



ӘОЖ 528

А.Б. Абдуллаева

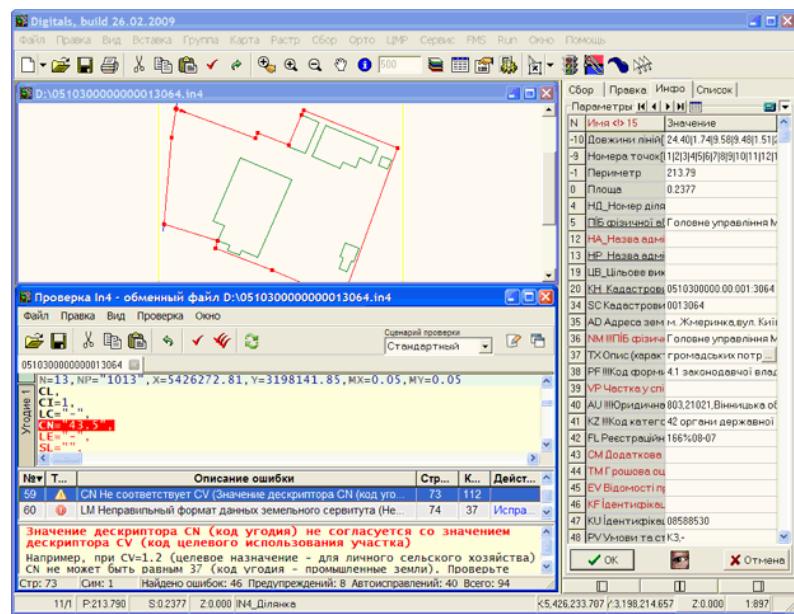
КазНТУ им. Қ.И. Сатпаева, Алматы қ.

**DIGITALS – БҮЛ ЖЕРГЕ ОРНАЛАСТЫРУДЫҢ, ГЕОДЕЗИЯНЫң
ЖӘНЕ КАРТОГРАФИЯНЫң БІРКІТІРЛЕН ПРОГРАММАЛЫҚ ӨНІМІ**

Көптеген жылдар бұрын сандық картографияға пакет ретінде құрылған Digitalis қазіргі кезде жерге орналастыруда белсенді түрде қолданылады. Оның жаппай қолданылуы колхоз жерлерін бөлу кезеңінде, яғни 90-шы жылдардың аяғында басталды. Содан бері программа белсенді дамып және жаңа мүмкіндітерімен толықтырылып отырды. Нәтижесінде толық жетілген жерге орналастырудың ГАЖ-на айналды.

Мықты картографиялық ядро бір картада мындаған растрлық бейнелерді және шартты белгілерде жүз мындаған векторлық объектілерді қолдануға мүмкіндік берді: технологиялық тізбекті толығымен қолдау, яғни геодезиялық өлшеулерді өңдеуден бастап техникалық құжаттарды басылымнан шығаруға дейін; файлдарды ГАЖ-дың танымал форматтарында оку және жазу. Игеруде қарапайымдылығы және ресурстарды қажет етпеуі. Міне, осы негізгі факторлар программаның таралуын қамтамасыз етті. Бірнеше мындаған үйымдар, жерге орналастыру институттары мен кішігірім геодезиялық фирмалар осы программаны өзінің жұмыс аспабы ретінде таңдады.

Digitalis-тың алғашқы версиясы 1992 жылы пайда болды және ол сандық карталарды қағаздық түпнұсқадан дигитайзер көмегімен дигитализациялауға арналған. Сонымен қатар программаны картаның аэрогравіметриктері бойынша стереокүруларға қолданған.



1 – сурет

Кадастрык аусысай файлын дайын мәліметтерден күру көптеген программалар жасай алады. Ал оны «басынан» күру немесе аэрофарыштық түсірістердің нәтижесі бойынша тек Digitals жасай алды және қосымша программаларды қажет етпейді.

Digitals түсірістерді ашық карталарға Жер бедерінің бейнесін жаңа ғана құрылған аусысай файлын жалғау арқылы енгізуге мүмкіндік береді. Түсірістер картаға растрлық астар ретінде құрылады.

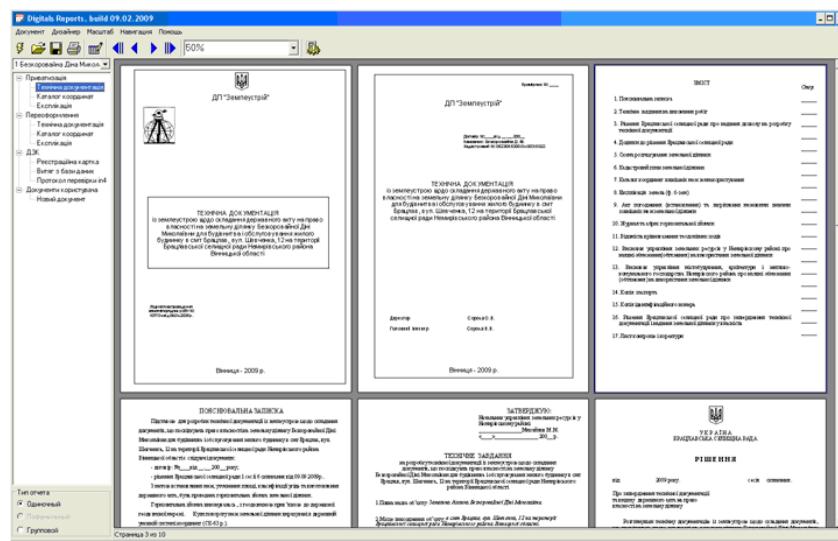
Координаттардың ғарыштық түсірістер бойынша дәлдігі, болжам бойынша, 1 метрден аспайды, сондықтан оларды тек участкелердің ортақ орналасуын бақылауга ғана пайдалануға болады. Бірақ аэрофототүсіріске тапсырыс беру арқылы және стереоскопиялық өлшемдер әдісін қолдана отырып, координаттарды 10 см дәлдікпен анықтауга болады.

Digitals программасы әуел бастан-ақ фотограмметриялық әдіспен карталарды құруға жасалынған. Қосымша модульмен жабдықталған пакет енді сандық фотограмметриялық станцияға айналды.

Digitals программалық қамтамасыздандыру барлық белгілі аэротүсіріс камераларының түсірістерін өңдеуге мүмкіндік береді. Онда сандық карталардың және рельефтің сандық моделі құрылады.

Әр жұмыста ең бастысы – есеп беру. Қазіргі кезде қоғам қаншалықты электрондық түрде құжатты жасаса да геодезист пен жергеорналастырушы жұмысының нәтижесін қағаз түрінде көрсету керек.

