самоизмельчение (мокрое и сухое), причем мельницы работают в замкнутом цикле с вибрационными грохотами. В результате обогащения исходных бедных окисленных и смешанных руд получают гематитовые концентраты с массовой долей железа 65-66 % и 5-6 % кремнезема. В ряде случаев достигается достаточно высокое извлечение железа в концентраты (76-86 %) [1].

В Украине разработан проект, но строительство из-за финансовых трудностей страны Криворожского горно-обогатительного комбината окисленных руд производительностью 30,0 млн т/год, приостановлено. В качестве основного технологического оборудования, предусмотренного при обогащении окисленных железистых кварцитов Кривбасса, принят сепаратор 6ЭРМ 35/315. Промышленная проверка сепаратора проведена на ЦГОКе, где несколько лет эксплуатировался данный сепаратор [2,3].

По результатам испытаний извлечение гематита в концентрат составляет в пределах 75 %, а гидроксидов железа - 44 %, эффективность обогащения класса минус 0,01 мм на сепараторе 6ЭРМ 35-315 не превышает 5 % [4].

Проектной схемой переработки окисленных железных руд на КГОКОР предусмотрено получение магнитного концентрата с массовой долей железа 61 % при извлечении 70 % [5]. Такое качество железорудного концентрата не удовлетворяет требованиям современного металлургического производства. Все это предопределяет целесообразности разработки новой, более эффективной технологии и техники переработки окисленных железных руд на сепараторах отечественной конструкции.

Испытан был также процесс мокрой магнитной сепарации в сильном поле для тонковкрапленных таконитов штатов Миннесота и Мичиган (США), очень близких по составу окисленным кварцитах Кривбасса. Эти руды требуют для раскрытия рудных минералов очень тонкого измельчения, а как правило, содержат землистый гематит и гетит. При их измельчении обычно образуется большое количество шламов, ухудшающих показатели обогащения. Гематит в рудах часто содержит на поверхности следы магнетита, но гетит (более слабомагнитный материал, чем гематит), как правило, свободен от ферромагнитных минералов. Поэтому селективность процесса магнитной сепарации нарушается, что снижает качество концентрата и извлечение железа в концентрат. Это положение подтверждается проектной технологической схемой КГОКОР.

Постановка задачи. На основании изложенного, авторами выполнены исследования по магнитному обогащению окисленных железистых кварцитов Кривбасса с предварительным обесшламливанием измельченного материала и получением концентрата, отвечающего требованиям европейского качества.

Изложение материала и результаты исследований. Исследования по магнитному обогащению в сильном поле окисленных железистых кварцитов Кривбасса показали перспективность этой технологии.

Но в тоже время при детальном изучении магнитных свойств измельченных рудных минеральных зерен установлено их изменчивость за счет закрепления на поверхностях зерен мартита, гематита дисперсных частиц порообразующих минералов. Крупность поверхностного слоя, закрепившихся на рудных и нерудных зернах составляет до 1 мкм, рис. 1-4.

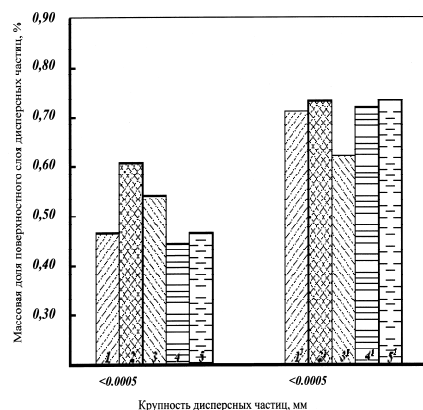


Рис. 1. Гистограммы закрепления дисперсных частиц на нерудных зернах исходной руды (1,2,3,4,5) и продуктах магнитного обогащения (1¹,2¹,3¹,4¹,5¹) при крупности измельчения руды 70% класса -0,074 мм 1,1¹ – 4 ж.г.; 2,2¹ – 5 ж.г.; 3,3¹ – 6 ж.г. Скелеватского месторождения; 4,4¹ – 4 ж.г.; 5,5¹ – 6 ж.г. Валявкисного месторождения

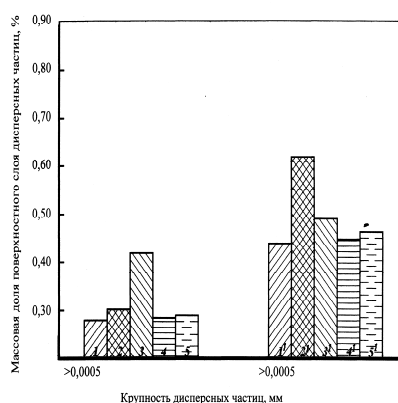


Рис. 2. Гистограммы закрепления дисперсных частиц на нерудных зернах исходной руды (1,2,3,4,5) и продуктах магнитного обогащения (1¹,2¹,3¹,4¹,5¹) при крупности измельчения руды 70% класса -0,074 мм различных минеральных разновидностей Кривбасса 1,1¹ – 4 ж.г.; 2,2¹ – 5 ж.г.; 3,3¹ – 6 ж.г. Скелеватского месторождения; 4,4¹ – 4 ж.г.; 5,5¹ – 6 ж.г. Валявкисного месторождения

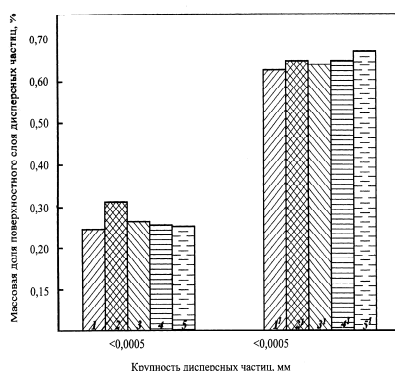


Рис. 3. Гистограммы закрепления дисперсных частиц на рудных зернах исходной руды (1,2,3,4,5) и продуктах магнитного обогащения (1¹,2¹,3¹,4¹,5¹) при крупности измельчения руды 70% класса -0,074 мм 1,1¹ – 4 ж.г.; 2,2¹ – 5 ж.г.; 3,3¹ – 6 ж.г. Скелеватского месторождения; 4,4¹ – 4 ж.г.; 5,5¹ – 6 ж.г. Валявкисного месторождения

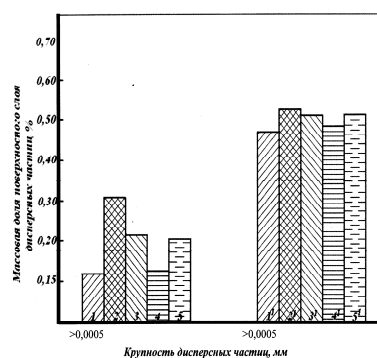


Рис. 4. Гистограммы закрепления дисперсных частиц на рудных зернах исходной руды (1,2,3,4,5) и продуктах магнитного обогащения (1¹,2¹,3¹,4¹,5¹) при крупности измельчения руды 70% класса -0,074 мм 1,1¹ – 4 ж.г.; 2,2¹ – 5 ж.г.; 3,3¹ – 6 ж.г. Скелеватского месторождения; 4,4¹ – 4 ж.г.; 5,5¹ – 6 ж.г. Валявкисного месторождения

Обесшламливание измельченной руды перед обогащением, как показали технологические исследования, значительно (до 5-8 %) повышает качество магнитного продукта и снижает потери общего железа в немагнитном продукте. Следствием процесса обесшламливания измельченной руды явилось повышение магнитной восприимчивости для рудных зерен и снижение ее для нерудных зерен.

**КОРРЕКЦИЯ РАЗМЕРОВ ОБЛАСТИ ПРАВИЛ НЕЧЕТКОГО КЛАССИФИКАТОРА
ПО ВЕЛИЧИНЕ ДИСПЕРСИИ РЕЗУЛЬТАТОВ НАБЛЮДЕНИЙ**

Изложен метод повышения точности определения типа перерабатываемой руды на основе субтрактивной кластеризации ее признаков с коррекцией размеров области нечетких правил по результатам оценки дисперсии интенсивности высокочастотных объемных ультразвуковых колебаний, прошедших фиксированное расстояние в контролируемом объеме пульпы

Ключевые слова: субтрактивная кластеризация, нечеткие правила, ультразвук, дисперсия, пульпа

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Повышение точности метода нечеткой классификации признаков объекта исследований позволяет улучшить качество информационного обеспечения при формировании управления организационно-техническими системами и за счет этого снизить затраты на производство и повысить качество выпускаемой продукции.

Анализ исследований и публикаций. Функция `genfis2` в пакете Matlab 7 генерирует систему нечеткого логического вывода типа Сугэно из данных с использованием субтрактивной кластеризации [1,2]. При использовании данных только с одной выходной переменной, результат выполнения функции `genfis2` может рассматриваться как исходная система для обучения посредством технологии ANFIS (Adaptive Neuro-Fuzzy Inference System) [1]. Экстракция правил из данных в функции `genfis2` происходит в два этапа. Вначале используется функция `subclust` для определения количества правил и мощностей терм-множеств выходных переменных. Затем с помощью метода наименьших квадратов определяется "then" часть каждого правила. В результате этого получается система нечеткого логического вывода с базой правил, покрывающих всю моделируемую область.

Функция `genfis2` может иметь до пяти входных аргументов, первые три из которых обязательны:

$$\text{fis} = \text{genfis2}(\text{Xin}, \text{Xout}, \text{radii}, \text{xBounds}, \text{options}) \quad (1)$$

Одним из входных параметров функции является параметр `radii` - вектор, определяющий размеры области правил по каждой координате. Значения координат вектора `radii` должны находиться в диапазоне [0, 1] в связи с тем, что во время выполнения функции `subclust` данные масштабируются на единичный гиперкуб. Если значение `radii` задано скаляром, тогда все координаты считаются равноважными [1,2]. Обычно малые значения радиусов приводят к нахождению множества мелких кластеров, и, следовательно, к очень детализированной базе нечетких правил. Большие значения радиусов приводят к нахождению всего нескольких крупных кластеров и тем самым обеспечивают компактную базу знаний. Однако при этом можно упустить некоторые особенности моделируемой зависимости.

Цель исследований. Целью выполненной работы является решение задачи повышения точности метода нечеткой классификации признаков объекта на основе алгоритма субтрактивной кластеризации путем оптимизации и оперативной коррекции вектора `radii`, определяющего размеры области правил по каждой координате.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим процедуру настройки и коррекции размеров области правил субтрактивной кластеризации по величине дисперсии результатов наблюдений на примере измерений параметров импульса ультразвуковых колебаний, прошедшего через контролируемый объем пульпы.

Как известно, функция, описывающая гармоническую волну, распространяющуюся в бездисперсионной среде, записывается в виде [3]

$$u(x, t) = A \cos(kx - \omega t), \quad (2)$$

где $k=2\pi/\lambda$ - волновой вектор; $\omega=2\pi/T$ - круговая частота; T - период волны.

Анализ выражения (1) показывает, что можно ввести фазовую функцию косинусоидальной бегущей волны, распространяющейся в положительном направлении оси OX , как аргумент волновой функции $\cos\phi(\omega t - kx)$

$$\phi(x, t) = \omega t - kx. \quad (3)$$

Для слежения за каким-либо гребнем волны (максимум $\cos\phi(x, t)$) или за ее впадиной (минимум $\cos\phi(x, t)$), по мере увеличения времени необходимо переходить к все большим значениям x так, чтобы фаза $\phi(x, t)$ была постоянной. Условие постоянства фазы с математической точки зрения означает, что полный дифференциал функции $\phi(x, t)$, имеющий вид

$$d\phi = \left(\frac{\partial \phi}{\partial t} \right) dt + \left(\frac{\partial \phi}{\partial x} \right) dx = \omega dt - kdx, \quad (4)$$

равен нулю. Приравнявая (4) нулю, находим условие постоянства фазы

$$\frac{dx}{dt} = v_f = \frac{\omega}{k}, \quad (5)$$

где v_f - фазовая скорость волны.

Выражение (5) устанавливает связь между фазовой скоростью волны, частотой волны и волновым вектором. Условия распространения волны определяются свойствами среды. При этом ω , а, следовательно, и фазовая скорость, зависят от волнового вектора k . Диспергирующая волна, представляющая собой суперпозицию бегущих волн с различными волновыми числами, меняет свою форму по мере распространения в пространстве, так как составляющие с различными длинами волн распространяются с различными скоростями.

Рассмотрим движение ультразвукового импульса в среде с дисперсией, под которым будем понимать некоторую синусоидальную волну, имеющую конечную протяженность в пространстве и во времени. Решение данной задачи основано на представлении волнового пакета в виде суперпозиции гармонических функций (метод Фурье) [3,4].

На рис. 1,2 приведены электрическая схема формирования ультразвукового сигнала и схема его ввода в измерительный сосуд с контролируемой пульпой [5].

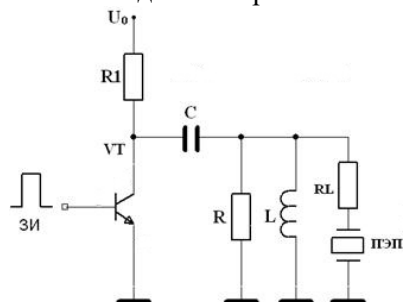


Рис. 1. Электрическая схема формирования ультразвукового сигнала: ПЭП - пьезоэлектрический преобразователь; ЗИ - запускающий импульс

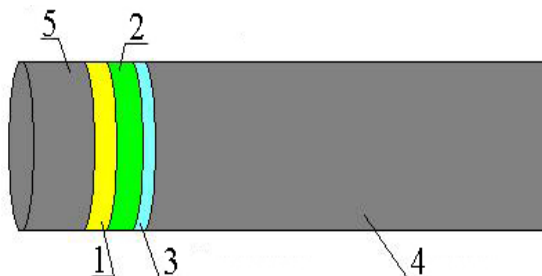


Рис. 2. Схема ввода ультразвукового сигнала в измерительный сосуд: 1 - пьезопреобразователь; 2 - волновод; 3 - стенка измерительного сосуда; 4 - пульпа в измерительном сосуде; 5 - демпфер

На рис. 3 приведена осциллограмма ультразвукового сигнала, сформированного устройствами, схемы которых приведены на рис. 1,2. Цифровые обозначения структуры измерительного канала соответствуют рис. 2.

Обозначим интенсивность ультразвукового сигнала при прохождении им фиксированного расстояния z в пульпе через

$$I_z = I_0 \exp \left\{ - \frac{1}{V} \sum_{i=1}^k \sigma(r_i) z \right\}, \quad (6)$$

где $\sigma(r_i)$ - сечение погашения ультразвука частицами радиуса r_i .

Дисперсия этой величины определится выражением

$$DI_z = M(I_z - \langle I_z \rangle)^2 = MI_z^2 - \langle I_z \rangle^2. \quad (7)$$

Для фиксированного числа частиц измельченного материала в контролируемом объеме V [4]

$$M(I_z^2) = I_o^2 \exp \left\{ -nV(1 - \int_0^\infty e^{-\frac{2}{V}\sigma(r)z} F(r)dr) \right\}. \quad (8)$$

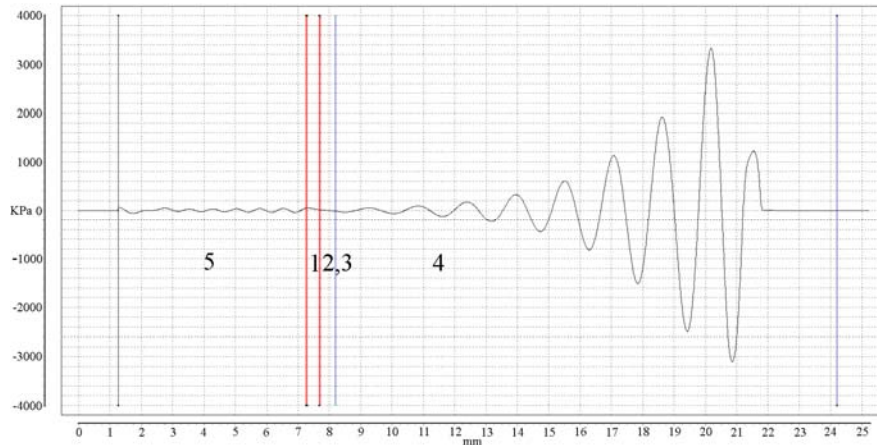


Рис. 3. Изменение амплитуды механического напряжения

Пусть

$$\psi = \exp \left\{ \frac{nz^2}{V} \int_0^\infty \sigma^2(r) F(r)dr \right\}. \quad (9)$$

Тогда

$$DI_z = I_o^2 \exp \left\{ 2nz \int_0^\infty \sigma(r) F(r)dr \right\} [\psi^2 - \psi]. \quad (10)$$

Будем определять относительную величину

$$\frac{\sqrt{DI_z}}{\langle I_z \rangle} = \frac{I_o \exp \left\{ -nz \int_0^\infty \sigma(r) F(r)dr \right\} \sqrt{\psi^2 - \psi}}{I_o \exp \left\{ -nz \int_0^\infty \sigma(r) F(r)dr \right\} \sqrt{\psi}} = \sqrt{\psi - 1}. \quad (11)$$

$$\ln \frac{I_o}{\langle I_z \rangle} = z \phi_s \frac{\int_0^\infty \sigma(r) F(r)dr}{\int_0^\infty 4/3\pi r^3 F(r)dr}. \quad (12)$$

Определим характеристическую функцию

$$S_D = \frac{\ln \psi}{\ln I_o / \langle I_z \rangle} = \frac{z}{V} \frac{\int_0^\infty \sigma^2(r) F(r)dr}{\int_0^\infty \sigma(r) F(r)dr}. \quad (13)$$

Из последнего выражения видно, что величина S_D , определяемая дисперсией DI_z интенсивности ультразвукового сигнала, прошедшего фиксированное расстояние z в контролируемой среде, является функцией крупности частиц измельченной руды и не зависит от концентрации ее твердой фазы.