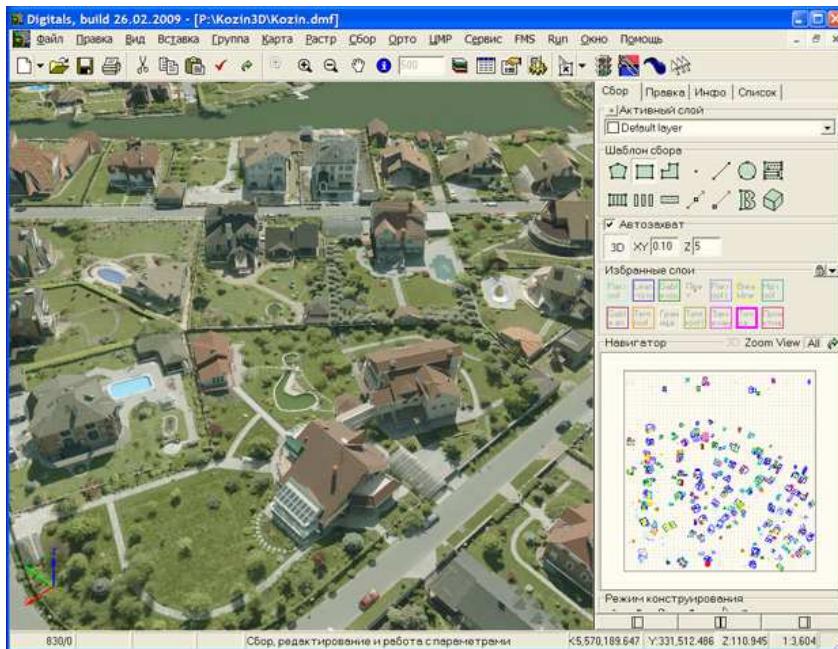
Digitals-та есеп беруде Reports модулі қолданылады. Бұл мықты программа. Программа өзі автоматты түрде құжатқа көшіреді. Құжат, әдетте, түзетуді қажет етпейді және басылымға дайын болады.



2 – сурет

Картографияда және геодезияда координаттар жүйесі мен картографиялық проекциялар ең қыын тақырыптардың бірі. Спутниктік геодезиялық өлшеулердің таралуы мен координаттарды анықтау дәлдігіне, талаптардың өсуіне байланысты картографияның проблемасы одан әрі өршіді. Digitals белгілі координаттар жүйесі арасында қатаң математикалық есептеуді қамтамасыз етеді.

Digitals-та карталар үшөлшемді болады, яғни әр нүктенің биіктігі белгілі деген сөз. Картаны көлемді түрде көру үшін сәйкес түрін қосады. Рельефтің моделі жиі тор ретінде немесе біркелкі бедер ретінде көрсетілуі мүмкін. Бедерге жергілікті жердің бейнесін жалғаса болады. Бұл рельеф моделінде қатені табуға мүмкіндік береді, яғни берілген жер нақты түрде қандай екенін анықтайды.



3 – сурет

Программа аэрофототүсіріс нәтижесінде карьерлердің, ғимараттардың және қалалардың үшөлшемдік моделін құруға мүмкіндік береді.

Бұрын карталар қағаз күйінде болатын. Оларды пайдалану үшін компьютерге енгізу керек. Бастапқы кезде оларды сканерлеген жеткілікті болатын. Бірақ сканерленген карталарды қолдану әрдайым тиімді емес, себебі олар көп орын алады және оларды түзету мүмкін емес. Сондықтан толық пайдалану үшін картаны векторлық формага айналдыру керек. Оның барлық контурын сандау қажет. Бірақ контурларды қолмен жинау қаныққан картада немесе планда өте көп уақытты қажет етуі мүмкін. Карталарды көп түрде сандауды тездестуге Topotracer модулі құрылған.

Topotracer - игеруде қарапайым программа. Бұл сканерленген карталар мен пландарды жартылай автоматтый векторлауды орындаиды.

Бұл модуль көлденендерді, өсімдік жамылғысының нүктелік контурларын және грунттарды векторлауға мүмкіндік жасайды. Программаны топографиялық карталарға ғана емес әртүрлі схемалар мен пландарды векторлауға қолдануға болады.

Кейде автоматтандырылған векторлаудың өзі көп уақыт алады, сонда сканерленген қағаз карталарды растрлық түрде қолдануға тұра келеді.

Digitals үшін бұл проблема емес, себебі бұл программа бастапқыдан-ақ векторлық карталармен жұмыс істеу үшін ғана емес, сонымен қатар растрлық бейнелердің массив-

терімен жұмыс істеуге құрылған. Программа растрларды біріктіруге және өзгертуге мүмкіндік туғыздады.

Қысқа көлемді мақалада программаның негізгі мүмкіндітерінің өзін бейнелеу өте қын, себебі ол көп жылдар бойы дамып және әрқашан жаңа функциялармен толықтырылып отырады. Digitals - бұл әмбебап аспап, ол көптеген әртүрлі тапсырмаларды орындауды және бұл аспап қолданушылардың талабымен бірге өсіп отырады. Орнатылған скрипт тілі тәжірибелі қолданушыға программаның функциясын одан әрі кеңейтуге мүмкіндік береді.

Әдебиеттер тізімі

1. Александр Бондарец (НПП "Геосистема", Винница), bond@vingeo.com, ICQ: 356574293.

Қабылданды 4.10.2010

УДК 622.619

А.Ж. Азельханов

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

ТЕХНОЛОГИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ НА РУДНИКЕ «СУЗДАЛЬСКИЙ» АО «ФИК «АЛЕЛ»

В настоящее время руководством АО «ФИК «Алел» принято решение о выемке запасов золотосодержащих руд на нижних горизонтах Сузdalского месторождения системами разработки с закладкой: слоевой и подэтажно-камерной.

На сегодняшний день уже было выполнено два проекта на строительство бетоно-закладочного комплекса (БЗК) Сузdalского рудника как поверхностного, так и подземного:

- технологический регламент для проектирования поверхностного БЗК с мельничным способом приготовления смеси и доставкой закладочной смеси в пустоты отработанных камер трубопроводным транспортом;

- проект строительства подземного БЗК с мельничным способом приготовления смеси на 160 горизонте с перепуском компонентов для приготовления смеси с поверхности на 160 горизонт по скважинам и доставкой закладочной смеси в пустоты отработанных камер трубопроводным транспортом.

Основные свойства и характеристики компонентов закладочной смеси были всесторонне изучены сотрудниками ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК в рамках научно-исследовательских работ (НИР) на Сузdalском руднике [1]. В технологическом регламенте [2] были разработаны рациональные составы закладочных смесей для условий Сузdalского рудника (табл. 1).

Таблица 1
Составы закладочных смесей для условий Сузdalского рудника

Закладочные материалы	Усредненный расход материалов, кг/м ³
Вяжущее (портландцемент Семипалатинского цементного завода марки М400-Д20)	150

Заполнитель (вскрышные породы карьеров и риолиты из каменного карьера)	1430
Вода (техническая вода карьера № 2 рудника Суздальского месторождения)	365

В качестве инертного заполнителя при приготовлении закладочной смеси в ДГП «ВНИИцветмет» были исследованы следующие инертные материалы: риолиты из каменного карьера; разнозернистый песок из карьера 2; разнозернистые известняки из внутреннего отвала карьера № 1; углисто-глинистые алевролиты из отвала № 3.

В проекте [3] принят следующий состав закладочной смеси (при строительстве подземного БЗК):

- цемент Семейского завода марки 400 (ГОСТ10178-87) - 115 кг/м³;
- дробленая отвальная порода фракции - 5-25-40 мм - 1135 кг/м³;
- песок 760 кг/м³;
- вода 240 л/ м³.

Учитывая характеристики исходных материалов, принимают требуемое соотношение мелкого и крупного заполнителя. При этом должно выполняться условие транспортабельности смеси по содержанию крупного заполнителя, которое проверяется при расчете трубопроводного транспорта.

Устанавливается ориентировочно общий расход заполнителя на 1 м³, задаваясь ориентировочно расходом вяжущего 100÷300 кг и расходом воды из условия необходимой транспортабельности смеси. Сумма абсолютных расходов объемов исходных материалов в 1 м³ готовой смеси должна быть равна единице и рассчитывается по следующей формуле:

$$\frac{P_{Ц}}{\gamma_C} + \frac{P_B}{\gamma_B} + \frac{P_{П}}{\gamma_P} + \frac{P_{Щ}}{\gamma_{Щ}} = 1,$$

где $P_{Ц}, P_B, P_{П}, P_{Щ}$ – расход соответственно вяжущего, воды, мелкого и крупного заполнителя, кг/м³;

$\gamma_C, \gamma_B, \gamma_P, \gamma_{Щ}$ – плотность соответственно цемента, воды, мелкого и крупного заполнителя.