Пусть функция, описывающая бегущую волну в точке $x = 0$, имеет известную зависимость от времени $f(t)$

$$f(t) = u(0, t). \quad (14)$$

Будем полагать, что волновой пакет локализован во времени, т.е. огибающая пакета является функций достаточно быстро стремящейся к нулю при $t \rightarrow \infty$. Сделанное предположение позволяет представить функцию $f(t)$ в виде интеграла Фурье [3]

$$f(t) = \int_0^\infty A(\omega) e^{i\omega t} d\omega, \quad (15)$$

где

$$A(\omega) = \int_0^{\infty} f(t) e^{-i\omega t} dt. \quad (16)$$

Каждая гармоника определяет собственную гармоническую бегущую волну с волновым числом k , значение которого определяется из дисперсионного соотношения

$$k = k(\omega). \quad (17)$$

Здесь каждая частотная составляющая бегущей волны распространяется с фазовой скоростью

$$v_f = \frac{\omega}{k(\omega)}. \quad (18)$$

Искомая функция $u(x, t)$, описывающая бегущую волну, является суперпозицией данных гармонических бегущих волн. Это означает, что найти $u(x, t)$ можно заменой ωt на $(\omega)(k)t - kx$ в каждой гармонической составляющей суперпозиции (16)

$$u(x, t) = \int_0^{\infty} A(\omega) e^{i(\omega t - k(\omega)x)} d\omega. \quad (19)$$

Следует отметить, что вычисление интегралов в (15), (16), (19) необходимо проводить на временных интервалах конечной длительности T , т.е. выполнять разложение функции в ряд Фурье, используя следующие выражения

$$f(t) = \sum_{n=0}^{N-1} A(n) e^{i(2\pi/T)nt}, \quad (20)$$

$$A(n) = \frac{1}{T} \int_0^T f(t) e^{-i(2\pi/T)nt} dt, \quad n = 0, 1, \dots, N-1, \quad (21)$$

$$u(x, t) = \sum_{n=0}^N A(n) e^{i[(2\pi/T)nt - k((2\pi/T)n)x]}, \quad (22)$$

где N – число значений функции $f(x)$.

Для ускорения вычислений коэффициентов $A(n)$ можно использовать быстрое преобразование Фурье (БПФ).

Таким образом численное решение задачи о движении волнового пакета в среде с дисперсионным соотношением вида $(\omega)(k) = k + \alpha k^2$ находится в соответствие со следующим алгоритмом:

задать функцию $f(t)$, описывающей начальное возмущение при $t = 0$;

задать функцию $k = k(\omega)$ (при невозможности аналитического обращения дисперсионного соотношения $\omega = \omega(k)$), следует для каждого заданного значения частоты $\omega_s = 2\pi s/T, s = 1, \dots, N$ соответствующее значение волнового числа находить численно, как корень уравнения $\omega_s = \omega(k)$;

задать границы временного интервала, на котором ищется решение задачи.

задать число узлов временной сетки;

вычислить значения функции $f(t)$, в узлах временной сетки;

вычислить коэффициенты разложения функции $f(t)$ в ряд Фурье;

вычислить значения функции $u(x, t)$ в заданный момент времени в соответствие с (22).

На рис. 4 приведены мнимая и действительная части первоначального импульса, а на рис. 5 огибающие волнового пакета в различных точках x измерительного сосуда, которые были определены в соответствии с приведенным выше алгоритмом.

Анализ результатов, представленных на рис. 4,5 показывает, что волновой пакет локализован на отрезке [18,62]. Как следует из рис. 6, спектр первоначального ультразвукового импульса имеет максимальное значение при $\omega_m = 0.9$, ширина спектра $\Delta\omega \approx 1.0$. В процессе движения меняется форма волнового пакета: происходит уменьшение высоты огибающей пакета при одновременном увеличении его ширины (расползание волнового пакета в пространстве, вызванное дисперсионными свойствами среды - вариациями гранулометрической характеристики измельченной руды в пульпе).

Оценка дисперсионных свойств пульпы при распространении в ней высокочастотных объемных ультразвуковых колебаний использовалась для определения типа перерабатываемой руды на основе субтрактивной кластеризации ее признаков. С этой целью формировались обу-

чающая и тестовая выборки наблюдений, принималось минимальное значение параметра *radii* (0.05) и формировался соответствующий массив радиусов. Нечеткая модель типа Сугэно синтезировалась с помощью функции *genfis2* на тренировочной выборке с радиусом кластеризации *radii*. При помощи функции *anfis* системы Matlab данная модель обучалась за одну эпоху и проверялась на тестовой выборке путем определения значения корня квадратного из средней квадратической невязки.

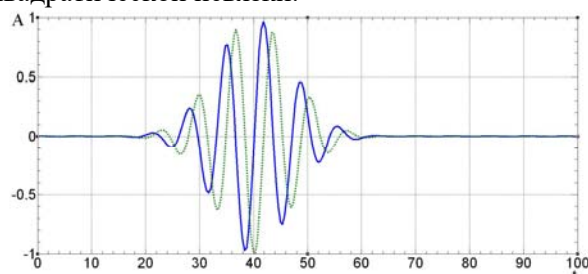


Рис. 4. Мнимая и действительная части первоначального ультразвукового импульса

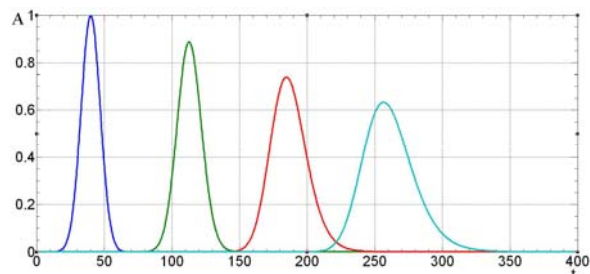


Рис. 5. Огибающие волнового пакета в различные моменты времени

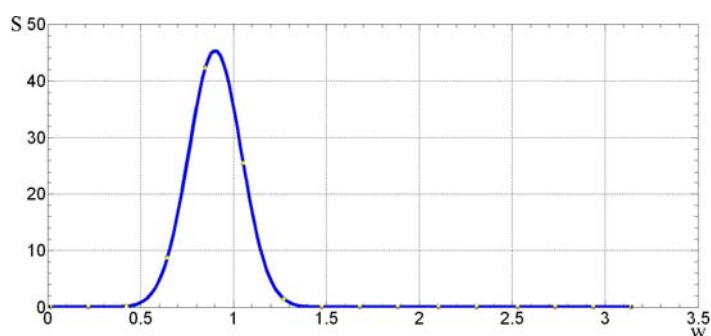


Рис. 6. Спектр первоначального ультразвукового импульса

Затем параметр *radii* увеличивался на шаг 0.05 и цикл повторялся до значения *radii* < 1. По окончании цикла выбирался радиус с наименьшим показателем ошибки [6].

Коррекция текущих значений *radii* выполнялась в соответствии с выражением

$$k_{radii} = \gamma_0 + \gamma_1 S_D + \gamma_2 S_D^2 \quad (23)$$

Среднеквадратичные ошибки результатов определения типа перерабатываемой руды при помощи системы нечеткого вывода с использованием функций *genfis1*, *genfis2* и *genfis2* с оптимизацией радиуса кластеризации составили соответственно: 1.13; 0.94 и 0.77.

Выводы. Впервые предложен и успешно прошел практическую апробацию метод повышения точности определения типа перерабатываемой руды на основе субтрактивной кластеризации ее признаков с коррекцией размеров области нечетких правил по результатам оценки дисперсии интенсивности высокочастотных объемных ультразвуковых колебаний, прошедших фиксированное расстояние в контролируемом объеме пульпы.

Список литературы

1. Штовба С.Д. Введение в теорию нечетких множеств и нечеткую логику. – Режим доступа: http://www.library.vstu.edu.ru/ellib/matlab_ru/fuzzylogic/book1.
2. Yager R., Filev D. Essentials of Fuzzy Modeling and Control. – USA: John Wiley & Sons, 1984. – 387 p.
3. Поршневу С.В. Фурье-анализ волновых пакетов, движущихся в среде с дисперсией, в пакете MATLAB. Режим доступа: http://www.exponenta.ru/educat/systemat/porshnev/wave_packet/main.asp.
4. Моркун В.С., Потапов В.Н., Моркун Н.В., Подгородецкий Н.С. Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов в АСУ ТП обогащительного производства. - Кривой Рог: Изд. центр КТУ, 2007. - 283 с.
5. Программа моделирования прямого ультразвукового преобразователя, работающего совместно с генератором зондирующих импульсов. Режим доступа: http://fprbor.ru/uploadedFiles/files/ElectroMech_Example
6. Глебов А.А. Синтез нейро-нечеткой модели типа Сугэно. Поиск оптимального вектора радиуса субтрактивной кластеризации/ А.А. Глебов// Электронный журнал Камской государственной инженерно-экономической академии

Рукопись поступила в редакцию 26.02.12

УДК 622.235.2: 544.454

О.Ю. ТЕТЕРЯ, аспирантка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РІВНОВАГИ ХІМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ У ПИЛО-ГАЗОВІЙ ХМАРІ ПІСЛЯ ВИБУХУ ТА МОЖЛИВОСТІ ВПЛИВУ НА ЗМЕНШЕННЯ КІЛЬКОСТІ ШКІДЛИВИХ РЕЧОВИН У ПРОДУКТАХ ВИБУХУ

Досліджено можливість впливу на склад продуктів вибуху при проходженні вторинних реакцій в пило газовій хмарі для швидкого досягнення стану рівноваги.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Широке використання промислових вибухових речовин (ВР) для підривання гірничої маси в гірничовидобувній промисловості обумовило проведення чисельних теоретичних та експериментальних досліджень сутності фізичних, фізико-хімічних та хімічних процесів, які відбуваються під час вибуху. Серед головних напрямків досліджень процесів вибуху - дослідження термодинаміки хімічних реакцій вибуху, процесів виникнення і розвитку детонації ВР, кінетики вторинних реакцій вибуху, які відбуваються в пилогазовій хмарі (ПГХ) у перші секунди після детонації ВР.

Головні проблеми, розв'язання яких вимагає виробництво, це збільшення коефіцієнту корисної дії ВР при руйнуванні гірських порід та зменшення шкідливих викидів в атмосферу. При розв'язанні першої задачі зусилля дослідників спрямовуються на пошуки композицій ВР, які мають відповідну теплоту вибуху та роботоздатність вибухової речовини, оптимізовані відносно їх використання при підриванні ґрунтів чи скельних порід. Зменшення забруднення оточуючого середовища шкідливими речовинами (пил, моно оксидкарбону, оксиди нітрогену та інші) регулюється розробкою композицій ВР з нульовим кисневим балансом, при якому хімічні реакції при максимальному тепловому ефекті повинні повністю перетворюватись в кінцеві продукти (CO_2 , H_2O , N_2 та ін.).

Аналіз досліджень та публікацій. Головними факторами впливу допоміжних матеріалів на склад ПГХ є порушення кисневого балансу ВР, що обумовлює необхідність вносити корективи в композицію ВР у відповідності зі ступенем участі допоміжних речовин у вторинних реакціях вибуху[1,2]. Важливо при цьому враховувати і властивості складових частин композиції ВР. В цьому плані слід відзначити, що за останні 10 років на кар'єрах Кривбасу майже повністю перейшли на використання без тротильових ВР. Тим не менше, не зважаючи на зниження у цей період викидів забруднюючих речовин на 61 тис. т, у тому числі SO_2 - на 48 %, NO_2 - на 17 %, H_2S - на 50 %, NH_3 - на 57 %, проблема забруднення повітря регіону залишається достатньо гострою, а вміст шкідливих газів на межі санітарної зони після вибуху значно перевищує ГДК.

Мета роботи - дослідити вплив на склад продуктів вибуху не тільки допоміжних матеріалів [1,2], але і можливість впливу на склад кінцевих продуктів вибуху при проходженні вторинних реакцій в ПГХ.

Викладення матеріалу та результати. Як особливу складність при використанні розрахункових методів для прогнозування концентрації шкідливих речовин в продуктах вибуху слід вважати неможливість прямих замірів температури, яка в точці Чепмена-Жуге для різних типів вибухових речовин може сягати 2700-4200 °К, та тиску, який в цій же точці може досягати величин від 0,1 до 10 ГПа. Тому для одержання таких характеристик використовують розрахункові методи.

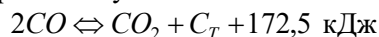
За відповідними рівняннями хімічних реакцій розраховують теплоту вибуху використовуючи приведені у відповідних довідниках [3] дані про ентропію, ентальпію, вільну енергію Гіббса та дані хімічних аналізів про кінцевий склад продуктів вибуху.

Найбільш важливими рівноважними процесами після завершення детонації, які впливають на склад продуктів вибуху слід вважати наступні хімічні реакції:

a - реакція утворення водяного газу



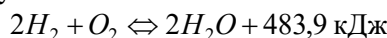
б - реакція утворення генераторного газу



в - реакція окиснення монооксиду карбону киснем



г - реакція окиснення гідрогену



д - реакція окиснення азоту



Реакції а, б, в, г - екзотермічні, при високих температурах рівновага зміщена вліво, сприяє утворенню монооксиду Карбону (рівноваги а, б, в) та дисоціації води (рівновага г). Реакція д - ендотермічна, висока температура сприяє утворенню монооксиду Нітрогену, а високий тиск - переходу $2NO \rightarrow N_2O_4$.

Зниження температури сприяє зміщенню рівноваги вправо і для реакцій а, б, в сприяє зменшенню вмісту монооксиду Карбону в ПГХ. Але на заводі до значного зниження в ПГХ монооксиду Карбону постають енергетичні фактори цього процесу.

Для представлених реакцій були розраховані вільна енергія Гіббса та константи рівноваги для різних температур за рівняннями [3]

$$a - \lg K_a = \frac{2485,5}{T} + 1,565 \lg T - 0,066 \cdot 10^{-3} T - \frac{0,207 \cdot 10^5}{T^2} - 6,946$$

$$б - \lg K_a = \frac{8750}{T} - 2,475 \lg T + 1,082 \cdot 10^{-3} T - 0,111 \cdot 10^{-6} T^2 - 2,67$$

$$в - \lg K_a = \frac{29781}{T} + 0,169 \cdot 10^{-3} T - \frac{0,324 \cdot 10^5}{T^2} - 9,495$$

$$г - \lg K_a = \frac{24820}{T} - 3,130 \lg T + 0,301 \cdot 10^{-3} T + \frac{0,090 \cdot 10^5}{T^2} + 4,397$$

$$д - \lg K_a = -\frac{9581}{T} - 0,022 \lg T + \frac{0,068 \cdot 10^5}{T^2} + 1,38$$

Результати аналітичного дослідження залежності констант рівноваги та вільної енергії Гіббса для головних рівноважних процесів представлено на рис. 1 та в табл. 1, показують, що при зниженні температури повинно було б відбуватись зменшення кількості монооксиду в ПГХ. Але виявилось, що при завершенні формування ПГХ і зниженні температури практично до температури оточуючого середовища вміст монооксиду Карбону в продуктах вибуху ще значний.

За даними [4,5] через 40 с після вибуху вміст в ПГХ складає від 0,07 до 0,13 %, вміст - 5-10 %, вміст та від 0,006 до 0,2 %, а за нашими розрахунками розбавлення продуктів вибуху повітрям складає майже 90 %, і відповідно концентрація кисню ~18 %.

Таблиця 1

Розрахунки вільної енергії Гіббса та констант рівноваги для досліджуваних реакцій

Т, К	Реакція									
	а		б		в		г		д	
	$\Delta G_T^o \cdot 10^{-5}$, Дж	$\lg K_a$	$\Delta G_T^o \cdot 10^{-5}$, Дж	$\lg K_p$	$\Delta G_T^o \cdot 10^{-5}$, Дж	$\lg K_a$	$\Delta G_T^o \cdot 10^{-5}$, Дж	$\lg K_a$	$\Delta G_T^o \cdot 10^{-5}$, Дж	$\lg K_a$
200	-0,323	8,55	-1,36	-33,1	-5,31	138,65	-9,38	121,9	1,77	-46,4
300	-0,290	4,97	-1,20	-20,7	-5,13	89,45	-4,68	79,8	1,75	-30,5
500	-0,208	2,13	-0,83	-7,9	-4,78	49,95	-4,49	45,9	1,71	-17,8
1000	-0,028	0,15	0,07	1,0	-3,88	20,26	-3,95	20,2	1,58	-8,3
1200	0,003	-0,15	0,40	1,8	-3,52	15,31	-3,72	15,9	1,53	-6,7
1300	0,064	-0,26	0,60	2,4	-3,34	13,40	-3,60	14,2	1,51	-6,0
1500	0,125	-0,42	0,95	3,2	-2,97	10,35	-3,37	11,5	1,46	-5,1
2000	0,258	-0,67	1,82	4,7	-2,06	5,39	-2,78	7,1	1,33	-3,5
2500	0,384	-0,80	2,67	5,5	-1,16	2,42	-2,18	4,5	1,21	-2,5
3000	0,503	-0,88	3,51	6,0	-0,25	0,43	-1,60	2,7	1,08	-1,9
3500	0,620	-0,92	4,36	6,4	0,66	-0,98	-1,01	1,5	0,96	-1,4
4000	0,730	-0,95	5,24	6,7	1,57	-2,05	-0,43	0,5	0,84	-1,1
4200	0,780	-0,97	5,60	6,8	1,93	-2,40	-0,20	0,2	0,79	1,0

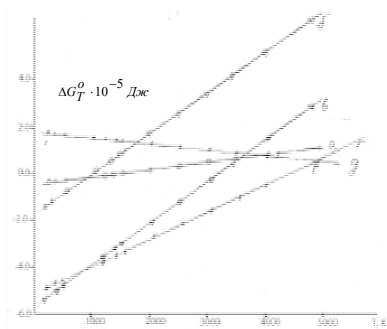


Рис. 1. Залежність вільної енергії Гіббса та констант рівноваги рівноважних процесів *a, б, в, г* від температур

Приймаючи ці дані за вихідні можна розрахувати молярні концентрації речовин, які беруть участь в рівновазі $2\text{CO} + \text{O}_2 \leftrightarrow 2\text{CO}_2$. Вони становлять $C(\text{CO}_2) = 3,35 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³; $C(\text{CO}) = 4,5 \cdot 10^{-5}$ моль/дм³; $C(\text{O}_2) = 8,03 \cdot 10^{-3}$ моль/дм³. Ці величини дають можливість розрахувати

$$K_c = \frac{(3,35 \cdot 10^{-3})^2}{(4,5 \cdot 10^{-5})^2 \cdot (8,03 \cdot 10^{-3})} = 6,9 \cdot 10^5 \text{ та}$$

$$K_p = K_c (RT)^{\Delta n} = \frac{6,9 \cdot 10^5}{8,31441 \cdot T} = \frac{8,3 \cdot 10^4}{T}$$

Якщо прийняти температуру рівною 2000 К, то K_p буде дорівнювати $4,1 \cdot 10$, а $\lg K_p = 1,62$, що близько до константи рівноваги, розрахованої для цієї температури за термодинамічними характеристиками реакції і підтверджує «замороження» рівноваги при високій температурі.

Для зміщення рівноваги вправо в бік окиснення СО до CO_2 необхідно або зменшити швидкість падіння температури (що неможливо), або вводити в пилогазову хмару речовини, які поглинають СО (наприклад СаО [7]), або, на наш погляд, вводити не тільки поглинаючі СО речовини, що є недостатнім, але і речовини-каталізatori, які сприяють зміщенню рівноваги в сторону утворення CO_2 . Наприклад, рудний пил, до складу якого входить FeO, доменний шлак та інші речовини-окиснювачі.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Проведені аналітичні дослідження залежності рівноважних процесів в ПГХ від температури. Показано, що при зниженні температури оточуючого середовища в перші 40 секунд після вибуху рівноважні процеси «заморожуються» на рівні рівноваг при температурі 1500-2000 К.

Запропоновано для зниження концентрації СО в продуктах вибуху, окрім точного збереження кисневого балансу та введення речовин, які поглинають СО, вводити також речовини – каталізatori, які сприяють більш швидкому досягненню стану рівноваги та зміщенню рівноважних процесів за участю СО в бік утворення.

Список літератури

1. Гурін А.О., Єрмак Л.Д., Тетеря О.Ю. Аналітичні дослідження впливу допоміжних матеріалів забійок вибухових речовин у свердловинах на зміну параметрів хімічних реакцій вибуху та склад продуктів вибуху. Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу. - ДП «НДІБПГ», 2008. - вип. 10. - Кривий Ріг. - С. 196-200.
2. Гурін А.О., Єрмак Л.Д., Тетеря О.Ю. Аналітичні дослідження впливу допоміжних матеріалів забійок вибухових речовин у свердловинах на зміну параметрів хімічних реакцій вибуху та склад продуктів вибуху / Гірничо-металургійний комплекс: досягнення, проблеми та перспективи розвитку. Тези доповідей Міжнародної науково-технічної конференції. 2009 рік, КТУ. - м. Кривий Ріг. - С. 150.
3. Краткий справочник физико-химических величин / под редакцией К.П. Мищенко и А.А. Равделя, Л.: Химия, 1974. - 200 с.
4. Юрченко А.А. Физические процессы выброса пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах // «Науковий вісник НГУ», 2010. - НГУ, м. Дніпропетровськ. - С. 182.
5. Проблемы экологии массовых взрывов в карьерах / Э.И. Ефремов, П.В. Бересневич и др. - Д.: Січ, 1996. - 178 с.
6. Перелет Т.Н., Крючков А.И., Кравец В.Г. Обоснование способа газоподавления и нейтрализации токсичных газов при массовых взрывах на карьерах Вісник НТУУ КПІ. Серія «Гірництво», 2010. - вип. 19. - К.: С 178-181. Рукопис подано до редакції 16.03.12

УДК 622.235.314

В.М. КУРОЧЕНКО, А.В. ДРЕБНИЦА, кандидаты техн. наук,
А.В. ТЕСЛЕНКО, инженер, ГП «НИИБТГ»

ПРОБЛЕМЫ БЕЗОПАСНОЙ ЭЛЕКТРОВОЗНОЙ ДОСТАВКИ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ В ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТАХ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

Рассмотрены проблемы возникающих опасностей, связанные с загоранием доставляемых в металлических вагонах взрывчатых веществ контактными электровозами в железорудных шахтах. Описаны технические и организационные решения, позволяющие снизить риск загорания транспортируемых взрывчатых материалов.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Весь объем железных руд в Украине добывают взрывным способом. В связи с этим в горнодобывающей промышленности уделяется серьезное внимание безопасному выполнению взрывных работ, связанных с применением взрывчатых веществ (ВВ) чувствительных к тепловым, механическим и химическим воздействиям и особенно средств их инициирования (СИ). Мировые тенденции в области создания новых промышленных ВВ развиваются в направлении изготовления их из безопасных и недорогих компонентов как в заводских условиях, так и в местах непосредственного использования. При этом значительное число ВВ промышленного назначения изготавливаются из отдельных компонентов, которые до их смешивания не взрываются.

Несмотря на то, что используемые ВВ становятся все безопаснее в обращении и применении, доставка их в подземных выработках электровозным транспортом сопряжена с определенными рисками.

Анализ исследований и публикаций. Анализ аварийности и производственного травматизма при взрывных и других работах с ВМ показывает, что перечень причин аварий и несчастных случаев сравнительно невелик, но как правило они всегда приводят к тяжелым последствиям. В особом ряду стоят аварии, имевшие место при перевозке взрывчатых веществ в контактными электровозами:

7 августа 1974 г. Шахта №1 им. Артема РУ им. Кирова производственного объединения «Кривбассруда» орт №6 гор. -625 м. Сгорело около 200 кг зерногранулата 79/21. Групповой несчастный случай;

30 сентября 1974 г. Шахта «Эксплуатационная» Запорожского железорудного комбината. Камера 4/4с гор. -400 м. Взрыв зерногранулата 79/21 в вагонетке. Групповой несчастный случай;

28 сентября 1977 г. Шахта «Эксплуатационная» Запорожского железорудного комбината. Квершлаг гор. -400 м. Сгорело 2940 кг граммонита 79/21. Групповой несчастный случай,

12 марта 1997 г. Шахта «Эксплуатационная» Запорожского железорудного комбината. Штрек в/б гор. -518м. в районе сопряжения с ортом «О» оси. Загорание граммонита 79/21 в цистерне зарядной машины МТЗ-3. Пожар удалось локализовать;

16 мая 1988 г. Шахта «Гвардейская» РУ им. Ленина ПО «Кривбассруда», участок №9, орт 213 оси, гор. -952 м. Пожар в вагоне с бумажной и полиэтиленовой мешкотарой из-под ВВ.

Производственные аварии при ведении взрывных работ в настоящее время также имеют место и связаны с необходимостью массового использования ВМ для отбойки и дробления горных пород с достаточно широкой сменой типов применяемых ВВ и технологий их использования. В значительном большинстве такие аварии связаны с возгоранием ВВ.

Загорание ВВ при транспортировке электровозным транспортом в шахтах происходит как по организационным так и по техническим причинам. Организационные причины во всех случаях связаны с низкой производственной дисциплиной взрывников и доставщиков, несоблюдения ими требований Единых правил безопасности при взрывных работах, а технические — с несоответствием технических характеристик специальных вагонеток для доставки ВВ современным требованиям безопасности или с их отсутствием.

Известно, что для горения ВВ присутствие кислорода в окружающей среде не нужно. Благодаря наличию кислорода в компонентах ВВ проходит самоускоряющийся процесс горения с интенсивным развитием высоких температур и выделением большого количества вредных газов. Продолжительность сгорания одной тонны граммонита 79/21 в условиях интенсивного движения шахтного воздуха не превышает 10 минут. При загорании ВВ в главных откаточных выработках, в которых скорость воздушного потока может достигать 8 м/с, вредные газы (продукты горения ВВ) очень быстро поступают в рабочие блоки, что создает угрозу жизни большого числа работающих.

Сегодня отсутствуют специальные эффективные меры и способы тушения загоревшихся промышленных ВВ в подземных условиях. Практически загоревшееся ВВ тушат большим количеством воды, подаваемой в очаг пожара. При загорании больших масс ВВ важно, в первую

очередь, рассредоточить затаренные ВВ. Из-за отсутствия специальных механизмов удалить вручную из вагонетки ВВ, мешкотара которых уже загорелась, в стесненных условиях горной выработки в аварийной ситуации практически невозможно. Кроме этого, просыпь ВВ через прогары в мешкотаре интенсифицирует горение.

Постановка задачи. Для обеспечения безопасности работ по доставке ВМ в шахтах контактными электровозами, к транспортным средствам с ВМ предъявляются соответствующие требования по их конструкции и допуску рабочих, контактирующих с ВМ, соответствующей квалификации, не имеющих отклонений по состоянию здоровья, получивших согласие органов внутренних дел, в соответствии с требованиями Закона Украины «Об обращении со взрывчатыми материалами промышленного назначения» № 2288-IV от 23.12.2004 г.

Действующие Единые правила безопасности при взрывных работах разрешают доставку ВМ в подземных условиях всеми видами шахтного транспорта, специально оборудованными для этого и отвечающими требованиям безопасной перевозки ВМ. Согласно правил перевозка ВВ контактными электровозами должна проводиться в вагонетках закрытых сплошной крышкой из несгораемых материалов; гранулированные ВВ допускается укрывать несгораемой тканью.

Таким образом, повышение безопасности транспортирования ВВ контактными электровозами может быть обеспечено применением специальных вагонеток, конструкция которых соответствует требованиям нормативных актов с учетом свойств новых типов промышленных ВВ и средств их инициирования.

Изложение материала и результаты. Чаще всего на предприятиях, где проводятся взрывные работы в небольших объемах, для перевозки ВМ используют обыкновенные технологические вагоны, укрываемые огнезащитными покрывалами, конструкция которых предложена ГП «НИИБТГ» и допущена до постоянного применения в установленном порядке. Основным элементом огнезащитного покрывала является асботкань ГОСТ 6102-94, защищаемая с обеих сторон водонепроницаемым труднозагораемым полотнищем, функциональное назначение которого предохранение асботкани от намокания и механических воздействий. В качестве таких полотнищ также можно использовать парусину ГОСТ 15530-93 (арт. 8В 104-РВ, арт. 2В 156-РВ/43) с огнезащитной пропиткой (изготовитель «Ровнолен») или парусину полулланую СКОП ГОСТ 15530-93 (арт. 11295) АТ «Вязниковский льнокомбинат», либо АТ «Меленковский льнокомбинат» (арт. 11211). Кроме этого УкрНИИПБ МВД Украины разработал новые огнезащитные покрывала изготавливаемые из теплоизоляционного материала по ТУ У 23389070.001-97. Это единственное в Украине противопожарное покрывало, технические характеристики которого зарегистрированы Госстандартом.

Для транспортирования различных видов промышленных ВВ шахтными контактными электровозами ГП «НИИБТГ» разработал новые модернизированные специальные вагонетки: для перевозки затаренных ВВ – вагонетка типа А, для совместной перевозки ВВ и СИ в одном кузове в отдельных отсеках – вагонетка типа Б.

Вагонетка типа А имеет открытый сверху кузов в виде каркаса из металлических уголков, обшитого древесиной (досками). Боковые стенки - откидные, складывающиеся. Загрузка-разгрузка ВВ осуществляется с двух сторон. При перевозке ВМ кузов укрывают огнезащитным покрывалом, плотно прилегающим к боковым и торцевым стенкам кузова. Двонаклонное положение покрывала по длине вагона задается легко съёмными полудугами из диэлектрических труб, закрепляемых в стаканах верхней обвязки каркаса. В качестве гибких полудуг используются отрезки полиэтиленовых напорных труб с внешним диаметром 25 мм с толщиной стенки 2,3 мм ПНД ГОСТ 18599-83 тип TR №10 «СМ - Пласт» (г. Харьков) или SP1

«ROPLAST B» ПЭ200 SDR 11 ТУ У 25.2-31149692-001:2007.

Вагонетка типа Б выполнена в виде металлического кузова с кабиной для проезда сопровождающего лица или без нее. Крыша кузова покрыта трудногораемой транспортной лентой. В конструкции вагонетки отсутствуют выступающие элементы, способные задержать контактный провод в случае его обрыва. Загрузка вагонетки двухсторонняя. В отсеки вагонетки загружают затаренные ВВ в мешках, ящиках, коробках. Сейф для средств инициирования (электродетонаторы, детонирующий шнур, системы инициирования не электрические, зажигательные трубки) с внутренней стороны футерован – войлоком и резиновыми пластинами. Стенки сейфа двойные. Внутренняя металлическая стенка перфорирована и выполняет функцию предохранительного клапана. Поэтому в случае загорания и спонтанного взрыва СИ сейф оказывается разгерметизированным и газообразные продукты беспрепятственно попадают под днище вагонетки тем самым предохраняя её от разрушения. Сейф отделен от секций с ВВ пенобетонными перегородками толщиной 250 мм; толщина бетона дверей 100 мм. При перевозке ВМ все двери вагонетки закрывают на замки и пломбируют на расходном складе взрывчатых материалов шахты.

Для повышения уровня техногенной безопасности процесса перевозки ВМ в шахтах кроме применения специальных вагонеток, оборудованных необходимым количеством огнетушителей, доставка ВМ в шахту должна сопровождаться обученным, прошедшим специальный инструктаж персоналом, способным адекватно принимать решения в конкретных условиях пожара, способным ликвидировать его в начальной стадии загорания ВВ, недопуская возможной их детонации.

Основным оперативно-техническим подразделением для достижения безопасной перевозки ВМ в подземных выработках является бригада исполнителей, выполняющих весь комплекс работ по загрузке-разгрузке и перевозке ВМ. Состав бригады по возможности должен быть стабильным и минимальным. Привлечение третьих лиц для участия в работах по перевозке ВМ допускается как исключение и под контролем постоянных членов бригады, имеющих наибольший практический опыт обращения со взрывчатыми материалами. Для ликвидации аварии в начальной стадии необходимо, чтобы лица, задействованные на доставке ВМ в шахте, были обучены способам пожаротушения, а также имели в своем распоряжении необходимую аппаратуру и оборудование (изолирующие самоспасатели, средства тушения загоревшегося ВВ, а именно, шланги, пожарные рукава для быстрого присоединения к кранам водяной общерудничной магистрали, огнетушители). Профессиональные навыки, умение пользоваться средствами локализации аварий и спасения людей, быстрая реакция и ориентация в аварийных ситуациях, правильное и наиболее эффективное взаимодействие членов бригады доставщиков ВМ - это основные факторы по обеспечению успеха в сложных аварийных ситуациях.

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. Использование специальных вагонеток снимает проблему техногенных аварий и риск производственного травматизма, связанных с загоранием и возможным взрывом доставляемых ВМ контактными электровозами в подземных выработках, а также снижает затраты на возмещение убытков от несчастных случаев на производстве.

2. Учитывая причины аварий, произошедших на горнорудных предприятиях при доставке гранулированных сыпучих взрывчатых веществ электровозным транспортом в шахтах, следует ориентироваться на быстрее внедрение на подземных работах эмульсионных ВВ, приготавливаемых непосредственно в местах зарядания из невзрывчатых компонентов, что позволит снизить риск травматизма при электровозных перевозках в подземных условиях.

М.О. ІЩЕНКО, канд. тех. наук, доц., Л.Ф. ІЩЕНКО, канд. екон. наук, ст. викладач
Г.І. АРТЕМ'ЄВ, студент, ДВНЗ "Криворізький національний університет"

СИСТЕМА ЗВ'ЯЗКУ НА ОСНОВІ ІР-ТЕЛЕФОНІЇ ДЛЯ ПІВДЕННОГО ГЗК

У роботі розглянуто вирішення задачі забезпечення ІР-зв'язком відділів головного управління диспетчерської і агломераційного управління ПрАТ Південного ГЗК за допомогою VoIP мережі, розраховані економічні показники доцільності організації даного виду зв'язку на підприємстві.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сьогодні інфокомунікаційні технології стають одним з основних елементів формування світової економіки, а галузь зв'язку є однією з передових галузей економіки. Основними тенденції в галузі є наступні: при зниженні питомої ваги доходів в загальній структурі доходів від послуг поштового зв'язку, телеграфного зв'язку, міжміського і міжнародного телефонного зв'язку, проводового мовлення питома вага доходів від послуг ІР-телефонії, в загальній структурі доходів, поступово збільшуються. У період 2010-2011 рр. питома вага доходів збільшилась до 0,3 %, це досить велике збільшення, адже ще в 2008 році доходи від даного виду послуг взагалі не виділялись в окремий рядок. Це свідчить про те, що попит в послугах ІР-телефонії зростає з кожним роком.