Перед началом испытаний подготавливали усредненные пробы на основе монозаполнителя и композиции заполнителей. Подбор составов закладочных смесей для лабораторных исследований выполнен с учетом рекомендуемой для условий рудника мельчично-смесительной технологии закладочных работ с использованием дробленого и измельченного заполнителя, цементного вяжущего и технической воды для транспортировки смеси в самотечном режиме.

В качестве монозаполнителя использовали следующие материалы:

- песок (П) из карьера 2;
- дробленые и измельченные пробы материалов (риолит - Р, известняк - И и углисто-глинистые алевролиты - А) в составе фракций -15+2,5 мм – 15 %; -2,5+0,071 мм – 55 %; -0,071 мм – 30 %.

В качестве композиции заполнителя использовали смесь дробленого риолита крупностью -10÷+2,5 мм и песка в пропорции 1:4 (C1).

Дробление и измельчение породы до требуемой крупности и тонины помола производились в лабораторных дробилках (щековые и валковые) и шаровой мельнице.

Для определения влияния типа заполнителя на прочностные характеристики закладки разработаны и приняты к исследованиям составы твердеющей закладочной смеси на основе монозаполнителя (песок, риолиты, известняк и углисто-глинистые алевролиты), а также комбинации песка и крупных риолитов с использованием цемента в качестве вяжущего.

Гранулометрический состав инертного заполнителя подобран из условия его соответствия мельнично-смесительной технологии приготовления закладочных смесей (крупный класс $\beta_{15+2,5\text{мм}} = 10 \div 15 \%$, средний класс $\beta_{2,5+0,071\text{мм}} = 55 \div 65 \%$, мелкий класс $\beta_{0,078\text{мм}} = 25 \div 30 \%$).

В табл. 2 приведены результаты исследований составов твердеющих закладочных смесей на основе цементного вяжущего.

Таблица 2
Коэффициенты уравнения связи

Состав инертного заполнителя	a	в	с
Углисто-глинистые алевролиты	$5 \cdot 10^{-5}$	$2 \cdot 10^{-5}$	0,3443
Песок	$5 \cdot 10^{-5}$	0,0049	0,0428
Известняк	$9 \cdot 10^{-5}$	-0,0046	0,5696
Риолиты	0,0002	-0,0311	3,151
Песок 80 % + Риолиты 20 %	0,0002	-0,0373	3,6979

Установлено, что все исследуемые составы смесей имеют подвижность $h=11,5 \div 12$ см, предельное напряжение сдвига $\tau \leq 40$ Па и комплексный показатель реологических свойств находится в пределах 195 \div 210 мм, что удовлетворяет требованиям трубопроводной транспортировки в самотечном режиме.

Из анализа экспериментальных данных следует, что прочностные характеристики закладочных смесей в большой степени зависят от типа инертного заполнителя: максимальную прочность имеют составы, приготовленные с использованием в качестве заполнителя риолита. Контрольные составы на их основе имеют прочность выше по сравнению с составами на основе известняка, песка и алевролитов, соответственно на 25, 50 и 100 %.

Прочность образцов-кубов R (МПа) при фиксированном возрасте в зависимости от расхода цемента аппроксимируется следующим уравнением связи:

$$R = ax^2 + bx + c, ,$$

где a , b , c - коэффициенты уравнения связи;

x - расход цемента, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Установлено, что прочность образцов-кубов из закладочной смеси возрастает за счет дозировки цемента и снижения водопотребления.

В табл. 3 приведены рекомендуемые составы закладочных смесей для различных вариантов системы разработки Сузdalского месторождения.

На основании полученных результатов выполнен выбор оптимальных составов закладочных смесей для различных вариантов системы разработки Сузdalского месторождения, которые рекомендованы в качестве рабочих для составления технологического регламента на проектирование БЗК.

Для условий рудника Сузdalского месторождения в качестве основной технологии закладочных работ сотрудниками ДГП «ВНИИцветмет» и ТОО «БАИСиК» рекомендован способ совместной подготовки закладочных компонентов и приготовления смеси задан-

ных параметров на крупном и мелком заполнителях в шаровой мельнице МШР 2,1×3,0 с последующей доставкой смеси в выработанное пространство трубопроводным транспортом в самотечном режиме.

Однако данные проекты не были приняты к практической реализации на Сузdalском руднике из-за высоких капитальных затрат на приобретение шаровой мельницы, дополнительных затрат на водоотлив дренируемых вод при формировании закладочного массива при трубопроводном транспорте закладочной смеси при достаточно небольших объемах закладочных работ в пределах 12 м³/ч.

Таблица 3

*Рекомендуемые составы закладочных смесей для различных вариантов
системы разработки Сузdalского месторождения*

Системы разработки	Шифр состава	Нормативная прочность, МПа	Расход материалов, кг/м ³		
			цемент	заполнитель	вода
Слоевая система разработки с выемкой слоев сверху вниз	P-3	R ²⁸ =4,0÷4,5	250	1305	385
	P-1	R ¹⁴ =1,0÷1,5	150	1432	365
Слоевая система разработки с выемкой слоев снизу вверх	P-1	R ¹⁴ =1,0÷1,5	150	1432	365
	P-2	R ²⁸ =2,0	200	1380	370
Подэтажно-камерная система разработки	P-1	R ⁹⁰ =2,5÷3,0	150	1430	365
	P-5	R ⁹⁰ =1,5	125	1465	360
Этажно-камерная система разра- ботки	P-1	R ⁹⁰ =2,5÷3,0	150	1430	365
	P-1	R ⁹⁰ =2,5	150	1430	365

В настоящее время руководство ФИК «Алел» планирует отказаться от мельничного способа приготовления закладки из-за его достаточно высокой стоимости и ставит задачу разработки технологии приготовления закладки на поверхностном комплексе и транспортирования закладочной смеси до мест ее укладки в выработанное пространство самоходными миксерами. Укладка смеси в выработанное пространство предусмотрена бетоноукладчиками с крупностью инертного заполнителя до 20 мм с подачей смеси в выработанное пространство до 80 м.

В связи с этим для условий Сузdalского рудника необходима разработка и проведение опытно-промышленных испытаний технологии приготовления закладочных смесей на поверхностном бетоносмесительном узле, включающем в себя следующие технологические процессы:

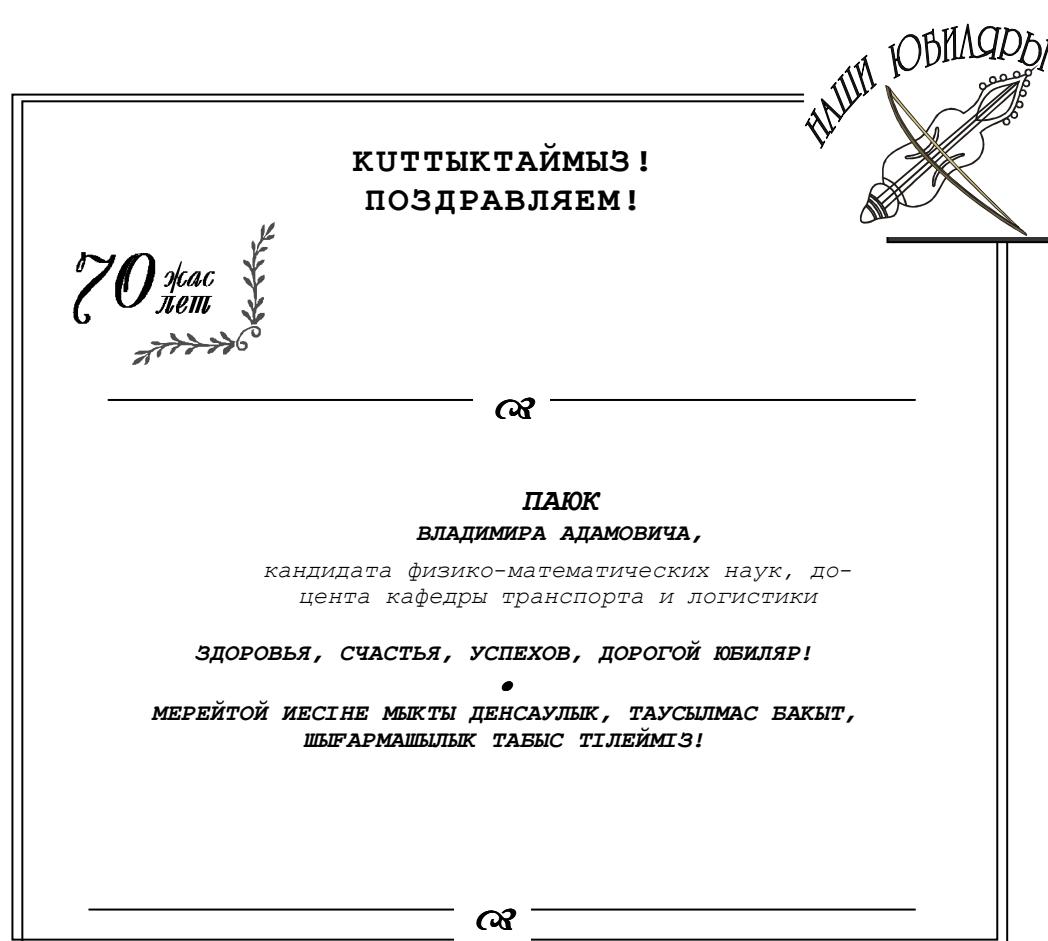
- дробление и складирование дробленых вскрышных пород на площадке дробильно-сортировочной установки;
- доставка, прием и хранение цемента и химических добавок;
- погрузка дробленой породы в расходные бункера и подача их в смеситель бетоно-смесительного узла;
- подача цемента, химических добавок и воды в репульпатор, приготовление цеммолока и подача его в смеситель;
- смешивание и приготовление закладочной смеси в смесителе;
- транспортирование закладочной смеси миксерами в шахте до мест укладки закладки в выработанное пространство;
- укладка закладочной смеси в выработанное пространство бетоноукладчиками.

Для практической реализации технологии приготовления закладочных смесей на поверхностном бетоносмесительном узле необходимо подобрать составы закладочной смеси для приготовления закладки (с необходимым минимальным количеством затворителя при сохранении необходимых прочностных характеристик закладочного массива), разработать технологическую схему приготовления и транспортировки закладки, выбрать основное технологическое оборудование, провести расчет технологических процессов закладочных работ.

Список литературы

1. Лабораторные исследования и выбор составов закладочных смесей для условий подземного рудника Сузdalского месторождения: Отчет о науч.-исслед. работе // ДГП «ВНИИцветмет». - Усть-Каменогорск, 2007. - 25 с.
2. Технологический регламент для проектирования бетонозакладочного комплекса (БЗК) месторождения «Сузdalское» // ДГП «ВНИИцветмет». - Усть-Каменогорск; Семипалатинск, 2007. - 50 с.
3. Бетонозакладочный комплекс (БЗК) подземного рудника месторождения «Сузdalский»: Рабочий проект // ТОО «БАИСиК». - Усть-Каменогорск, 2009. - 33 с. Suzdalskoe mine.

Получено 2.12.2010



УДК 622.27

А.Е. Воробьев, Р.Б. Джимиева

Российский университет дружбы народов, г. Москва

Ю.Н. Шапошник

ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

**ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ**

Основные результаты исследований получены при выполнении Инновационной образовательной программы Российского университета дружбы народов «Создание инновационных образовательных программ и формирование инновационной образовательной среды» (руководитель УМК д.т.н., проф. А.Е. Воробьев) и Федеральной целевой программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009-2013 гг. (государственный контракт № П1436 от 3 сентября 2009 г., проект «Разработка технологии экологически безопасного освоения месторождений горючего сланца»).

В связи с истощением активно разрабатываемых в настоящее время традиционных месторождений нефти (рис. 1) необходимо всё большее внимание уделять развитию методов получения нефти из твердых полезных ископаемых, и в первую очередь - путем освоения месторождений горючих сланцев. Это обусловлено тем, что запасы горючих сланцев составляют около $6,5 \cdot 10^{13}$ т. Так, в пересчете на эквивалентную нефть (условное топливо), выделяемую в стандартной реторте, запасы нефти в горючих сланцах составляют 630 млрд т, что значительно превышает мировые ресурсы жидкого углеводородов - 280 млрд т.

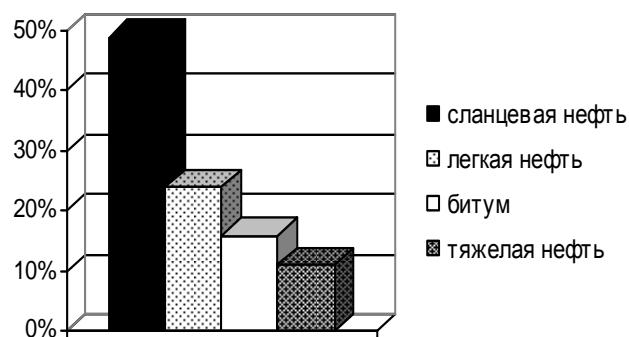


Рисунок 1 - Соотношение разведанных запасов легкой и тяжелой нефти, битума и сланцевой нефти

Кроме этого применяющиеся в настоящее время на практике технологии освоения месторождений горючего сланца (открытая и подземная разработка) являются существенным загрязнителем окружающей среды - газами, пылью, сточными водами, токсичной горной массой. К тому же они не являются особо ресурсосберегающими.

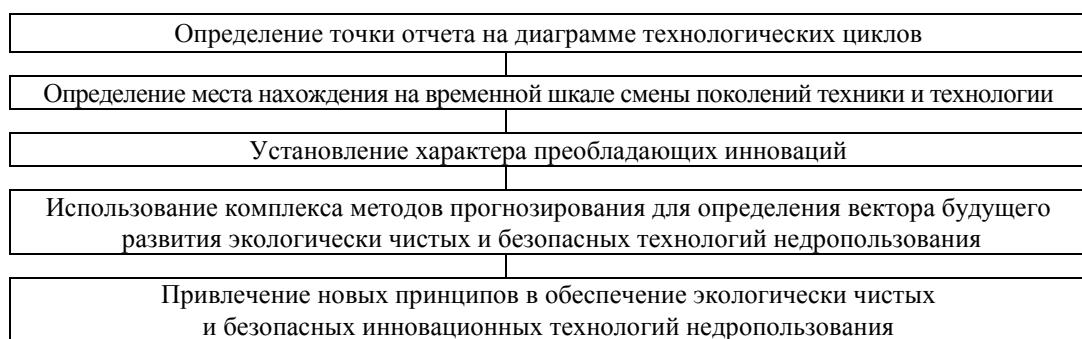
В то же время имеется конкретный инструмент предвидения и обоснования будущего технологического развития - теория индустриальных циклов, позволяющая определить вектор и характер совершенствования и даже кардинального изменения (смены) действующих техники и технологии, в том числе в области ресурсосбережения и рационального использования месторождений горючего сланца.

Современное недропользование должно соответствовать следующим требованиям: иметь высокую экономическую эффективность, являться малоотходным и обладать существенным ресурсосберегающим потенциалом.

Все эти факторы предопределяют необходимость и возможность разработки новых ресурсосберегающих методов освоения месторождений горючих сланцев, основной идеологией которых служит перевод органической составляющей горючих сланцев по месту их залегания в литосфере в жидкую фазу (прежде всего за счет их термообработки), целенаправленное и контролируемое перемещение образуемой сланцевой нефти (на основе воздействия знакопеременного напряжения) по продуктивному пласту к эксплуатационной скважине (пробуренной с земной поверхности), т.е. полный уход от традиционных шахтных или карьерных систем разработок, от извлечения сланцевой руды на дневную поверхность (таким образом - отсутствие отвалов и обрушений (опускания) земной поверхности), ее обогащения (отсутствие отсева), прямого сжигания сланцевого концентрата на ТЭС (отсутствие золоотвалов) [1].

Вместо того чтобы добывать горючий сланец и затем его перерабатывать в заводских условиях на земной поверхности, более целесообразно обеспечить конверсию керогена (твердого органического вещества, содержащегося в минеральной матрице) в высококачественный промпродукт - жидкие углеводороды на месте залегания в пласте.

В современном звучании эпохальные технологические инновации в области эффективного недропользования лежат в основе становления нового технологического способа производства, базисные - направлены на освоение новых поколений техники (технологии) и технологических укладов, улучшающие инновации - способствуют распространению и дифференциации этих поколений и укладов с учетом специфических требований разных сфер их применения, а псевдоинновации - служат продлению срока жизни устаревших поколений техники (технологии), когда их потенциал в основном уже исчерпан. Причем экологичность и безопасность горного производства во многом зависит от выбора (рис. 2) той или иной конкретной технологии разработки месторождений горючих сланцев.



Разработка экологически чистых и безопасных
инновационных технологий недропользования

Адаптация экологически чистой и безопасной инновационной технологии
недропользования и повышение ее возможной эффективности

Рисунок 2 - Алгоритм выбора экологически чистых и безопасных
инновационных технологий недропользования

Первоначально, с учетом имеющейся взаимосвязи технологических циклов и возможных инноваций, для выбора наиболее экологичной и безопасной технологии разработки месторождений горючего сланца нами была разработана группировка основных факторов, определяющих эффективность их освоения, базирующаяся на различиях в характеристиках полезного компонента, разрабатываемого продуктивного пласта и технологических особенностях.

В соответствии с проведенными исследованиями, к наиболее перспективным для освоения карьерным способом относятся месторождения горючих сланцев с нефтенасыщенностью свыше 15 %. Так, открытыми методами разрабатываются горючие сланцы на глубине до 90 м при коэффициенте вскрыши менее 3:1 и мощности продуктивного пласта более 5 м. Однако разработка горючих сланцев открытым способом при большой вскрыше (свыше 100 м и при мощности продуктивного пласта, равной 1,4-1,6 м) экономически бесперспективна. Причем, степень извлечения полезного компонента из недр напрямую зависит от применяющегося метода добычи и составляет: при карьерном методе - 65÷85 % и скважинном - 25÷40 %. Применение шахтных методов разработки целесообразно при освоении сланецсодержащих пород, залегающих в продуктивных пластах, мощностью более 5 м, расположенных на глубине 100-400 м в литосфере, с битумонасыщением свыше 15 %.

Принципиальное отличие шахтной разработки месторождений горючего сланца от известных методов открытой разработки заключается в переносе технологических процессов по добыче полезного ископаемого с поверхности непосредственно в продуктивный пласт или в близлежащие к нему горизонты. Этим достигается существенное снижение экологической нагрузки на окружающую среду.

В целом, способы подземной добычи горючих сланцев можно подразделить на рудные и шахтно-скважинные.

При рудном способе разработки горючий сланец извлекается на дневную поверхность. Впоследствии в заводских условиях содержащийся в них полезный компонент (сланцевая нефть) экстрагируется растворителями, паром или горячей водой (зачастую - с добавкой поверхностно-активных веществ).

К недостаткам рудных способов разработки месторождений сланца относятся существенные объемы горных пород, неизбежно извлекаемые при ведении подземных горных работ и являющиеся впоследствии загрязнителями окружающей среды (почв, вод и атмосферы) при долговременном хранении в отвалах.

Кроме этого, шахтные технологии, реализуемые в настоящее время на Ленинградском месторождении горючих сланцев (Россия), характеризуются завышенными размерами охранных целиков, что приводит к заниженному извлечению полезного ископаемого из недр.

Причем, при имеющихся глубинах горных работ (50-150 м) применение различных технологий подземной выемки неизбежно приводит к деформации подрабатываемого массива горных пород, включая земную поверхность (ее обрушение в выработанное про-

странство шахты).

По окончании горных работ и последующего дробления горной массы до крупности 300 мм на обогатительных фабриках, в ней неизбежно остаются нераскрытыми сростки, которые после обогащения попадают в породные отвалы, и с ними теряется до 5-7 % извлеченного из недр сланца.

Хранение в условиях земной поверхности минеральных отходов обогащения, содержащих определенное количество горючего сланца, также оказывает негативное влияние на окружающую среду.

Кроме того, при долговременном хранении такие отвалы зачастую самовозгораются (рис. 3), и в результате происходит значительное загрязнение атмосферы образующимися токсичными газами (CO_2 , CO , SO_2 , H_2S и др.).

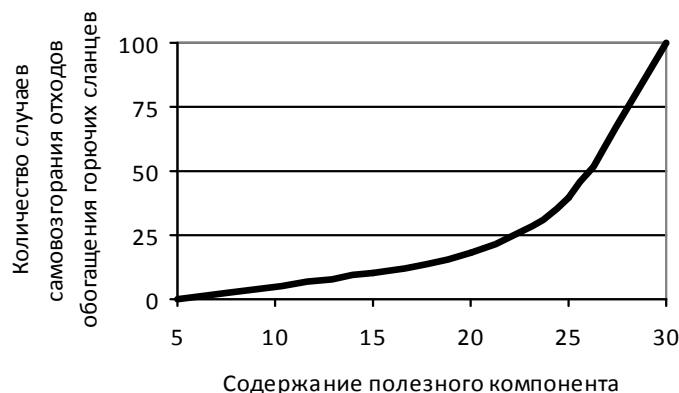


Рисунок 3 - Зависимость случаев самовозгорания отвалов обогатительных фабрик горючих сланцев от содержания полезного компонента в горной массе

При последующем сжигании горючих сланцев на ТЭЦ (для нужд энергетики) возникает большое количество токсичных отходов, поступающих в золоотвал, объем которых напрямую связан с качеством сжигаемого сланца определенной линейной зависимостью. Причем все разновидности серы (содержащейся в горючем сланце) при термической обработке на ТЭС претерпевают значительные изменения в химическом составе. Так, органическая сера частично переходит в сероводород и другие летучие сернистые соединения, а все остальное остается в золе (обуславливая ее повышенную токсичность).