Розвиток послуг ІР-телефонії зумовила конвергенція різного телекомунікаційного обладнання в одній мережі. При такому зростанні обсягів голосового трафіку, який передається по пакетним мережам, враховуючи їх моральне й фізичне зношування існують об'єктивні передумови модернізації існуючих телефонних мереж.

Тому, наукового обґрунтування потребує планування та оптимізація телекомунікаційних систем і мереж, які забезпечують надання даних послуг із заданими показниками якості обслуговування, що є дуже складною науково-технічною й економічною проблемою, без вирішення якої неможливе створення інформаційної інфраструктури, що відповідає потребам розвинутого суспільства.

Наукове обґрунтування розвитку нових послуг не можливе без упорядкування та групування існуючих. Усе це підвищує актуальність наукових робіт з вивчення та структуризації послуг ІР-телефонії.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблемам розвитку та побудові мереж для організації ІР-телефонії присвячено багато робіт як вітчизняних, так і зарубіжних науковців Арбузнікова О.С., Вілінджера В., Вілсона Д.В., Вербанова О.В., Гольдштейна Б.С., Ложковського А.Г., Ліленда В.Е., Олифера В.Г., Рослякова А.В., та ін. Проте в даних роботах, враховуючи всю множину характеристик даного виду зв'язку, та специфіку підприємств на яких проводиться модернізація мереж зв'язку не в достатній мірі висвітлено особливості проектування та вибору обладнання для заміни існуючого стаціонарного телефонного зв'язку на VoIP мережу.

Постановка завдання. Створити VoIP мережу для вирішення задачі забезпечення ІР-зв'язком відділів головного управління диспетчерської і агломераційного управління Південного ГЗК, розрахувати економічну доцільність використання даного виду зв'язку.

Викладення матеріалу та результати. Для забезпечення ІР-зв'язком відділів головного управління, диспетчерської і агломераційного управління ПрАТ "Південний ГЗК" створено мережу VLAN з застосуванням необхідного основного та додаткового мережевого обладнання на підприємстві (ІР-телефони, шлюз, сервер, який конфігурує шлюз) та пасивного мережевого обладнання.

Авторами запропоновано використання одного з основних протоколів ІР-телефонії SIP та мультимедійних кодеків G.711 і G.726. Що дає змогу стиснення і передачі мовних повідомлень по мережі між абонентами, а також формування запитів на встановлення зв'язку між абонентами і відповідей на ці запити за допомогою телефонного шлюзу.

Протокол SIP було обрано, оскільки він простий у реалізації на відміну від інших протоколів таких як MGCP і MPLS, а також не потребує додаткового активного мережевого

обладнання окрім шлюзу і самих IP-телефонів, крім того, він менше навантажує мережу, тобто робить її більш продуктивною.

Для передачі мовних сигналів у внутрішній локальній мережі було запропоновано використання кодека G.726. Кодек G.726 є стандартом адаптованої імпульсно-кодової модуляції (ADPCM) і описує передачу мовного сигналу з швидкостями: 16, 24, 32 і 40 Кбіт/с. У більшості випадків кодек використовує швидкість передавання звукового повідомлення - 32 Кбіт/с, що в два рази менше швидкості повідомлення у кодеку G.711 (64 Кбіт/с). Це дозволяє підвищити пропускну спроможність мережі, тобто зменшити на неї навантаження за рахунок меншої швидкості передачі повідомлень. Недоліком даного кодеку є погана адаптація до музичних або звукових ефектів, проте це загалом не знижує його загальних характеристик.

Для передачі мовних сигналів з локальної мережі у інші VoIP мережі запропоновано використання кодека G.711. Кодек G.711 - призначено для представлення восьмибітної компресії РСМ-голосу. Таким чином на виході кодеку формується потік 64 Кбіт/с, який узгоджений з мережевим обладнанням провайдера IP-телефонії.

Переваги даного кодеку наступні:

висока якість голосу;

простий у керуванні;

більш надійний у плані мовного розпізнавання додатків;

невелика вартість шлюзів, що використовуються при його функціонуванні.

Для проектування мережі було проаналізовано і використано плани будівель головного управління, диспетчерської і агломераційного управління Південного ГЗК, на яких нанесено необхідне мережеве обладнання для функціонування VoIP мережі і сам тип мережі. Крім цього, проведено ринковий аналіз додаткового обладнання (IP-телефонів, серверів, шлюзів, комутаторів).

Проектована IP-мережа є альтернативою діючої аналогової телефонної мережі. Тому впровадження IP-телефонів дозволить у подальшому вдосконалювати IP-мережу, а також дозволить розширити її функціональність. У якості цифрового шлюзу було обрано VoIP шлюз AddPac AP2620-2E1.

У даній мережі VoIP використовують підмережі класу C, що розраховані на 256 хостів. Такий клас підмережі було обрано оскільки його цілком достатньо для забезпечення функціонування проектованої мережі VoIP.

Принцип функціонування спроектованої мережі наступний. Кожному телефону в мережі призначено свій номер, за яким робиться виклик. Наприклад, коли перший абонент робить виклик сьомому абоненту йде запит на встановлення з'єднання у вигляді повідомлення через проміжні комутатори на телефонний шлюз. Шлюз аналізує з ким слід з'єднати першого абонента і встановлює з'єднання через комутатори з сьомим абонентом. Після встановлення з'єднання з сьомим абонентом телефонний шлюз підтверджує відповідь на запит першого абонента (див. рис. 1). Після завершення розмови між абонентами шлюз остаточно завершує сеанс зв'язку між цими абонентами. Кожен телефон має динамічну IP-адресу, яку призначає телефонний шлюз, який окрім основних функцій виконує функції DHCP-сервера. Самі шлюзи виступають у ролі проксі-серверу. Якщо абоненту необхідно дізнатися розташування іншого абонента, він відправляє запит до шлюзу. Шлюз переадресовує цей запит через маршрутизатор у мережу Інтернет до серверу переадресації, який в свою чергу за допомогою серверу місцезнаходження визначає адресу абоненту, а потім відправляє відповідь з цією адресою через шлюз до відправника. Таким чином, відправник отримує відомості про місцезнаходження того чи іншого користувача і потім з'єднується з ним. Крім цього, телефонний шлюз інформує абонентів про деякі події, наприклад, про пересилку встановлення з'єднання, тощо. Результати проектування мережі представлено на рис. 1.



– Комутатор (світч), де 1 – це номер задіяного порту, 2...29 – діапазон задіяних портів в залежності від підключеного обладнання до комутатора (IP-телефонів та інших мережевих пристроїв).



– IP-телефон та його порядковий номер.



– VoIP-шлюз, який забезпечує IP-зв'язком користувачів мережі.

1
R1
2

 – Маршрутизатор, його порядковий номер та номери задіяних портів.

Рис. 1. Функціональна схема проектованої VoIP-мережі

Вартість задіяного мережевого обладнання

Назва обладнання	Кількість обладнання (шт.)	Ціна за одиницю обладнання, грн.	Загальна ціна обладнання, грн.	Загальна вартість обладнання, грн.
Сервер Cisco UCS C200 M1	1	8000	8000	488423
Сервер DELL PowerEdge R815	1	14500	14500	
Сервер HP Proliant DL160 G6	1	14100	14100	
VoIP-шлюз AP2620-1E1	1	25400	25400	
VoIP-шлюз AP1800-2E1	1	30750	30750	
Маршрутизатор Cisco 2801	1	4417	4417	
Маршрутизатор Cisco 3825	1	22100	22100	
Комутатори D-Link DES-3528 на 24 порти	2	2476	4952	
Комутатор D-Link DES-3200 на 28 портів	6	1900	11400	
Комутатор 3Com 4210 на 48 портів	2	2700		
Мережеві принтери Kyocera FS-9530DN	28	1225	34300	
Принт-сервер D-Link DP-G310	1	370	370	
IP-телефони Cisco SPA303-G2	75	800	60000	
Кабелі вита пара UTP категорії 5e	20	78	1560	
Мережеві розетки SBOX1-EW	76	5	380	
Конектори RJ-45	450	0.62	279	
Патч-панель CSPA48HDWBL	20	562	11240	
Робочі станції	76	3200	243200	
Стійка для мережевого обладнання	5	295	1475	

Отже, загальна вартість встановлення IP-телефонії становить 488423 грн. Це досить значна сума, про те, враховуючи витрати Південного ГЗК на обслуговування та функціонування АТС та витрати на оплату міських та міжміських розмов ПрАТ “Укртелеком”, витрати на впровадження IP-телефонії окупляться через 2,5 роки. Це свідчить про доцільність впровадження IP-телефонії на великих підприємствах. Крім цього використовуючи IP – телефонію знижуються витрати на дзвінках на мобільні GSM оператори, що дозволяє знизити витрати на мобільний зв’язок.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, в результаті проведеної роботи було спроектовано мережу VoIP.

Використовуючи протокол SIP в розглянутій мережі можна формувати різні запити на встановлення з’єднання між IP-телефонами та передачу даних між ними за допомогою шлюзу. Авторами використано протокол IP-телефонії SIP і мультимедійні кодеки G.711 і G.726, за допомогою чого організовано IP-зв’язок між різними відділами головного управління Південного ГЗК і диспетчерської. Перевагою даного методу зв’язку є передача мовних сигналів по мережі між абонентами, а також безпосередньо формування запитів на встановлення зв’язку між абонентами і відповідей на ці запити за допомогою шлюзу. Недоліком мережі є погана адаптованість до звукових ефектів і музичних ефектів та відсутність підтримки режиму відеоконференцій на самих телефонах.

Крім того розраховано строк окуплення витрат на впровадженні IP-телефонії на Південному ГЗК.

У подальшому подану мережу можна більш вдосконалити та розширити завдяки її простоті реалізації та можливості додавання нового обладнання.

Список літератури

1. Росляков А.В. IP-телефонія / А.В. Росляков, М.Ю. Самсонов, И.В. Шибяева – М: Эко-Трендз. – 2003. – 252 с.: ил.
2. Гольдштейн Б.С. IP-телефонія / Гольдштейн Б.С., Пинчук А.В., Суховицкий А.Л. – М.: Радио и связь, 2001. – 336 с.: ил.
3. Гольдштейн А.Б. Softswitch / А.Б. Гольдштейн, Б.С. Гольдштейн / СПб.: БХВ – Санкт-Петербург, 2006. – 368с.
5. Олифер В.Г. Компьютерные сети. Принципы, технологии, протоколы. – 4-е изд. /Олифер В.Г., Олифер Н.А. – СПб.: Питер, 2010. – 864 с
4. Ложковський А.Г. Аналіз варіантів побудови мережі NGN на базі міських телефонних мереж / Ложковський А.Г., Арбузнікова О.С., Вербанов О.В. - Інфокомунікації – сучасність та майбутнє: матеріали першої міжнар. наук.-пр. конф. молодих вчених м. Одеса 6-7 жовт. 2011 р. – ч.2. – Одеса, ОНАЗ, 2011. – С.28-30. Рукопис подано до редакції 17.04.12

АНОТАЦІЇ

УДК 622.275

Ступнік М.І., Письменный С.В. Комбіновані способи подальшої розробки залізрудних родовищ криворізького басейну

Наведено альтернативні варіанти розкриття родовищ при подальшому відпрацюванні залізних руд відкрито-підземним та підземним способами для умов Криворізького залізрудного басейну.

Ступник Н.И., Письменный С.В. Комбинированные способы дальнейшей разработки железорудных месторождений Криворожского бассейна

Приведены альтернативные варианты вскрытия месторождений при дальнейшей отработке железных руд открыто-подземным и подземным способами для условий Криворожского железорудного бассейна.

Stupnik N.I., Pismenny S.V. Combined methods of further development of iron-ore deposits of Krivoy Rog pool

The alternative variants of dissection of deposits are resulted at the further working off iron-stones by itunderground and underground methods for the terms of the Krivoy Rog pool.

УДК 622.235

Вилкул Ю.Г., Станков А.П., Шапурин А.В., Серебренников Э.В., Андриенко В.В., Короленко М.К., Гай В.С., Шевченко С.В. Исследование и определение оптимальных параметров подпорной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды

Разработан алгоритм определения параметров подпорной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды. Приведены формулы для расчета начальной скорости полета горной массы, для определения дальности полета куска и для определения ширины подпорной стенки.

Вилкул Ю.Г., Станков А.П., Шапурин О.В., Серебренников Е.В., Андриенко В.В., Короленко М.К., Гай В. С., Шевченко С.В. Дослідження і визначення оптимальних параметрів підпірної стінки при підриванні в умовах "затиснутого" середовища

Розроблений алгоритм визначення параметрів підпірної стінки при підриванні в умовах "затиснутого" середовища. Приведені формули для розрахунку початкової швидкості польоту гірської маси, для визначення дальності польоту шматка і для визначення ширини підпірної стінки.

Vilkul Ju.G., Stankov A.P., Shapurin A.V., Serebrennikov T.V., Andrienko V.V., Korolenko M.K., Gay V.S., Shevchenko S.V. Research and determination of optimal parameters of retaining wall at an exploding in the conditions of "pinch-off" environment

The algorithm of determination of parameters of retaining wall is worked out at an exploding in the conditions of "pinch-off" environment. Formulas over are brought for the calculation of initial velocity of flight of mountain mass, for determination of distance of flight of piece and for determination of width of retaining wall.

УДК 622.271:622.7.012

Луценко С.А., Баранов И.В. Близнюкова О.Ю. Предложена новая методика определения производительности карьера по руде, которая учитывает заданное направление развития горных работ в карьере.

Предложена новая методика определения производительности карьера по руде, которая учитывает заданное направление развития горных работ в карьере.

Луценко С.О., Баранов И.В., Близнюкова О.Ю. Визначення продуктивності кар'єру по руді при заданому напрямку розвитку гірничих робіт. Запропонована нова методика визначення продуктивності кар'єру по руді, яка враховує заданий напрямок розвитку гірничих робіт у кар'єрі.

Lutsenko S.A., Baranov I.V., Bliznukova O.Ju. The definition of performance career of ore at a given direction of development of mountain works. A new method for determining the performance career in the ore, which takes into account the direction of development of mountain works in the pit.

УДК 553.5: 622.271

Терещенко В.В., Швець Д.В. Формирование и дальнейшая разработка техногенных месторождений полезных ископаемых в современных условиях добычи железорудного сырья

Рассмотрены закономерности взаимосвязи добычных работ на карьерах Криворожского железорудного бассейна с режимами горных работ на отвалах. Предложен алгоритм формирования техногенных месторождений полезных ископаемых с учетом их дальнейшей разработки, последовательной переработки и извлечения полезного компонента для поддержания производственных мощностей ГОКов. Описанные схемы транспортирования вскрышных пород и их временное складирование в отвалы имеют рекомендационный характер.

Ключевые слова: техногенное месторождение, комплексное использование, сырьевая база, сопутствующие вскрышные породы, строительные полезные ископаемые, окисленные кварциты, железосодержащие отходы, разработка отвальных емкостей

Терещенко В.В., Швець Д.В. Формування і подальша розробка техногенних родовищ корисних копалини в сучасних умовах здобичі залізрудної сировини

Розглянуто закономірності взаємозв'язку робіт видобутку на кар'єрах Криворізького залізрудного басейну з режимами гірських робіт на відвалах. Запропоновано алгоритм формування техногенних родовищ корисних копалини з урахуванням їх подальшої розробки, послідовної переробки і витягання корисного компонента для підтримки виробничих потужностей ГЗКів. Описано схеми транспортування розкритих порід і їх тимчасове складування у відвали мають рекомендаційний характер.

Ключові слова: техногенне родовище, комплексне використання, сировинна база, супутні розкривні породи, будівельні корисні копалини, окислені кварцити, заліззовмісні відходи, розробка відвальних місткостей

Terechenko V.V., Shvets D.V. Forming and further development of technogenic deposits of minerals is in the modern terms of booty of iron-ore raw material

Conformities to law of intercommunication of booty works are considered on the careers of the Kryviy Rig iron-ore pool with the modes of mountain works on dumps. The algorithm of forming of technogenic deposits of minerals is offered taking into account their further development, successive processing and extraction of useful component for maintenance of production capacities of GZK. The described charts of portage of stripping breeds and their temporal warehousing in dumps have recommendation character.

Keywords: technogenic deposit, complex use, source of raw materials, concomitant stripping breeds, building minerals, oxidized quartzites, ferriferous wastes, development of dump capacities

УДК 622.271

Романенко А. В., Биленко А. Е., Пшеничный В. Г., Терещенко В. В. Обзор и анализ проектных решений по технологии открытых горных работ на Глееватском карьере ПАО «ЦГОК»

Рассмотрена актуальность анализа проектных решений за продолжительный период времени. Выполнен обзор и анализ проектов, разработанных ГП «ГПИ «Кривбасспроект» по Глееватскому карьере ПАО «ЦГОК» с начала его эксплуатации и до нашего времени. Выявлены тенденции развития проектных работ, с учетом развития техники и технологии горных работ, применения современного высокопроизводительного оборудования, внедрения научных разработок, а также с учетом экономической и производственной ситуации.

Романенко О. В., Біленко О. Є., Пшеничний В. Г., Терещенко В. В. Огляд і аналіз проектних рішень по технології відкритих гірничих робіт на Глеюватському кар'єрі ПАО «ЦГЗК»

Розглянуто актуальність аналізу проектних рішень за тривалий період часу. Проведено огляд і аналіз проектів, розроблених ДП "ДПП "Кривбасспроект" на Глеюватському кар'єрі ПАО "ЦГЗК" з початку його експлуатації й до нашого часу. Виявлено тенденції розвитку проектних робіт, з урахуванням розвитку техніки й технології гірничих робіт, застосування сучасного високопродуктивного устаткування, впровадження наукових розробок, а також із врахуванням економічної й виробничої ситуації.