При обеспечении технологии подземной разработки месторождений горючего сланца наблюдается более полное извлечение минерального сырья из недр и более высокое (надежное) сохранение дневной поверхности от проседания и обрушения (рис. 4). В частности, если карьеры негативно сказываются на естественном рельефе местности и на экологической ситуации в целом, а чисто скважинные системы для большинства месторождений горючих сланцев малоэффективны или просто неприемлемы (в силу имеющихся физико-химических свойств полезного компонента), то шахтно-очистная система не так негативно влияет на окружающую среду, обладая при этом многими преимуществами карьерной и скважинной добычи.

Помимо этого, в случае ликвидации шахт (например в ОАО «Ленинградсланец») возникнет необходимость постоянных бюджетных затрат на их поддержание в сухом состоянии из-за опасности экологического загрязнения фенолами грунтовых вод и прилегающего водного бассейна в районе северо-западной государственной границы России

(Нарвское водохранилище, Финский залив). Объем водоотлива на этих шахтах достигает 50 млн м³ в год с высотой подъема более 100 м, при этом 80 % воды требует обязательной очистки. Поэтому для существенного повышения темпов добычи углеводородного сырья и обеспечения полноты выработки запасов горючего сланца используют разнообразные способы теплового (термического) воздействия на продуктивный пласт.

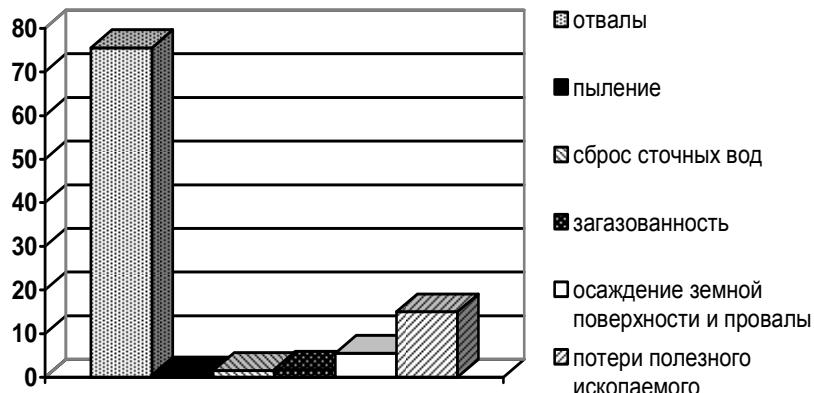


Рисунок 4 - Характеристика экологических проблем на сланцевых шахтах

Условия проведения экспериментов по пиролизу горючих сланцев: субстрат - кероген горючих сланцев; размер частиц субстрата: < 0,5 мм; навеска субстрата - 200 г; температурный диапазон - 250÷480 °C; период обработки - 2÷4 ч. Влияние температуры на значение массопереноса углеводородов предлагается учитывать с помощью следующей формулы:

$$f(T_V) = 1 - \exp(-bT_V),$$

где b - эмпирический коэффициент.

Сланцевая нефть в минеральной матрице горючих сланцев находится в химически связанным состоянии, и для ее перевода в текучее состояние требуется значительная энергия, что может дать термообработка (подвижной очаг горения). Так, энергия диссоциации связи C-H (в зависимости от молекулярной массы и структуры молекулы) колеблется в пределах 320-435 кДж/моль, а энергия диссоциации связи C-C - 250÷348 кДж/моль. Причем при разрыве связи C-H от углеводородной молекулы отдывается водород, а при разрыве связи C-C углеводородная молекула разрывается на две неравные части.

Для эффективного разрыва подобных связей в молекулах углеводородных соединений горючего сланца необходимо обеспечить многофакторное энергетическое воздействие. Причем характер разрушения химических связей керогена при термическом разложении в большей мере зависит от значения скорости нагревания горючих сланцев. Так, при медленном нагреве керогена избирательно разрушаются наименее прочные связи. При большой скорости нагревания ускоряется и деструкция, но отстает от темпа повышения температуры, поэтому сдвигается в область более высоких температур.

При термической обработке горючего сланца происходят сложные превращения, характер которых зависит как от химического строения веществ, составляющих органическую массу, так и от условий их нагревания. В результате протекающих при этом термо-

химических превращений керогена образуются в неодинаковом количестве и разного состава жидкие, газо- и парообразные, а также твердые продукты горения.

Это объясняется тем обстоятельством, что при нагреве сланцев до 450 °C органический материал разлагается со следующим примерным содержанием: 66 % его превращается в нефтепродукты, 9 % - в газ и 25 % - в кокс.

В процессе подземной термодеструкции горючих сланцев наблюдается несколько зон:

- зона обильного выделения газа и подсольной воды (в режиме от 200 до 400 °C). Происходит выход ароматических углеводородов, в том числе: сланцевого бензина, толуола, бензола и сольвента;

- зона обильного выделения смолы (в режиме от 350 до 600 °C). При выходе смолы в пределах 20-25 % можно получить 1 т сланцевой смолы с 6 т сортового сланца;

- зона экзотермической реакции и образования пиролизных газов (в режиме от 600 до 950 °C) (ориентировочный состав газа: H₂ – 37 %; CH₄ – 20...30 %; CO₂ – 20...18 %; CO – 13...16 %; H₂S - 0,5...2,3 %; непредельные углеводороды – 5 %);

- зона превращения углеродного коксового остатка с помощью кислорода в горючие газы (в режиме от 950 до 1300 °C).

Суть термоскважинной разработки горючих сланцев с получением энергоносителей и металлов заключается в комплексировании двух известных способов скважинной разработки полезных ископаемых: подземного пиролиза и подземного выщелачивания металлов. Поэтому при разработке металлоносных горючих сланцев задачей подземного пиролиза является не только получение экономически целесообразного количества горючего газа и сланцевой нефти, но и подготовка месторождения для последующего подземного выщелачивания.

При осуществлении подземного выщелачивания при годовой отработке 1 млн т горючего сланца можно получить:

- энергетический газ калорийностью не ниже 960 ккал/m³ в объеме 0,7 млрд м³ и нефтепродукты в объеме 163 тыс. т;

- объем подготовленной к отработке золы при зольности 70 % составит 750 тыс. т.

С коэффициентом извлечения при выщелачивании 0,75 % и потерях до 30 % объем добываемых металлов может составить (т): Sr - 1240; Mo - 310; V - 300; Te - 206; U – 24...45 и т.д.

В ходе исследований было установлено, что развитие деформационных процессов в массивах горных пород (горючих сланцев) зависит как от их исходного физико-механического состояния, так и в значительной степени от вида и скорости нагрузления. Причем разрушение горных пород массива под влиянием внешнего воздействия начинается с дефекта (зародыша трещины), который первоначально проявляется в виде микротрещин (рис. 5).

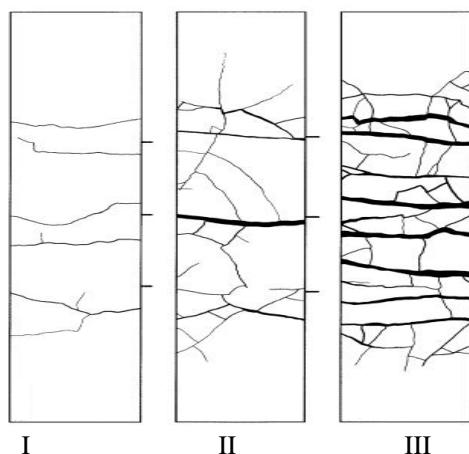


Рисунок 5 - Рост трещин в массиве горючих сланцев:
I, II, III - этапы развития трещиноватости

Система трещин в пластах горючего сланца активно реагирует на внешние динамические воздействия, такие, как взрыв зарядов ВВ или гидроразрыв пласта (ГРП). Скорее всего, при этом в пласте возникают не только новые, но и «оживляются» старые трещины, образовавшиеся в прежние периоды вследствие тектонических движений.

Важным представляется соотношение потенциальной эффективности термической и динамической составляющих в обеспечении целенаправленной миграции синтезируемой (выжимаемой из сланца) нефти (рис. 6). Такая неравномерность объясняется силами, приводящими к миграции сланцевой нефти по пласту, т.е. особенностями их воздействия.

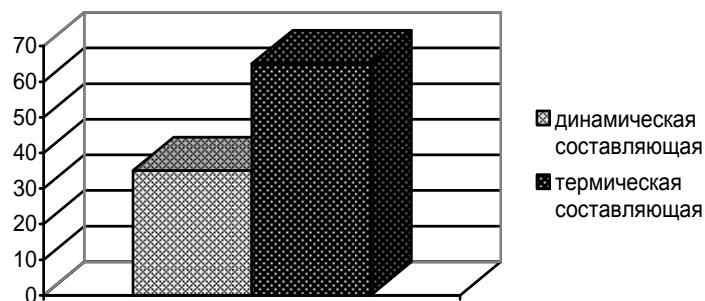


Рисунок 6 - Соотношение эффективности в обеспечении миграции сланцевой нефти по трещиноватому горному массиву

Если термическая составляющая обеспечивает некоторое увеличение исходного объема сланцевой нефти, что приводит к ее миграции (вытеснению) и одновременно к тепловой миграции, то горное давление (динамическая составляющая) производит механическое выдавливание сланцевой нефти.

Знакопеременный метод воздействия на пласт горючего сланца характеризуется следующими особенностями:

- создаются значительно более высокие сжимающие и растягивающие градиенты давления в масштабе, соизмеримом с размерами пор;

- существует возможность локального и направленного воздействия на определенные зоны продуктивного пласта (как по его радиусу, так и по мощности);
- происходит совместное воздействие на продуктивный пласт теплом и высокими знакопеременными градиентами давления.

В результате такого знакопеременного физического воздействия происходит увеличение выхода сланцевой нефти из продуктивного пласта, и одновременно снижение имеющегося экологического воздействия на окружающую среду при снижении энергетических затрат.

Список литературы

1. Воробьев А.Е. Обоснование инновационных технологий шахтной разработки месторождений сланца и высоковязкой нефти / А.Е. Воробьев, Р.Б. Джимиева. - Владикавказ: Изд-во СКГТУ, 2008. - 122 с.

Получено 6.12.2010

УДК 622.

А.А. Жанбатыров

АО Центр инжиниринга и трансфера технологий, г. Астана

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ПЕРВИЧНООКИСНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «УШКАТЫН-III» МЕТОДОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Исходный кек крупностью -15+0 мм готовили к исследованиям, включающим операции перемешивания, грохочения, дробления и сокращения.

Изучение вещественного состава кека перколяционного выщелачивания проводилось комплексом физико-химических методов: минералогическим, химическим и термическим как на исходном материале, так и на продуктах обогащения. Химический анализ кека представлен в табл. 1.

Таблица 1
Результаты химического анализа кека перколяционного выщелачивания

Хим. элемент	Содерж., %	Хим. элемент	Содерж., %	Хим. элемент	Содерж., %	Хим. элемент	Содерж., %
Mn ⁺²	6,1	Mo	<0,013	K	0,31	Co	0,025
Mn ⁺⁴	7,0	Си	<0,085	Na	0,25	Mg	0,48
Mn _{общ.}	13,1	Ni	<0,025	As	0,084	SiO ₂	18
P ₂ O ₅	0,09	Fe _{общ}	14,5	Zn	0,032		

С целью диагностики рудных минералов выполнен рентгеноструктурный анализ брикетов, изготовленных из материала тяжелой фракции уд. весом >2,9 г/см³.

Рудная часть пробы главным образом представлена марганцевыми минералами: гаусманитом, браунитом, псиломеном, отмечены редкие знаки манганита и родохрозита. В подчиненном количестве в пробе присутствуют гетит и гидроокислы железа. Отмечаются

единичные знаки халькопирита, борнита, халькозина, ковелина, самородного золота, электрума.

Гравитационному анализу подвергалась средняя проба кека весом 1000 г. Гравитационный анализ проводился по схеме, представленной на рис. 1. Результаты приведены в табл. 2.

Из данных, приведенных в табл. 2, видно, что тяжелые фракции уд. весом $>3,2 \text{ г}/\text{см}^3$ обогащены рудными минералами (88-92 %) при извлечении 65,44 %. Потери рудных материалов с легкими фракциями (уд. вес $<3,2 \text{ г}/\text{см}^3$) связаны с наличием сростков рудных и породообразующих минералов, а также с присутствием в них псиломелана, который претерпел значительные изменения в результате выщелачивания.

При измельчении руд до крупности 10 % кл. -0,2 мм (50 % кл. -0,074 мм) выход шламов (-0,01+0 мм) составляет 24,33 %. Однако потери рудных минералов с ними незначительны и составляют 6,21 %. Они представлены в основном кальцитом, новообразованным гипсом (43 %), а также кремнисто-глинистыми породами (38 %).

Магнитный анализ проводился по схеме, представленной на рис. 2. Разделение узко-классифицированного материала проводилось на сухом сепараторе при напряженности магнитного поля 650 кА/м.