Romanenko A. V., Bilenko A. E., Pshenichnyj V. G., Tereschenko V. V. Analysis of designs on the technology open cast mining on Gleevatkom open pit PJSC "CGOK".

The urgency of the problem is considered as an analysis of design decisions for a long period of time. A review and analysis of the projects developed by SE "SEI "Krivbassproekt" on Gleevatky career PJSC "CGOK" held since the beginning of the base and to this day. Trends in the development of design work are identified, taking into account the development of technology and mining technology, application of modern high-performance equipment, introduction of scientific developments, as well as the economic and industrial situation.

УДК 622.28.044:622.261.2

Касьян Н.Н., Новиков А.О., Шестопалов И.Н., Каменец В.И. Шахтные исследования особенностей деформирования и разрушения пород, вмещающих выработки с рамно-анкерной крепью

На основании анализа результатов наблюдений за смещениями пород на глубинных замерных станциях в трех подготовительных выработках шахты «Добропольская», установлены новые особенности деформирования системы «рама – оболочка из скрепленных анкерами пород»

Ключевые слова: выработка, замерная станция, смещения пород, крепежная рама, оболочка из скрепленных анкерами пород, особенности деформирования, система «рама – оболочка из скрепленных анкерами пород».

Касьян М.М., Новіков О.О., Шестопалов І.М., Каменець В.І. Шахтні дослідження особливостей деформування та руйнування порід, що вміщують виробки з рамно-анкерним кріпленням

На підставі аналізу результатів спостережень за зміщеннями порід на глибинних замірних станціях в трьох підготовчих виробках шахти «Добропільська», встановлено нові особливості деформування системи «рама – оболочка із скріплених анкерами порід».

Ключові слова: виробка, замірна станція, зміщення порід, кріпільна рама, оболочка із скріплених анкерами порід, особливості деформування, система «рама – оболочка із скріплених анкерами порід».

Kasyan N., Novikov O., Shestopalov I., Kamenetch V. Mine researches of features of deformation and destroy the rocks containing mining with the frame- anchor lining

On the basis of the analysis of results of supervision over displacement of rocks on deep measuring stations in three preparatory minings of mine "Dobropolsky", new features of deformation of system « frame – cover from the rocks fastened by anchors» are established.

Keywords: mining, measuring station, displacement of rocks, a frame of lining, cover from the rocks fastened by anchors, features of deformation, system « frame – cover from the rocks fastened by anchors».

УДК 622.026.5

Кравець В.Г., Терентьев О.М., Косенко Т.В. Вибір способу підривання гранітних масивів із застосуванням методу аналізу ієрархій

В роботі розглянуто метод аналізу ієрархій при оцінюванні варіантів вибору способу підривання гранітних масивів. Проведено порівняння способів підривання суцільним зарядом, зарядом з проміжками та зарядом в рукавах. Встановлено, що найкращим серед розглянутих способів є спосіб підривання зарядами в рукавах.

Кравець В.Г., Терентьев О.М., Косенко Т.В. Выбор способа взрывания гранитных массивов с использованием метода анализа иерархий

В работе рассмотрен метод анализа иерархий при оценивании вариантов выбора способа взрывания гранитных массивов. Проведено сравнение способов взрывания сплошным зарядом, зарядом с промежутками и заряда в рукавах. Установлено, что наилучшим среди рассмотренных способов является способ взрывания зарядами в рукавах.

Kravets V.G., Terentiev O.M., Kosenko T.V. Choice of method for demolition of the granite massif using analytic hierarchy process

Method of analytic hierarchy is studied in application for estimation of variants and selection of the method for demolition of the granite massif. Methods of demolition using solid charge, charge with intervals and charge in sleeves are compared. Clarified that the most efficient among the considerations is the method of demolition using charges in the sleeves.

УДК 622.83.01: 682.273

Кучер Б.Ф., Моисеев Д.Ф., Сазонов О.В. Утворення воронко-провалів в кар'єрі ПАТ «ЦГЗК»

Проведено аналіз випадків утворення воронко-провалів в підробленому підземними гірничими роботами залізорудному кар'єрі. Визначено умову (критерій) появи воронко, що дозволяє прогнозувати вихід нових воронко. Запропоновано заходи безпечного ведення гірничих робіт над підземними порожнечами.

Кучер Б.Ф., Моисеев Д.Ф., Сазонов О.В. Образование воронко-провалов в карьере ПАО «ЦГОК»

Проведен анализ случаев образования воронко-провалов в подработанном подземными горными работами железорудном карьере. Определено условие (критерий) появления воронко, позволяющее прогнозировать выход новых воронко. Предложены меры безопасного ведения горных работ над подземными пустотами.

Cuthar B.F., Moiseev D.F., Sazonov A.V. Forming the craters-collapses in of open pir PAT "ZGZK"

The analysis of events of forming the craters-collapses in an iron mine quarry by underground mountain work is done in this article. It is determined condition (the criterion) of appearance of craters, allowing to forecast the "output" of new craters. Measures of safe conducting mountain works above underground emptiness are offered.

УДК 658.38

Швагер Н.Ю. Методические подходы к оценке индивидуальных и групповых профессиональных рисков

В статье изложены современные методы изучения профессиональных рисков, что позволяет актуально оценить объемы финансовых страховых ресурсов для компенсации утраты заработков и финансирования лечебных, оздоровительных и реабилитационных мероприятий.

Швагер Н.Ю. Методичні підходи до оцінки індивідуальних та групових професійних ризиків

В статті викладено сучасні методи вивчення професійних ризиків, що дозволяє актуально оцінити об'єми фінансових страхових ресурсів для компенсації втрати заробітків та фінансування лікувальних, оздоровчих та реабілітаційних заходів.

Shvager N.Ju. Methodical going near the estimation of individum and group occupational take

The modern methods of study of occupational take are expounded in the article, that allows topically to estimate the volumes of financial insurance resources for indemnification of loss of earnings and financing of medical, health and rehabilitation measures.

УДК 622.002.5:622.284.2:622.256

Козариз В.Я., Чайковський Р.О. Розробка схеми гідроприводу комплексу малогабаритного обладнання для підвіски опалубки при поглибленні стволів

Завдання підвищення технологічного рівня в капітальному будівництві є особливо актуальними при спорудженні шахт, де значно зросли обсяги і складність робіт, а також глибина розробки корисних копалин. Мета даної роботи полягає в розробці схеми гідроприводу для комплексу малогабаритного обладнання для підвіски опалубки.

Козариз В.Я., Чайковский Р.А. Разработка схемы гидропривода комплекса малогабаритного оборудования для подвески опалубки при углубке стволов

Задание повышения технического уровня в капитальном строительстве являются особенно актуальными при сооружении шахт, где значительно выросли объем и сложность работ, а также глубина разработки полезных ископаемых. Цель данной работы заключается в разработке схемы гидропривода комплекса малогабаритного оборудования для подвески опалубки при углубке стволов.

Kozariz V.Ya., Chaykovskyy R.O. Development scheme set compact hydraulic equipment for suspension of deepening decking barrel The task of raising the technological level in the capital construction is particularly relevant in the construction of mines, which greatly increased the volume and complexity and depth of mining minerals. The aim of this work is to develop a scheme for complex hydraulic equipment for minor suspension formwork.

Єлєзов К.С. Дослідження можливості тахеометричного методу зйомки очисних камер з використанням електронного тахеометру

Розроблена методика моніторингу камер при відпрацюванні залізорудних родовищ підземним способом, яка основана на тахеометричному методі зйомки з використанням сучасного інженерного електронного тахеометру японського виробника Topcon-7001

очисна камера, зйомка, тахеометр

Елєзов К.С. Исследование возможности тахеометрического метода съемки очисных камер с использованием электронного тахеометру

Разработанная методика мониторинга камер при отработке железорудных месторождений подземным способом, которая основана на тахеометрическом методе съемки с использованием современного инженерного электронного тахеометру японского производителя Topcon – 7001

очистная камера, съемка, тахеометр

Elezov K.S. Research of possibility of takheometric method of survey of cleansing chambers is with the use of electronic takheometru

Worked out methodology of monitoring of chambers at working off iron-ore deposits by an underground method, that is based on the tachometer's method of survey with the use of modern engineering electronic to tachometer of the Japanese producer of Topcon – 7001 cleaning camera, shooting, tachymeters

УДК 622.1:528

Куликовская О.Е. Современное состояние и перспективы развития территориального управления горнодобывающими регионами на основе маркшейдерско-геодезического мониторинга

Обоснованы концептуальные пути развития организации современной системы управления территорией горнодобывающих регионов на основе использования маркшейдерско-геодезического мониторинга для принятия решений в отношении устойчивого и безопасного их функционирования.

Куліковська О.Е. Сучасний стан та перспективи розвитку територіального управління гірничовидобувними регіонами на основі маркшейдерсько-геодезичного моніторингу

Обґрунтовано концептуальні шляхи розвитку організації сучасної системи управління територією гірничовидобувних регіонів на основі використання маркшейдерсько-геодезичного моніторингу для прийняття рішень щодо сталого та безпечного їх функціонування.

Kulikovskaja O.E. Modern condition and prospects of development of the territorial department of the mining regions on the basis of surveyor-geodesic monitoring

Grounded conceptual ways of development of the organization of the modern system of control over the territory of the mining regions on the basis of the use of surveyor-geodetic monitoring for decision-making in regard to the sustainable and safe their operation.

УДК 622.271:45

Корчагин М.В., Николашин Ю.М., Перегудов Ю.В. Оценка устойчивости внешнего отвала при складировании мягких и скальных пород на слабое основание

Выполнен анализ влияния на устойчивость отвала, формируемого на слабом увлажненном основании, состава смешанных мягких и скальных пород.

Корчагін М.В., Ніколашин Ю.М., Перегудов Ю.В. Оцінка стійкості зовнішнього відвалу при складуванні м'яких та скельних порід на слабку основу

Виконано аналіз впливу на стійкість відвала, формованого на слабкій зволоженій основі, складу змішаних м'яких та скельних порід.

Korchagin M.V., Nikolashin Y.M., Peregudov Y.V. Estimation of stability of external dump at warehousing of soft and rocky breeds on weak foundation

An analysis is executed of influence on stability of dump, formed on weak water-wet foundation, composition of the mixed soft and rocky breeds.

УДК 622.271

Романенко А. В., Биленко А. Е., Пшеничный В. Г., Терещенко В. В. Обзор и анализ проектных решений по технологии открытых горных работ на Глееватском карьере ПАО «ЦГОК»

Рассмотрена актуальность анализа проектных решений за продолжительный период времени. Выполнен обзор и анализ проектов, разработанных ГП «ГПИ «Кривбасспроект» по Глееватскому карьере ПАО «ЦГОК» с начала его эксплуатации и до нашего времени. Выявлены тенденции развития проектных работ, с учетом развития техники и технологии горных работ, применения современного высокопроизводительного оборудования, внедрения научных разработок, а также с учетом экономической и производственной ситуации.

Романенко О. В., Біленко О. Є., Пшеничний В. Г., Терещенко В. В. Огляд і аналіз проектних рішень по технології відкритих гірничих робіт на Глеюватському кар'єрі ПАО «ЦГЗК»

Розглянуто актуальність аналізу проектних рішень за тривалий період часу. Проведено огляд і аналіз проектів, розроблених ДП "ДП "Кривбаспроект" на Глеюватському кар'єрі ПАО "ЦГЗК" з початку його експлуатації й до нашого часу. Виявлено тенденції розвитку проектних робіт, з урахуванням розвитку техніки й технології гірничих робіт, застосування сучасного високопродуктивного устаткування, впровадження наукових розробок, а також із врахуванням економічної й виробничої ситуації.

Romanenko A. V., Bilenko A. E., Pshenichnyj V. G., Tereschenko V. V. Analysis of designs on the technology open cast mining on Gleevatkom open pit PJSC "CGOK".

The urgency of the problem is considered as an analysis of design decisions for a long period of time. A review and analysis of the projects developed by SE "SEI "Krivbassproekt" on Gleevatky career PJSC "CGOK" held since the beginning of the base and to this day. Trends in the development of design work are identified, taking into account the development of technology and mining technology, application of modern high-performance equipment, introduction of scientific developments, as well as the economic and industrial situation.

УДК 625.235

Федоренко П.И., Пасиченко К.Ю., Пасиченко Ю.К. Выбор параметров зарядов при регистрации взрывных волн в полигонных условиях

Обосновано, что максимальное расстояние от заряда, при котором амплитуда массовой скорости остается такой же по величине, как при неограниченной длине заряда, равна порядка длине заряда.

Федоренко П.Й., Пасіченко К.Ю., Пасіченко Ю.К. Вибір параметрів зарядів при реєстрації вибухових хвиль в полігонних умовах

Обґрунтовано, що максимальна відстань від заряду, при якому амплітуда масової швидкості залишається такою ж за величиною, як при необмеженій довжині заряду, наближено дорівнює довжині заряду.

Fedorenko P.I., Pasichenko K.Yu., Pasichenko Yu.K. Choice of parameters of charges during registration of explosive waves in ground terms

It is grounded, that maximal distance from a charge, at which amplitude of mass speed remains the same on a size, as at unlimited length of charge, equal order to length of charge.

УДК 622.142.5

Шолох М.В., Топчий О.Л. Прогнозування якісних показників руд та порівняння їх ефективності.

Розглянуто методи прогнозування якісних показників руд у надрах. Виконано детальний аналіз мінливості показників в конкретних умовах оцінювання якості руд. Наведені результати порівняння по точності традиційних і геостатистичних методів.

Шолох Н.В., Топчий А.Л. Прогнозирование качественных показателей руд и сравнение их эффективности.

Рассмотрены методы прогнозирования качественных показателей руд в недрах. Выполнен детальный анализ изменчивости показателей в конкретных условиях оценки качества руд. Приведены результаты сравнения по точности традиционных и геостатистических методов.

Sholokh N.V., Topchiy A.L. Forecasting quality indicators of ores in entrails and comparison of their efficiency.

Methods of forecasting quality indicators of ores in entrails are considered. The detailed analysis of variability of indicators and concrete conditions of an estimation quality of ores is made. Results of comparison on accuracy of traditional and geostatistical methods.

УДК 669.017: 621.77

Бережной Н.Н., Мацышин С.О. Влияние температурно-деформационных параметров прокатки на структуру стали и методы ее исследования

В статье выполнен анализ влияния температурно-деформационных режимов прокатки на микроструктуру и механические свойства стали, рассмотрена кинетика роста и распада аустенита, отмечены условия образования мелкозернистой структуры, а также выбраны пластометрические методы исследования с использованием торсионного пластометра, позволяющем реализовать широкий диапазон температурно-деформационных режимов.

Бережний М.М., Мацышин С.О. Вплив температурно-деформаційних параметрів прокатки на структуру сталі та методи її дослідження

В статті виконаний аналіз впливу температурно-деформаційних режимів прокатки на микроструктуру та механічні властивості сталі, розглянута кінетика росту та розпаду аустеніту, відмічені умови виникнення дрібнозернистої структури, а також обрані пластометричні методи дослідження з використанням торсійного пластометра, що дозволяє реалізувати широкий діапазон температурно-деформаційних режимів.

Berezhnoy N.N., Matsishyn S.O. Influence of temperature-deformation parameter of rolling at structure of steel and methods of research

Analysis of influence temperature-deformation conditions of rolling at microstructure and mechanical property of steel was made in this article, kinetics of growth and decay of austenite was considered; conditions of existing fine-grained structure were recorded; plastometric methods of research with using of torsion plastometr were also choosed, it allows to realize wide range of temperature-deformation conditions.

УДК 622.233

Гуливец А.А. Обоснование структуры и параметров погружного пневмударника

Изложены результаты исследований по обоснованию структуры и параметров погружного пневмударника

Ключевые слова: погружной пневмударник, структура и параметры, результаты исследований.

Гулівець О.А. Обґрунтування структури і параметрів заглибного пневмударника

Викладено результати досліджень по обґрунтуванню структури і параметрів заглибного пневмударника

Ключові слова: заглибний пневмударник, структура і параметри, результати досліджень.

Gulivez O.A. Substantiation of structure and parameters of submersible hammers

The results of researches are expounded on the substantiation of structure and parameters of submersible hammers

Keyword: submersible hammer, structure and parameters, the research results

УДК 622.233

Рудь Ю.С., Радченко И.С., Олейник С.Ю. Теория разрушения горных пород машинами ударного действия с учетом их кристаллического строения и физико-механических свойств

Теоретическими методами решена задача определения параметров внешнего энергетического воздействия для разрушения горных пород, имеющих определенное кристаллическое строение и физико-механические свойства (модуль Юнга, напряжения сжатия и растяжения, плотность).

Ключевые слова: машины ударного действия, горные породы, кристаллическое строение, ударный импульс, потенциальная энергия, кинетическая энергия.

Рудь Ю.С., Радченко И.С., Олійник С.Ю. Теорія руйнування гірських порід машинами ударної дії з врахуванням їх кристалічної будови і фізико-механічних властивостей

Теоретичними методами вирішено завдання визначення параметрів зовнішньої енергетичної впливу для руйнування гірських порід, що мають певну кристалічну будову і фізико-механічні властивості (модуль Юнга, напруга стискування і розтягування, щільність).

Ключові слова: машини ударної дії, гірські породи, кристалічна будова, ударний імпульс, потенційна енергія, кінетична енергія.

Rud' Yu.S., Radchenko I.S., Oleynik S.Yu. The theory of collapse of rocks by cars of shock operation taking into account their crystalline structure and physicommechanical properties

The Theoretical methods are decide the task of determination of parameters of external power cartful-action for destruction of mountain breeds, having a certain crystalline structure and physicommechanical properties (the module is Yunga, tensions of compression and tension, closeness).

Keywords: cars of shock operation, mountain breeds, crystalline structure, shock impulse, potential energy, kinetic energy.

УДК 621-752: 621.833

Бондарец А.А., Неймирко С.И. Теоретическое определение рабочего объема планетарно-роторных вращателей перфораторов.

Проведены теоретические исследования планетарно-роторных вращателей перфораторов с целью нахождения зависимости для определения их рабочих объемов, необходимых для дальнейшего совершенствования конструкций перфораторов с независимым вращением инструмента и снижения потребления данным типом перфораторов сжатого воздуха.

Ключевые слова: пневматический перфоратор, планетарно-роторный вращатель, рабочий объем.

Бондарец А.О., Неймирко С.И. Теоретичне визначення робочого об'єму планетарно-роторних обертачів перфораторів.

Проведено теоретичні дослідження планетарно-роторних обертачів перфораторів з метою знаходження залежності для визначення їх робочих об'ємів, необхідних для подальшого вдосконалення конструкцій перфораторів з незалежним обертанням інструмента та зниження споживання даним типом перфораторів стисненого повітря.

Ключові слова: пневматичний перфоратор, планетарно-роторний обертач, робочий об'єм.

Bondarets A. A., Nejmirko S.J. Theoretical determination of the swept volume of planetary-rotor mechanism of rotation of perforators.

Theoretical researches of planetary-rotor mechanism of rotation of perforators are conducted with the purpose of finding of dependence for determination of their swept volumes, necessary for further perfection of construction perforators with the independent rotation of instrument and decline of consumption of perforators of the compressed air this type.

Keyword: rock drill, planetary-rotor mechanism of rotation, swept volume.

УДК 621.9.01

Цивінда Н.І. Вплив стійкості різців з пластинами з ПНТМ на основі КНБ на ймовірність завершення технологічної операції

Проведено комплексний аналіз впливу стійкості різців з пластинами з полікристалічних надтвердих матеріалів (ПНТМ) на основі кубічного нітриду бору (КНБ) на ймовірність завершення технологічної операції. Визначена ймовірність безвідмовної роботи різця та побудовані криві надійності роботи інструменту.

Ріжучий інструмент, стійкість, безвідмовність, надійність, криві надійності

Цивінда Н.І. Влияние стойкости резцов с пластинами с ПНТМ на основе КНБ на вероятность завершения технологической операции

Выполнено комплексный анализ влияния стойкости резцов с пластинами из поликристаллических сверхтвердых материалов (ПСТМ) на основе кубического нитрида бора (КНБ) на вероятность завершения технологической операции. Определена вероятность работы резца и построены кривые надежности работы инструмента.

Режущий инструмент, стойкость, безотказность, надежность, кривые надежности

Цивінда N.I. Influence of firmness of cutters with plates with ПНТМ on the basis of кнб on probability of completion of technological operation

It is made the complex analysis of influence of firmness of cutters with plates from polycrystalline superfirm materials (PSTM) on the basis of cubic nitride of pine forest (KNB) on probability of completion of technological operation. The probability of work of a cutter is defined and curves of reliability of operation of the tool are constructed.

The cutting tool, firmness, non-failure operation, reliability, reliability curves

УДК 681.513.6

Щокін В.П., Кузьменко А.С. Використання авторегресійних моделей з ковзним середнім для компенсації впливу запізнення об'єкту керування з перевіркою на асимптотичну стійкість

Проведений аналіз використання авторегресійних моделей з ковзним середнім для компенсації впливу запізнення об'єкту керування. Приведені умови стійкості системи керування з застосуванням авторегресійних моделей при керуванні об'єктом з запізненням.

Щекин В.П., Кузьменко А.С. Использование авторегрессионной модели со скользящим средним для компенсации влияния запаздывания объекта управления с проверкой на асимптотическую устойчивость

Проведен анализ использования авторегрессионных моделей со скользящим средним для компенсации влияния запаздывания объекта управления. Приведены условия устойчивости системы управления с применением авторегрессионных моделей при управлении объектом с запаздыванием.

Shchokin V.P., Kuzmenko A.S. The use of autoregressive moving average model to compensate the object delay and test for asymptotic stability

The analysis of autoregressive moving average models to compensate the object delay is carry out. Article contain the conditions of stability control system with use autoregressive models for management object with delay.

УДК 621.316.001.57

Барановська М.Л. Підвищення ефективності роботи розподільчих мереж 6-10 кВ з ізольованою нейтраллю при замиканні фази на землю

Питання підвищення ефективності роботи розподільчих мереж 6-10 кВ з ізольованою нейтраллю при замиканні фази на землю вирішений шляхом зниження рівнів перенапруг, які виникають при режимі ОЗЗ завдяки комплексному використанню засобів обмеження з уточненими параметрами.

Барановская М.Л. Повышение эффективности работы распределительных сетей 6-10 кВ с изолированной нейтралью при замыкании фазы на землю

Вопросы повышения эффективности работы распределительных сетей 6-10 кВ с изолированной нейтралью при замыкании фазы на землю решен путем снижения уровней перенапряжений, возникающих при режиме ОЗЗ благодаря комплексному использованию средств ограничения с уточненными параметрами.

Baranovska Mila, Improving the efficiency of distribution networks 6-10 kv isolated neusolated neutral for the closure of phase on earth

Questions of increasing the efficiency of distribution networks 6-10 kV isolated neutral for the closure phase on the ground settled by reducing the levels of over voltages arising under the regime of single-phase ground fault due to the comprehensive use of the refined parameters with limit.

УДК 622.625.28-83.

Синчук О.Н., Гузов Э.С., Синчук И.О., Омельченко А.В., Шокарев Д.А., Скапа Е.И. К вопросу стратегии создания энергоэффективного и безопасного в эксплуатации двухосного электровоза для рудных шахт.

В статье приведены результаты исследований по поиску и созданию энергоэффективного и безопасного в эксплуатации электровоза для рудных шахт – контактно-аккумуляторного. Приведен разработанный закон и алгоритм управления тяговым электротехническим комплексом, его структура для данного вида электровоза.

Ключевые слова: энергоэффективность, контактно-аккумуляторный электровоз, электробезопасность, тяговый асинхронный электропривод.

Сінчук О.М., Гузов Е.С., Сінчук І.О., Омельченко О.В., Шокар'ов Д.А., Скапа Є.І. К питанию стратегии створення енергоефективного та безпечного в експлуатації двохосного електровозу для рудникових шахт.

В статті приведені результати досліджень з пошуку і створенню енергоефективного та безпечного в експлуатації електровозу для рудникових шахт – контактно-акумуляторного. Приведено розроблений закон і алгоритм керування тяговим електротехнічним комплексом, його структура для даного виду електровозу.

Ключові слова: енергоефективність, контактно-акумуляторний електровоз, електробезпека, тяговий асинхронний двигун.

Sinchuk O. M., Guzov E.S., Sinchuk I.O., Omelchenko A.V., Shokar'ov D.A., Skapa E.I. To the question of strategy of creation power effective and safe in operation of the biaxial electric locomotive for ore mines.

In article results of probes on search and creation of a power effective and safe electric locomotive in operation for ore mines – contact-charging are resulted. The developed law and algorithm of steering by a traction electrotechnical complex, its structure for the given kind of an electric locomotive is resulted.

Keywords: energy efficiency, contact-charging Electric locomotive, electrical safety, the traction asynchronous electric drive.

УДК 621.926:534.16

Кочура Є.В., Жаміль Абедельрахім Жаміль Аль Саяйде Автоматичний аналізатор процесу збагачення, вбудований у промисловий магнітний сепаратор

Представлено результати досліджень з розробки системи автоматичного контролю технологічних змінних процесу магнітного збагачення залізних руд за сигналами магнітної індукції промислового магнітного сепаратора. Представлено функціональну схему автоматичного аналізатора сигналів магнітної індукції в робочих зонах магнітного сепаратора. Магнітна індукція в зоні подачі живлення, виділення концентрату і хвостів характеризує відповідно масові частки заліза у харчуванні, концентраті і хвостах магнітного сепаратора. Наведено схему алгоритму розрахунку вилучення заліза і виходу концентрату по сигналам магнітної індукції. Експериментальні дослідження в промислових умовах показали, що точність автоматичного контролю технологічних змінних процесу магнітної сепарації не перевищує 5% відносних одиниць.

Кочура Е.В., Жамиль Абедельрахим Жамиль Аль Саяйде Автоматический анализатор процесса обогащения, встроенный в промышленный магнитный сепаратор

Представлены результаты исследований по разработке системы автоматического контроля технологических переменных процесса магнитного обогащения железных руд по сигналам магнитной индукции промышленного магнитного сепаратора. Представлена функциональная схема автоматического анализатора сигналов магнитной индукции в рабочих зонах магнитного сепаратора. Магнитная индукция в зоне подачи питания, выделения концентрата и хвостов характеризует соответственно массовые доли железа в питании, концентрате и хвостах магнитного сепаратора. Приведена схема алгоритма расчета извлечения железа и выхода концентрата по сигналам магнитной индукции. Экспериментальные исследования в промышленных условиях показали, что точность автоматического контроля технологических переменных процесса магнитной сепарации не превышает 5% относительных единиц.

Kochura E.V., Zhamil Abdelrahim Zhamil Al Sayayde Automatic analyzer of the enrichment process, built into an industrial magnetic separator

The paper presents the results of studies on the development of the automatic control of technological process variable magnetic separation of iron ore from the signals of the magnetic induction industrial magnetic separator. The functional schema of an automatic analyzer signal of magnetic induction in the working areas of a magnetic separator. Magnetic induction in the area of supply, the allocation of concentrate and tailings, respectively, characterized by the mass fraction of iron in the diet, concentrate and tailings magnetic separator. A scheme of the algorithm for calculating the extraction of iron concentrate and output signals of the magnetic induction. Experimental studies in industrial conditions showed that the accuracy of the automatic control of process variables of the process of magnetic separation is less than 5% in relative units.

УДК 681.326

Шамрай О.В., Шаповалова Н.Н. Методи тестування програмного забезпечення

Розглянуто методи тестування програмного забезпечення та наведені приклади тестування програм для їх реалізації та отримання кращих результатів роботи.

Ключові слова: тестування програм, якість програмного забезпечення, надійність програмного забезпечення, критерії тестування.

Шамрай Е.В., Шаповалова Н.Н. Методы тестирования программного обеспечения

Рассмотрены методы тестирования программного обеспечения и приведены примеры тестирования программ для их реализации и получения лучших результатов работы.

Ключевые слова: тестирование программ, качество программного обеспечения, надёжность программного обеспечения, критерии тестирования.

Shamray O.V., Shapovalova N.N. The methods of test program securing.

The methods of software testing and testing are examples of programs to implement them and get the best results.

Key words: software testing, software quality, software reliability, testing criteria.

УДК 004.271.32

Юрко Ю.В., Крепчук О.О. Неграфічні обчислення на відео картах.

Розглянута відкрита мова обчислень OpenCL, та алгоритм використання фреймворку для обчислення неграфічних операцій на графічному процесорі GPU. Розроблена програма, яка демонструє, що паралельне обчислення в матричних операціях (додавання, віднімання і множення на скаляр) суттєво швидше ніж в класичних методах з використання центрального процесора CPU.

Юрко Ю.В., Крепчук А.А. Неграфические вычисления на видеокартах.

Рассмотрен открытый язык вычислений OpenCL, и алгоритм использования фреймворка для вычисления неграфических операций на графическом процессоре GPU. Разработана программа, которая демонстрирует, что параллельное вычисление в матричных операциях (сложение, вычитание и умножение на скаляр) существенно быстрее, чем в классических методах по использованию центрального процессора CPU.

Yurko Y.V., Krepchuk A.A. Non-graphical computing on graphics .

Considered Open Computing Language OpenCL, and the algorithm used to calculate the non-graphical framework of operations on the GPU. The program, which demonstrates that the parallel computation of matrix operations (addition, subtraction and multiplication by a scalar) is significantly faster than classical methods of use of the CPU.

УДК 622.28.044

Калиниченко В.А., Горбатенко И. А. Исследование влияния параметров анкерной крепи на высоту выемочных штреков

В статье рассмотрена Зависимость высоты выработок и скорости опускания кровли на сопряжениях очистных выработок от параметров анкерной крепи

Калиниченко В.А., Горбатенко И. А. Дослідження впливу параметрів анкерного кріплення на висоту виїмкових штреків.

У статті розглянуто залежність висоти виробок і швидкості опускання покрівлі на сполученнях очисних виробок від параметрів анкерного кріплення.

Kalinichenko V.A., Gorbatenko I.A. Research of influence of parameters of bolting on height of extraction drifts

In the article the dependence of height working and the roof sinking speed at the conjugations of stopes on parameters of bolting are considered.

УДК 622.274.53:622.646

Зенюк Д.Ф., Хивренко О.Я., Тарасютін В.М., Федько М.Б., Комбінований спосіб доставки рудної маси при відпрацюванні потужних рудних покладів. В статті дано опис комбінованого способу доставки рудної маси при відпрацюванні потужних рудних покладів, який передбачає застосування скреперних установок для доставки рудної маси в межах панелі та самохідної навантажувально-доставочної техніки для доставки до рудоспуску. Наводиться первинна оцінка продуктивності комплексу на доставці при комбінованому способі.

Доставка рудної маси, скреперна установка, самохідна навантажувально-доставочна техніка.

Зенюк Д.Ф., Хивренко О.А., Тарасютин В.М., Федько М.Б., Комбинированный способ доставки рудной массы при отработке мощных рудных залежей. В статье приведено описание комбинированного способа доставки рудной массы при отработке мощных рудных залежей, который предусматривает применение скреперных установок для доставки рудной массы в пределах панели и самоходной погрузочно-доставочной техники для доставки к рудоспуску. Приводится первичная оценка производительности комплекса на доставке при комбинированном способе.

Доставка рудной массы, скреперная установка, самоходная погрузочно-доставочная техника.

Zenyuk D.F., Hivrenko O.A., Tarasyutin V.M., Fedko M.B., The combined method of delivery of ore when mining ore deposits powerful. The paper describes a combined method of delivery of ore when mining ore deposits of high-power, which provides for the use of scraper systems for delivery of ore within the panel and self-propelled cargo-haul vehicles for delivery to the ore passes. An initial assessment of performance in the delivery of a complex with the combined method. Delivery of ore, scraper setting, self-propelled cargo-haul equipment.

УДК 622.112.4: 622.013.362

Кузьменко О.М., Козлов А.О., Хейло О.В. Формування техногенних зон у довгих виїмкових стовпах попереду просування очисного вибою

Розглянуто різні форми утворення техногенних зон навколо гірничих виробок, що знаходяться у виїмковому полі на шляху просування очисних вибоїв та розподіл напружень при наближенні зон опорного тиску

Кузьменко А.М., Козлов А.А., Хейло А.В. Формирование техногенных зон в длинных выемочных столбах впереди подвигания очистного забоя

Рассмотрены различные формы образования техногенных зон вокруг горных выработок, находящихся в выемочных полях впереди подвигания очистных забоев и распределение напряжений при приближении зон опорного давления

Kuzmenko A.M., Kozlov A.A., Heylo A.V. Formation of anthropogenic zone in extraction fields in front work stope

Different forms of formation of anthropogenic zone in mine workings are considered situated in front of fields in front work stope and then effort close to pressure supporting.

УДК 622.273.217.4

Петлеваний М.В. Управление структурой твердеющей закладки при подземной добыче железных руд

Приведены результаты исследования влияния величины дисперсных частиц доменного гранулированного шлака и известняка на структурные особенности и прочность закладочного массива при разработке железных руд системами с твердеющей закладкой. Предложены технологические рекомендации по формированию закладочного массива для повышения его устойчивости.

Петлеваний М.В. Управління структурою твердіючого закладання при підземному видобутку залізних руд

Наведені результати дослідження впливу дисперсних часток доменного гранульованого шлаку та доломіту на структурні особливості та міцність закладного масиву при розробці залізних руд системами з твердіючим закладанням. Запропоновані технологічні рекомендації щодо формування закладного масиву для підвищення його стійкості.

Petlyovany M.V. The control of hardening backfill structure at underground iron ore extraction

Results of research of disperse particles influence of the domain granulated slag and dolomite on structural features and strength backfill massif while developing iron ores by the systems with a hardening backfill are given. Technological recommendation of backfill massif to increase its stability are given.

УДК 622.1:622.834

Кучин О.С. Просторове зміщення точок земної поверхні при підробці

Наведені результати маркшейдерських інструментальних спостережень за зрушенням земної поверхні з використанням сучасних приладів

Кучин А.С. Пространственное смещение точек земной поверхности при подработке

Представлены результаты маркшейдерских инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности с использованием современных геодезических приборов

Kuchin A.S. Spatial displacement of points of the terrestrial surface at undermining

The results of surveying instrument observations of the earth surface subsidence using modern surveying instruments in the article.

УДК 622.271 : 622.013

Бабець Є.К. Удосконалення процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах при комплексній розробці залізрудних родовищ.

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

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

Бабець Е.К. Совершенствование процессов ресурсосбережения на горных предприятиях при комплексной разработке по-лизорудных месторождений.

Определены основные направления совершенствования процессов ресурсосбережения на горных предприятиях. Разработана методика проведения исследований по оценке состояния управления производственными ресурсами и выявление имеющихся и скрытых резервов. Предложены конкретные меры по совершенствованию процессов ресурсосбережения за счет снижения себестоимости производства железорудной продукции и повышения ее качества.

Ключевые слова. Горные предприятия, процессы ресурсосбережения, добывающие работы, обогащение.

Babets E.K. Improvement of resource conservation in mining enterprises in the overall development of per-lizorudnyh deposits.

Determined the main directions of improving resource saving processes in mining enterprises. Devised method for realization of researching the assess of condition in production resources management and identifying existing and hidden reserves. Pro-

posed specific measures to improve the processes of resource saving by reducing the production cost of iron ore products and improving its quality.

Key words. Mining companies, resource saving process, mining works, ore concentration.

УДК 622.272

Ступник М.І., Калиниченко В.А., Янов Е.К. Совершенствование технологии формирования компенсационных пространств

В работе предложены варианты шатровых компенсационных пространств и способы их формирования. Определено технологическое время существования обнажения шатровых подсечек.

Ступник М.І., Калініченко В.О., Янов Є.К. Удосконалення технології формування компенсаційних просторів

В роботі запропоновані варіанти шатрових компенсаційних просторів і способи їх формування. Визначено технологічний час існування оголень шатрових підсічок.

Stupnik M.I., Kalinichenko V.O., Janov E.K. Perfection of technology of formation of compensatory spaces

In job the variants шатровых of compensatory spaces and ways of their formation are offered. The technological time of existence обнажения шатровых подсечек is determined.

УДК 681.513.672:622.7:622.34

Тронь В. В. Формування адаптивного керування процесом збагачення руд з розпізнаванням типу вкраплення корисного компоненту.

Запропоновано метод адаптивного керування процесом збагачення руд із формуванням оптимального гранулометричного складу за стадіями збагачення на основі розпізнавання технологічних різновидів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту.

Ключові слова: адаптивне керування, критерій керування, автоматизація збагачення руд, розпізнавання типу вкраплення.

Тронь В. В. Формирование адаптивного управления процессом обогащения руд с распознаванием типа вкрапленности полезного компонента.

Предложен метод адаптивного управления процессом обогащения руд с формированием оптимального гранулометрического состава по стадиям обогащения на основе распознавания технологических разновидностей руд в зависимости от типа вкрапленности полезного компонента.

Ключевые слова: адаптивное управление, критерий управления, автоматизация обогащения руд, распознавание типа вкрапленности.

Tron V. V. Forming of Adaptive Method of Ore-dressing Process Control Inclusive of impregnated Ore Type Recognition.

Method of adaptive control of ore-dressing process inclusive of optimal particle-size distribution for ore-dressing stages on basis of ore types recognition subject to impregnated ore type was proposed

Keywords: adaptive control, criteria of control, automatization of ore-dressing, recognition of impregnated ore type

УДК 533.3

Деньгуб В.І. Узагальнений метод розрахунку сифонних трубопроводів

Пропонується метод розрахунку сифонних трубопроводів з необхідною продуктивністю і наперед заданою висотою всмоктування.

Деньгуб В.И. Обобщенный метод расчёта сифонных трубопроводов

Предлагается метод расчёта сифонных трубопроводов с необходимой продуктивностью и заранее заданной высотой всасывания.

Dengoob V.I. Generalized method of calculation of siphon pipelines

The method of calculation of siphon pipelines is offered with the necessary productivity and beforehand decision height of suction.

УДК 621.316.9

Пироженко А.В., Пироженко Т.В. Метод контролю рівня опору стиків рейкової колії шахтної електровозної відкатки та пристрій що його реалізує.

Розроблений метод контролю рівня опору стиків, який дозволяє підвищити точність вимірювання і не потребує відключення контактної мережі та наведена функціональна блок-схема пристрою, що його реалізує.

УДК 621.316.9

Пироженко А.В., Пироженко Т.В. Метод контролю урівня сопроотивлення стыков рельсового пути шахтної електровозної откатки и устройство для его реализации.

Разработан метод контроля уровня сопротивления стыков, который позволяет повысить точность измерения без отключения контактной сети и приведена функциональная блок-схема реализующего его устройства.

Pirozhenko A.V., Pirozhenko T.V. Control method of level of resistance of joints of a rail way of a mine electric locomotive haulage and the device for its realization.

The control method of level of resistance of joints, which allows to increase accuracy of measurement without shut down of a contact network is developed and is provided functional a side scheme of the device realizing it.

УДК 613.614

В.Д. Афанасьев, А.М. Нечай, Н.А. Раченко О некоторых особенностях излучения и снижения ударного шума при гравитационном транспортировании кускового материала.

Приведены результаты исследований влияния футеровок на излучение и снижение уровней ударного шума при гравитационном транспортировании кускового материала во второй и третьей стадиях дробления.

В.Д. Афанасьев, А.М. Нечай, Н.О. Раченко Про будь-які особливості випромінювання та зниження ударного шуму під час гравітаційного транспортування кускового матеріалу.

Наведені результати досліджень впливу футеровок на випромінювання та зниження рівнів ударного шуму під час гравітаційного транспортування кускового матеріалу в другій та третій стадіях дроблення.

V.D. Afanasiev, A.M. Nechay, N.A. Rachenko. On some characteristics of radiation and reducing impact noise when gravitational transportation lump material. Results of research of influence of refractory linings for radiation and reducing impact noise in gravitational transportation lump material in the second and third stages of crushing.

УДК 622.405

Гладир В.В. Організація радіаційного контролю на шахтах Криворізького залізрудного басейну

У статті розглядається управління радіаційними параметрами шахт Криворізького залізрудного басейну та розроблення засобів і способів боротьби з радоном і ДПР.

Гладир В.В. Организация радиационного контроля на шахтах Криворожского железорудного бассейна

В статье рассматривается управление радиационными параметрами шахт Криворожского железорудного бассейна и разработка средств и способов борьбы с радоном и ДПР.

Gladyr V.V. Organization of radiation control on the mines of the of Krivoy Rog iron-ore pool

This article discusses management of radiation parameters of Krivoy Rog iron ore mines of the basin and develop means and ways of dealing with radon and DPR.

УДК 622.235

Фролов О.О., Бритвин Ю.О. Встановлення ефективних параметрів багатоточкового ініціатора при руйнуванні гірських порід вибухом свердловинного заряду

Проведено аналіз способів реалізації багатоточкового ініціювання свердловинних зарядів. Визначено сумарний імпульс ударної хвилі, який діє від точкових детонаторів багатоточкового ініціатора, та здійснене його порівняння з імпульсом від лінійного ініціювання. Встановлені параметри багатоточкового ініціювання, які забезпечують більший імпульс ударної хвилі ніж лінійне ініціювання.

УДК 622.235

Фролов А.А., Бритвин Ю.А. Определение эффективных параметров многоточечного инициирования при разрушении горных пород взрывом скважинного заряда

Проведен анализ способов реализации многоточечного инициирования скважинных зарядов. Определен суммарный импульс ударной волны, который действует от точечных детонаторов многоточечного инициатора, и выполнено его сравнение с импульсом от линейного инициирования. Установлены параметры многоточечного инициирования, которые обеспечивают больший импульс ударной волны чем линейное инициирование.

Frolov A.A., Brytvyn Y.O. Determining effective parameters of multipoint initiation during the destruction of rock using the borehole charge

Different methods of multipoint initiation of borehole charges have been analyzed. The total momentum of the shock wave, which is caused by point detonators of the multipoint initiator has been calculated and then compared with the momentum of linear initiation. The parameters of multipoint initiation, which provide a greater shock wave impact than linear initiation, have also been determined.

УДК 502.6

Аблец В.В., Терещенко В.А., Захаренко И.М. Земельные участки: оценка воздействий на окружающую среду

Выделены основные черты земельных участков, характеризующие их как элементы окружающей среды, которые подлежат охране. Обоснована необходимость определения влияния на земельные участки при разработке материалов оценки воздействий планируемой деятельности на окружающую среду.

Ключевые слова: земельный участок, почва, геологическая среда, территория, оценка воздействий на окружающую среду.

Аблец В.В., Терещенко В.О., Захаренко И.М. Земельні ділянки: оцінка впливів на навколишнє середовище

Виділено основні риси земельних ділянок, що характеризують їх як елементи навколишнього середовища, що підлягають охороні. Обґрунтовано необхідність визначення впливу на земельні ділянки при розробці матеріалів оцінки впливів планованої діяльності на навколишнє середовище.

Ключові слова: земельна ділянка, ґрунт, геологічне середовище, територія, оцінка впливів на навколишнє середовище.

Ablets V.V., Tereschenko V.A., Zaharenko I.M. Land plots: evaluation on environmental impact

Highlights the main features of the lands plot, characterizing it as an element of the environment, which is to be protected. The necessity of determining the effect of the land plots for the development of materials evaluate impacts of the proposed activity on the environment.

Key words: land, soil, geological environment, area, environmental impact assessment.

УДК 581.5: 622.271.4

Ніколаєва І.В., Аблец В.В., Захаренко І.М. Дослідження можливості вирощування трав місцевого походження на пилоутворюючих поверхнях відсипаних відвалів гірничо-збагачувальних комбінатів

Представлені результати досліджень у рамках нового способу рекультивациі пилоутворюючих поверхонь відвалу розкривних порід кар'єру ПАТ «ІнГЗК», який заснований на використанні депонованих стічних осадів. Визначений склад перспективної травосуміші, використання якої може забезпечити закріплення пилоутворюючих поверхонь за один вегетаційний період.

Николаева И.В., Аблец В.В., Захаренко И.М. Исследование возможности выращивания трав местного происхождения на пылящих поверхностях отсыпанных отвалов горно-обогатительных комбинатов Кривбасса

Представлены результаты в рамках способа рекультивации пылеобразующих поверхностей отвала вскрышных пород карьера ПАО «ИнГЗК», который основан на использовании депонированных сточных осадков. Определен состав перспективной травосмеси, использование которой может обеспечить закрепление пылеобразующих поверхностей за один вегетационный период.

Nikolaeva I.V., Ablets V.V., Zaharenko I.M.

Research of possibility grasses cultivation of a local origin on the surfaces of poured out sailings of mountain-concentrating industrial complexes of Krivbass

Results are presented within the framework of recultivation method ardor of surfaces formative of dump of stripping breeds of quarry of Inguletsky mining-extraction plant ", that is based on the use of the grass of a local origin. Composition of perspective grass mixture, the use of that can provide fixing of dump formative surfaces for one vegetation period is certain.

УДК 622.268.8

Нестеренко А.С., Минов Д. С. Оптимизация типа и параметров крепления сводчатой части камеры

В статье рассматривается вопрос по уменьшению расходов материалов и времени при креплении сводовой части камеры большого поперечного сечения за счет изменения формы сводчатой части путем ее поднятия.

Нестеренко О.С., Мінов Д.С. Оптимізація типу і параметрів кріплення склепистої частини камери

У статті розглядається питання щодо зменшення витрати матеріалів та часу при кріпленні склепіння камери великого поперечного перерізу за рахунок зміни форми склепінчастої частини шляхом її підняття.

Nesterenko O.S., Minov D.S. Optimization and parameters type fasteners vaulted space

This article discusses that to reduce the cost of materials and time for the cameramount skleplepinnya large cross section by changing the form of vaulted by its elevation.

УДК 669.054: 629.113

Петров А.В., Жилкин В.П., Губин Г.Г. В данной работе представлена технология и оборудование для её осуществления, позволяющая одновременно с уничтожением отходов использовать тепло от их сжигания в одном агрегате с одновременным огнем обезвреживанием отходящих газов от вредных примесей.

Петров А.В., Жилкін В.П., Губін Г.Г. У даній роботі представлена технологія та обладнання що дозволяє одночасно зі знищенням відходів використовувати тепло від їх спалювання в одному агрегаті з одночасним вогневим знешкодженням газів що відходять, від шкідливих домішок.

Petrov A.V., Gilkin V.P., Gubin G.G. The most radical method is incineration with heat in the household needs. The technology and equipment for its implementation, which allows to use heat from incineration simultaneous with the destruction of waste in a single aggregate with.

УДК 669

Плотников В.В., Ярош Т.П., Марасанова О.В. Перспективы утилизации промышленных отходов в металлургическом производстве

Установлены ресурсы, состав и свойства шламов промышленных предприятий. Предложены рекомендации по их утилизации в металлургическом производстве.

Плотніков В.В., Ярош Т.П., Марасанова О.В. Перспективи утилізації промислових відходів у металургійному виробництві

Встановлено ресурси, склад та властивості шламів промислових підприємств. Запропоновано рекомендації щодо їх утилізації в металургійному виробництві.

Plotnikov V.V., Yarosh T.P., Marasanova O.V. Prospects for utilization of industrial wastes in metallurgical production

Resources, structure and properties of the sludge in industrial enterprise are established. The recommendations for their utilization in the metallurgical industry are offered.

УДК 622.7.012

Олейник Т.А., Скляр Л.В., Михляев С.С. Разработка эффективной технологии удаления фосфора из железорудных концентратов

Проведено аналіз основних методів видалення фосфору із залізорудних концентратів. У результаті аналізу проведених досліджень та синтезу отриманих наукових результатів, була розроблена технологія видалення фосфору з залізистих концентратів, яка дозволяє знизити вміст фосфору з 0,4% до 0,04%.

Олейник Т.А., Скляр Л.В., Михляев С.С. Разработка эффективной технологии удаления фосфора с железорудных концентратов

Проведен анализ основных методов удаления фосфора из железорудных концентратов. В результате анализа проведенных исследований и синтеза полученных научных результатов, была разработана технология удаления фосфора из железистых концентратов, которая позволяет снизить содержание фосфора с 0,4 до 0,04 %.

Oliynyk T.A., Sklyar L.V., Mikhlyayev S.S. Development of effective phosphorus removal technology of iron concentrates

The analysis of the main methods of removing phosphorus from iron ore was conducted. With the analysis of research and synthesis of scientific results a technology of removing phosphorus from iron concentrates, which reduces the phosphorus content from 0.4% to 0.04% was developed.

УДК 622.7 622.341.1

Булах А.В., Корниенко О.А. Технические решения высокоэффективного обогащения окисленных железистых кварцитов Кривбасса

Объектом исследований являются окисленные железистые кварциты, попутно добываемые с магнетитовыми кварцитами на Валявкинском и Скелеватском месторождениях. Приведено обоснование принципиальной схемы переработки железорудного сырья с предварительной операцией обесшламливания дисперсных частиц. Установлены направления работ по повышению эффективности всего комплекса обогащательного передела.

Булах О.В., Корнієнко О.А. Технічні рішення високоефективного збагачення окислених залізистих кварцитів Кривбасу

Об'єктом досліджень є окислені залізисті кварцити, що попутно здобуваються з магнетитовими кварцитами на Валявкинському і Скелеватському родовищах. Приведено обґрунтування принципової схеми переробки залізорудної сировини з попередньою операцією обесшламлювання дисперсних частинок. Встановлені напрями робіт по підвищенню ефективності всього комплексу збагачувального переделу.

Bulakh O.V., Kornienko O.A. Technical decisions of high-intensive enrichment of the oxidized ferrous quartzite's of Krivbass

Of researches oxidized ferrous quartzites are an object, in passing obtained with the magnetitovimi quartzites on the Valyavkinskom and Skelevatskom deposits. The ground is resulted of of principle chart of processing of gelezorudnogo raw material with the preliminary operation of obesshlamlivaniya dispersion particles. The directions are set of works on the rise of efficiency of all complex of concentrating redistribution.

УДК 621.926:34.16

Моркун В.С., Моркун Н.В., Гончаров С.А. Коррекция размеров области правил нечеткого классификатора по величине дисперсии результатов наблюдений

Изложен метод повышения точности определения типа перерабатываемой руды на основе субтрактивной кластеризации ее признаков с коррекцией размеров области нечетких правил по результатам оценки дисперсии интенсивности высокочастотных объемных ультразвуковых колебаний, прошедших фиксированное расстояние в контролируемом объеме пульпы

Ключевые слова: субтрактивная кластеризация, нечеткие правила, ультразвук, дисперсия, пульпа

Моркун В. С., Моркун Н.В., Гончаров С. А. Корекція розмірів області правил нечіткого класифікатора за величиною дисперсії результатів спостережень

Викладений метод підвищення точності визначення типу руди, що переробляється, на основі субтрактивної кластеризації її ознак з корекцією розмірів області нечітких правил за результатами оцінки дисперсії інтенсивності високочастотних об'ємних ультразвукових коливань, що пройшли фіксовану відстань в контрольованому об'ємі пульпи

Ключові слова: субтрактивна кластеризація, нечіткі правила, ультразвук, дисперсія, пульпа

Morkun V.S., Morkun N.V., Goncharov S.A. Correction of sizes of area of rules of unclear classifier on the size of dispersion of results of supervisions

The method of increase of exactness of determination of type of the processed ore is expounded on the basis of subtrpactive clustering of her signs with the correction of sizes of area of unclear rules on results the estimation of dispersion of intensity of high-frequency by volume ultrasonic vibrations, passing the fixed distance in the controlled volume of mash

Keywords: subtrpactive clustering, unclear rules, ultrasound, dispersion, mash

УДК 622.235.2: 544.454

Тетеря О.Ю. Аналітичні дослідження рівноваги хімічних процесів у пило-газовій хмарі після вибуху та можливості впливу на зменшення кількості шкідливих речовин у продуктах вибуху

Досліджено можливість впливу на склад продуктів вибуху при проходженні вторинних реакцій в пилогазовій хмарі для швидкого досягнення стану рівноваги.

Ключові слова: вибух, константа рівноваги, шкідливі речовини

Тетеря О.Ю. Аналитические исследования равновесия химических процессов в пылегазовом облаке после взрыва и возможность влияния на уменьшение количества вредных веществ в продуктах взрыва

Исследовано возможность влияния на состав продуктов взрыва при прохождении вторичных реакций в пылегазовом облаке для быстрого достижения равновесного состояния.

Ключевые слова: взрыв, константа равновесия, вредные вещества

Teterya A.Ju. Analytical researches of balance of chemical processes in dustgas cloud after explosion and possibility of influence on reduction of quantity of harmful substances in explosion products

It is investigated possibility of influence on structure of products of explosion when passing secondary reactions in a dustgas cloud for fast achievement of an equilibrium condition.

Descriptive information: explosion, balance constant, hazardous substance

УДК 622.235.314

Куроченко В.М., Дребниця О.В. Тесленко О.В. Проблеми безпечної електровозної доставки вибухових матеріалів у залізорудних шахтах та шляхи їх вирішення

Розглянуто проблеми, пов'язані з загоранням вибухових речовин, які доставляються в металевих вагонах контактними електровозами в залізорудних шахтах. Описані технічні й організаційні рішення щодо зниження ризику загорання вибухових матеріалів під час їх перевезення електровозним транспортом.

Куроченко В.М., Дребниця А.В., Тесленко А.В. Проблемы безопасной электровозной доставки взрывчатых материалов в железорудных шахтах и пути их решения

Рассмотрены проблемы возникающих опасностей, связанные с загоранием доставляемых в металлических вагонах взрывчатых веществ контактными электровозами в железорудных шахтах. Описаны технические и организационные решения, позволяющие снизить риск загорания транспортируемых взрывчатых материалов.

Kvrothenko V.M., Drebnica A.V., Teslenko A.V Problem safe electric locomotive deliveries of explosive materials in iron-ore mines and way of their decision

The problems of nascent dangers, related to spunking of the explosives by contact electric locomotives delivered in metallic carriages in iron-ore mines, are considered. The technical and organizational decisions allowing to reduce the risk of spunking of the transported explosive materials are described.

105 РОКІВ З ДНЯ НАРОДЖЕННЯ АКАДЕМІКА Г.М. МАЛАХОВА



29 березня 2012 року виповнилось 105 років з дня народження визначного вченого у галузі розробки родовищ корисних копалин, дійсного члена Національної академії наук України, лауреата Державних премій СРСР, УРСР і премії ім. В.І.Вернадського НАН України, Почесного академіка Академії гірничих наук України, доктора технічних наук, професора **Георгія Михайловича Малахова**.

Георгій Михайлович народився в м. Білопольї Сумської області у сім'ї залізничника. Після закінчення 5 класів гімназії в селищі Знаменка Кіровоградської області і технікуму шляхів сполучення в м. Дніпропетровську, у 1926 р. він вступив до Дніпропетровського гірничого інституту. Після його закінчення в 1930 р. Георгій Михайлович був направлений на роботу в Криворізький басейн і був призначений начальником дільниці шахти Інгулецького рудника.

Початок своєї трудової діяльності Георгій Михайлович відзначив удосконаленням схем скреперної доставки руди та впровадженням нової технології очисних робіт. Ця ініціатива молодого інженера звернула на себе увагу і він одержав нове призначення на посаду завідувача відділу механізації і пневматичного буріння Інгулецького рудоуправління. З перших кроків роботи на новій посаді Г.М. Малахов починає вести наукові дослідження в області теорії роботи пневматичних молотків, для чого ним була створена спеціальна лабораторія. Після успішного впровадження нових схем скреперної доставки і шпурів глибиною до 9 м, що суттєво вплинуло на технології видобутку руди, Георгія Михайловича призначають на посаду завідувача гірничими роботами рудоуправління ім. газети «Правда».

У 1933 р. Георгій Михайлович видає свою першу книгу «Пневматические молотки, теория их работы и использование в горном деле». Це була перша публікація з теорії пневматичних молотків, яка відіграла позитивну роль у вітчизняному гірничому машинобудуванні. Майже через тридцять п'ять років на ювілейному засіданні з приводу 60-річчя Георгія Михайловича, академік Михайло Іванович Агошков у своєму виступі сказав: «Я був дуже здивований тим, що таку зрілу теорію міг розробити молодий науковець». Георгію Михайловичу було тоді 25 років!

У 1934 р. його призначають головним інженером рудоуправління ім. газети «Правда», а ще через рік - головним інженером одного з крупних рудників Кривбасу - «Жовта ріка» (раніше ім. Шварца). На цьому руднику вперше в Радянському Союзі було впроваджено буріння з'ємними коронками, запропонованими Георгієм Михайловичем. Редакція «Горного журналу» з цього приводу писала «...рудник им. Шварца одним из первых и единственным в СССР рудников,

применяющих бурение съёмными коронками в таких широких масштабах и в таких тяжелых условиях бурения (высокая крепость породы)». На цьому руднику Георгій Михайлович запропонував вперше вести одночасно відкриті і підземні роботи, так званий метод відкрито-підземної виїмки.

Виробничі успіхи Георгія Михайловича привели до призначення його в 1937 р. головним інженером найбільшого у Кривбасі рудоуправління ім. Дзержинського. Використання нових систем розробки, вмiла розстановка кадрів, хороші організаторські здібності Г.М. Малахова, дозволили в короткі терміни докорінно удосконалити технологію розробки цього родовища, що стало причиною призначення Георгія Михайловича головним інженером тресту «Руда», на долю якого в той час припадало до 55 % видобутку залізної руди в Радянському Союзі. На цій посаді Георгій Михайлович продовжив свою активну інженерну і наукову діяльність. Особливо слід відзначити його дослідження в області використання масових вибухів для вирішення проблеми ліквідації порожнин, яких на той час накопичилась значна кількість, що стримувало зростання видобутку і спричиняло створенню аварійних ситуацій.

Під керівництвом Г.М. Малахова були розроблені методи ліквідації та ізоляції порожнин масовими вибухами потужністю більше 100 т вибухових речовин. Узагальнений досвід з цих робіт став основою для видання в 1945 р. монографії «Ликвидации пустот при разработке мощных рудных месторождений». Як бачимо, Георгій Михайлович приділяв цій проблемі багато уваги і попереджав нас про своєчасне погашення порожнин. На жаль, не завжди і не всі виконували настанови видатного вченого, про що свідчить наявність цієї проблеми і в наші дні.

Дослідження Г.М. Малахова в області використання масових вибухів, в тому числі і для ліквідації порожнин, стали основою його майбутньої кандидатської дисертації.

У 1939 р. Г.М. Малахов переходить на роботу в Науково-дослідний гірничорудний інститут на посаду начальника гірничого сектора і розпочинає дослідження з використанням високоефективної системи поверхово-примусового обвалення з відбійкою руди глибокими вибуховими свердловинами. Через рік Г.М. Малахов успішно закінчує промислові випробування цієї технології на шахті «Комунар» рудоуправління ім. Дзержинського. Саме за цю технологію, яка, до речі, в різних варіантах використовується і сьогодні, згодом, у 1948 р., Г.М. Малахову та іншим спеціалістам-гірникам була присуджена Державна премія СРСР (Сталінська премія першого ступеня).

Віроломний напад фашистської Німеччини перервав мирну працю радянських людей і 7 серпня 1941 р. Георгій Михайлович забезпечує евакуацію НДГРІ на Урал на рудник Бакал, а вже 22 грудня 1941 р. призначається головним інженером цього інституту і включається в роботу з розвитку залізорудної і марганцевої промисловості Уралу. У складі комісії АН СРСР Г.М. Малахов вивчає шляхи розширення видобутку марганцевих руд на рудниках Північного Уралу і розробляє пропозиції з підвищення ефективності їх видобутку.

У листопаді 1942 р. Георгія Михайловича призначають головним інженером рудника Бакал. Задачі поставлені перед головним інженером були не прості: терміново вивести рудник із глибокої кризи. Г.М. Малахов розробляє і впроваджує нову технологію селективної виїмки цінних руд, в яких була надзвичайно велика потреба в роки війни. Менше, ніж за рік, видобуток цих руд зріс на 150 %. Своєчасна розвіданість і підготовка запасів забезпечили сталу роботу Бакала. В цей час Георгій Михайлович захищає у Свердловському гірничому інституті кандидатську дисертацію з уже згаданої мною теми: «Ликвидация пустот массовыми взрывами».

У листопаді 1944 р. Г.М. Малахова викликають до Москви для роботи в технічному відділі Головруди, а через місяць направляють головним інженером Дашкесанського рудника для організації його будівництва. Неаби-які організаторські здібності Г.М. Малахова сприяли успішному проектуванню і завершенню будівництва. У січні 1946 р. Георгія Михайловича направляють у Кривбас, де він проходить за конкурсом на посаду завідувача кафедри розробки рудних родовищ корисних копалин Криворізького гірничорудного інституту. Тут він продовжує дослідження в області нової технології видобутку руди системою поверхово-примусового обвалення з відбійкою руди глибокими вибуховими свердловинами і вперше розробляє відому теорію випуску руди із обвалених блоків. У 1948-1951 рр. Г.М. Малахов - докторант Інституту гірничої справи Академії наук СРСР, де успішно захищає у 1951 р. докторську дисертацію на тему «Выпуск руды из обрушенных блоков», а, згодом, публікує монографію з такою ж назвою.

Сьогодні в дослідженнях виробничих процесів при системах з обваленням просто немож-

ливо обійтися без використання фундаментальних положень цієї теорії. У 1968 р. вийшло в світ друге видання монографії під назвою «Теория и практика выпуска руды», в якому значне місце відведено випуску руди в умовах високого гірського тиску при розробці глибоких горизонтів. Досить ефективною була робота Георгія Михайловича на науково-педагогічній ниві.

У 1951 р. він був призначений директором (ректором) Криворізького гірничорудного інституту. У 1953 р. йому було присвоєно звання професора.

Будучи ректором, Георгій Михайлович впродовж 22 років проводив значну роботу з розвитку гірничої науки у навчальному закладі та зміцнення матеріально-технічної бази інституту, підготовки інженерних і наукових кадрів. Випуск гірничих інженерів з 89 у 1951 р. збільшився до 1200 у 1973 р. - і в цьому значний особистий внесок Георгія Михайловича. Під його керівництвом знайшли свій подальший розвиток прикладні наукові дослідження, які суттєво допомогли гірничорудним підприємствам Кривбасу. Криворізький гірничорудний інститут став справжньою кузницею інженерних і наукових кадрів і значним науковим осередком.

З 1962 р. у гірничорудному інституті розпочато навчання іноземних студентів. Більше 70 країн світу делегували своїх громадян для отримання вищої освіти у Кривому Розі, виходячи з того, що навчальний заклад знаходиться у потужному гірничо-видобувному регіоні, де можна одержати не тільки хорошу теоретичну, а й практичну підготовку. Криворізький гірничорудний став відомим не тільки в Радянському Союзі, а й далеко за його межами. Про авторитет гірничорудного свідчить той факт, що в 1972р. йому було надано честь відкривати Дні науки у Москві на Виставці досягнень народного господарства СРСР. Цього ж року Криворізький гірничорудний з нагоди свого 50-річчя був нагороджений Орденом Трудового Червоного Прапора.

Сьогодні ми маємо надію, що славні традиції гірничорудного будуть продовжені і він знайде своє достойне місце в структурі недавно створеного Криворізького національного університету, бо інакше й бути не може: у гірничовидобувному регіоні головною спеціальністю є і ще багато десятиліть буде саме гірниця.

Усю наукову діяльність Георгія Михайловича характеризує нерозривний зв'язок з виробництвом. Особливо слід відзначити співпрацю наукових співробітників інституту і інженерно-технічних працівників шахти «Гігант».

З 1955 р. колектив вчених під керівництвом Г.М. Малахова провів велику роботу з удосконалення технології розробки, механізації і автоматизації виробничих процесів на шахті «Гігант». Разом з виробничниками було розроблено нову систему підповерхового обвалення з відбійкою руди на підконсольний простір. Впровадження цієї технології дозволило підвищити продуктивність праці одного робітника з 10,6т/зміну до майже 25т/зміну. Це була найбільша продуктивність праці на гірничорудних шахтах СРСР.

Надзвичайно цінними були дослідження Георгія Михайловича з управління гірничим тиском, створення високоефективних методів коротко-сповільного підривання при масовому відбиванні руди в підземних умовах, розкритті і підготовці родовищ. За розробку і впровадження ефективних методів гірничих робіт в умовах високого гірського тиску Георгію Михайловичу та іншим спеціалістам присуджується Державна премія України в галузі науки і техніки.

До виконання наукових досліджень залучаються виробничники, які згодом успішно захищали дисертації. Г.М. Малахов створив наукову школу з розробки рудних родовищ. Серед його учнів 75 кандидатів наук і майже два десятка докторів наук.

У 1967 р. Георгій Михайлович обирається дійсним членом Академії наук УРСР і з 1973 р. переходить на роботу до Національної академії наук України.

Слід відзначити останні роботи Георгія Михайловича. Це, перш за все, розробка циклічно-поточної технології видобутку міцних руд і магнетитових кварцитів. Результати цих досліджень викладені в монографії вченого «Циклично-поточная технология подземной разработки магнетитовых кварцитов». Розширення сировинної бази за рахунок підземного видобування магнетитових кварцитів має велике народногосподарське значення, оскільки таким чином розв'язується цілий комплекс проблем, а саме: компенсація вибуваючих потужностей підземного видобутку багатих руд без капітальних вкладень на проходку стволів другого ступеня, заглиблених до позначки 2000-2500 м; компенсація вибуваючих потужностей кар'єрів, в яких добувають магнетитові кварцити відкритим способом, у міру заглиблення їх до меж економічно доцільного рівня ведення відкритих робіт; поліпшення екологічного становища у Кривбасі, оскільки підземне видобування залізних руд не забруднює атмосферу і не потребує відчуження

великих площ сільськогосподарських угідь під відвали розкривних порід. За ці дослідження академік Г.М. Малахов був удостоєний премії ім. В.І. Вернадського НАН України.

Незаперечний авторитет Георгія Михайловича у наукових колах, спричинив те, що йому вперше в Криворізькому гірничорудному була надана честь прочитати цикл лекцій в провідних навчальних закладах Європи і Америки. Він був справжнім піонером. А читав свої лекції Георгій Михайлович в університетах часто на мові цих країн. Його фундаментальні праці перекладені на німецьку, китайську, в'єтнамську та інші мови.

В Англії Георгій Михайлович детально знайомився з постановкою вищої освіти. Аналізував їхні освітньо-кваліфікаційні рівні: бакалавр, магістр. Хоч, як мені тоді здалося, не був великим їх прихильником.

Поряд з науково-педагогічною діяльністю вчений виконував велику громадську роботу. Він був членом Наукової ради з проблеми «Нові процеси і способи виконання робіт у гірничій справі» при Держкомітеті СРСР з науки і техніки, членом наукової ради з фізико-технічних проблем розробки корисних копалин АН СРСР, членом експертної ради Комітету з Ленінських і Державних премій СРСР, членом республіканського комітету профспілки працівників освіти, вищої школи і наукових закладів.

Велику громадську діяльність проводив Георгій Михайлович і у своєму, рідному для нього, місті. Впродовж багатьох років був депутатом міськради і членом міському партії.

Заслуги вченого відзначені орденами Леніна, Жовтневої революції, Трудового Червоного Прапора, «Знак пошани», численними медалями, знаком «Шахтарська слава» трьох ступенів.

Мені випала честь впродовж майже десяти років працювати під безпосереднім керівництвом Георгія Михайловича. Саме він, проводячи розподіл випускників на роботу, запропонував мені роботу на своїй кафедрі. Працювати з Георгієм Михайловичем було нелегко, але дуже цікаво. Кожного дня він відкривав для нас щось нове. Нам, молодим, він довіряв досить серйозні роботи. Ми знали, що говорити з Георгієм Михайловичем про термін виконання його доручень було зайвим, бо неодмінно буде відповідь: «Срок был вчера». Він завжди поспішав. За браком часу неможливо повністю розкрити високі людські якості відомого вченого.

На вшанування Георгія Михайловича на будівлі гірничого факультету національного університету встановлено меморіальну дошку. Президія Академії гірничих наук України, за ініціативи її Президента Володимира Федоровича Бизова, заснувала медаль ім. академіка Г.М. Малахова. Кращі студенти гірничого факультету одержують стипендію ім. академіка Г.М. Малахова.

А головне, що криворіжцям є ким пишатися: у нашому місті жив і успішно працював Почесний громадянин Кривого Рогу академік Георгій Михайлович Малахов.

П.Й. Федоренко, д-р техн. наук, проф.

Гірничий вісник

Науково-технічний збірник

Випуск 95(1)

Редактор, коректор

Малюга Н.М.

Комп'ютерний набір, верстка

Самойлюк О.Г.

*Здано в набір 21.02. 12. Підписано до друку 26.04.12 за рекомендацією Вченої Ради
Криворізького національного університету, протокол № 6.
Формат 60×84/8. Ум. друк. арк. 38,9 Тираж 120 прим.
Замовл. №3 . Укр., рос.*

Надруковано ТОВ «Центр-Прінт», м. Кривий Ріг

*Адреса видавництва та виготівника: 50002, Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 44
ДВНЗ «Криворізький національний університет», науково-дослідна частина*