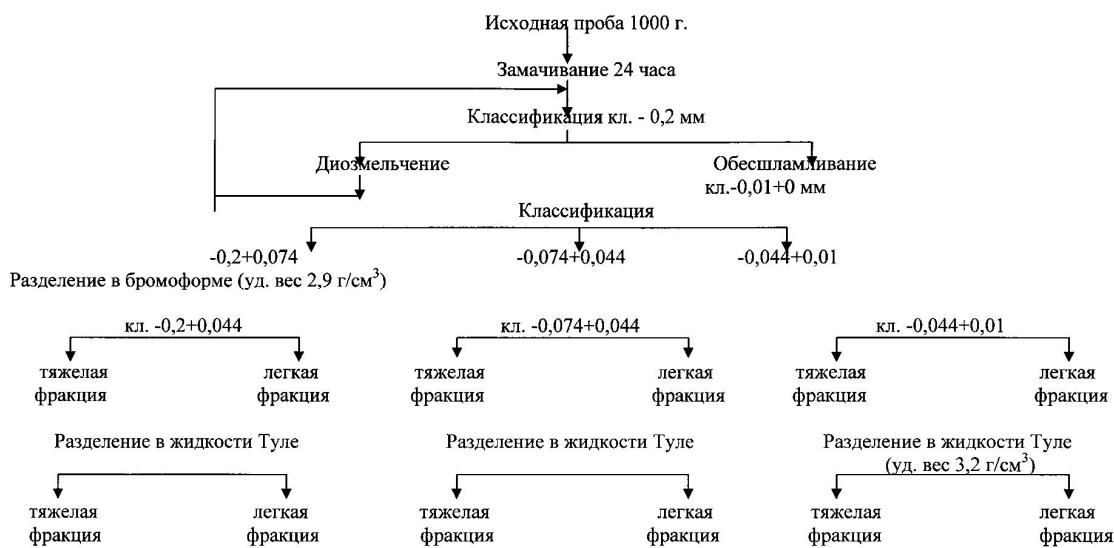


Рисунок 1 – Схема гравитационного анализа средней пробы кека выщелачивания

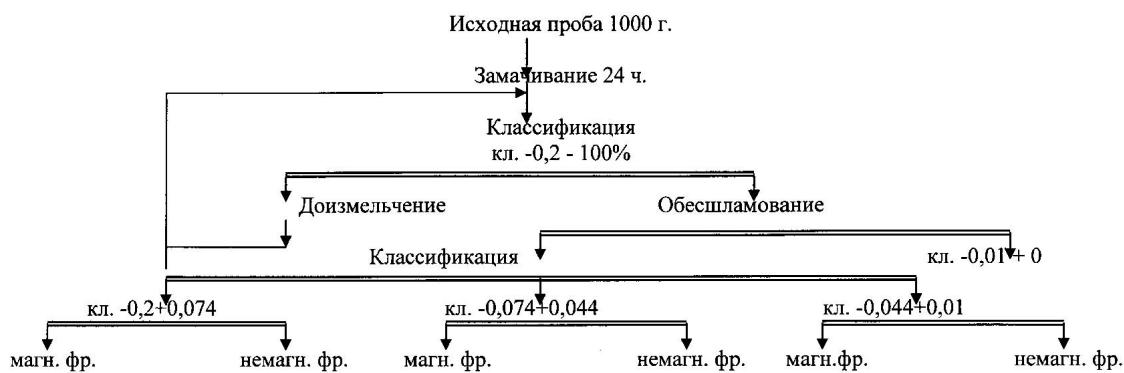


Рисунок 2 – Схема проведения магнитного анализа

Результаты магнитного анализа кека приведены в табл. 3. Из данных таблицы видно, что магнитное обогащение достаточно эффективно проходит на класс крупностью $0,2+0,074$ мм. Магнитная фракция содержит 88 % рудных минералов при извлечении 85 % от сепарации (57,49 % от кека). Сухая магнитная сепарация на мелких классах $0,074+0,044$ и $-0,044+0,01$ мм проходит менее эффективно. Содержание рудных минералов в концентрате снижается до 55 %.

Сравнительный анализ возможности гравитационного и магнитного обогащения по результатам минералогического анализа на примере разделения класса $-0,2+0,074$ мм приведен в табл. 4. Из данных видно, гравитационное и магнитное обогащение кека идет достаточно эффективно. В гравитационный концентрат (тяжелые фракции - уд. вес $>3,2$ г/см³) извлекается 72 % рудных минералов при содержании 92 %. В магнитную фракцию извлекается 85 % рудных минералов при содержании 88 %.

Полученные данные позволяют рекомендовать к дальнейшим испытаниям как гравитационную схему обогащения узкоклассифицированного материала, так и мокрую схему с применением полиградиентного сепаратора.

Таблица 2

Результаты гравитационного анализа кека первоклассического выщелачивания

Наименование продуктов	Выход, % от кека	Содержание, %				Распределение			
		рудные*	кальцит, гипс	кварц, полев. шпаты	кремнист. порода	рудные*	кальцит, гипс	кварц, полев. шпаты	кремнист. порода
тяж. фр. ул. вес >3,2 г/см ³	27,19	92	5,5	0,5	-	2	51,88	4,57	5,44
легк. фр. ул. вес <3,2 г/см ³	7,22	42	56	2	14	6,29	12,35	5,78	-
легк. фр. ул. вес >2,9 г/см ³	16,12	40	44	1	5	1	13,37	21,66	12,9
легк. фр. ул. вес <2,9 г/см ³	50,53	68	25	0,5	3	71,54	38,58	1,11	14,5
итого: 0,2+0,074 мм	4,53	88,5	8	0,5	-	8,31	2,16	0,91	-
тяж. фр. ул. вес >3,2 г/см ³	2,70	30	66	2	2	1,68	5,44	2,16	5,48
легк. фр. ул. вес <3,2 г/см ³	3,71	41	23	3	33	-	3,15	2,61	-
итого: 0,074+0,044 мм	10,94	58	27	2	11	2	13,15	9,16	4,45
тяж. фр. ул. вес >3,2 г/см ³	2,81	90	7	1	-	2	5,25	0,6	7,87
легк. фр. ул. вес <3,2 г/см ³	3,43	31	66	3	-	-	2,21	6,91	19,29
легк. фр. ул. вес <2,9 г/см ³	7,96	10	52	3	35	-	1,65	12,64	-
итого: 0,044+0,01 мм	14,2	31	46	2,5	20	0,5	9,1	20,16	1,12
класс -0,01+0,01 мм	24,33	12,3	43,2	5,5	38,2	0,8	6,21	32,10	4,12
итого: выщелачивания	100,0	48,22	32,77	2,5	15,56	0,98	100,0	100,0	-

Примечание. *рудные - марганцевые и железосодержащие минералы, часть которых находится в тесном срастании с породообразующими минералами

Таблица 3

Результаты магнитного анализа кека первоклассического выщелачивания

Наименование продуктов	Выход, % от кека	Содержание, %				Распределение			
		рудные	кальцит, гипс	кварц, полев. шпаты	кремнистая порода	рудные	кальцит, гипс	кварц, полев. шпаты	кремнистая порода
магнит. фр.	32,16	88	9	-	3	57,49	8,62	-	6,68
немагнит. фр.	18,37	27	58	3	12	10,08	31,75	21,45	15,26/22
кл. -0,2+0,074	50,53	66	27	1,0	6,0	-	67,57	40,37	1,94
магнит. фр.	6,59	66	25	2	7	-	8,84	4,91	-
немагнит. фр.	4,35	34	50	3	13	-	3,00	6,48	3,19
кл. -0,074+0,044	10,94	53	35	3,0	9,0	-	11,84	5,08	-
магнит. фр.	0,87	55	40	2	3	-	0,97	1,04	0,18
немагнит. фр.	13,33	50	40	3	7	-	13,54	15,89	-
кл. -0,044+0,01	14,2	50	40	3,0	7,038,2	-	14,51	16,93	6,46
кл. -0,01+0	24,33	12,3	43,2	5,5	0,8	6,08	31,32	0,9	-
итого: выщелачивания	100,0	49,23	33,56	2,57	14,45	0,2	100,0	100,0	100,0

Таблица 4

Сравнительные результаты гравитационного и магнитного анализа кл. -0,2 + 0,074 мм

Наименование продуктов	Выход, %				Содержание, %				Распределение, % от опер.			
	от опер.	от руд- ные	кальцит, гипс	кварц, полев. шпаты	кремнист. порода	про- чие	руд- ные	каль- цит, гипс	кварц, полев. шпаты	кремнист. порода	про- чие	
Гравитационный анализ												
тяж.фр. уд.вес > 3,2 г/см ³	53,81	27,19	92	0,5	-	2	72,52	11,85	22,55	-	100,0	100,0
легк.фр. уд.вес < 3,2	46,19	23,34	41	5,5	2	10	-	27,48	88,15	77,45	100,0	-
итого: г/см ³	100,0	50,53	68	25	1	5	1	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Магнитный анализ												
магнит. фракция	63,65	32,16	88	9	-	3	-	85,08	21,35	-	30,45	-
немагнит. фракция	36,35	18,37	27	58	3	12	-	14,92	78,65	100,0	69,55	-
итого: кл. -0,2 + 0,074 мм	100,0	50,53	66	27	1	6	-	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Лабораторные исследования проводились на кеке по гравитационной и магнитной технологиям.

В результате изучения вещественного состава и технологических свойств кека установлена принципиальная возможность его гравитационного и магнитного обогащения.

Магнитная схема обогащения (рис. 3) включает операции измельчения, классификации, магнитной сепарации. Ввиду тесного взаимного прорастания полезных и породообразующих минералов (70-75 % кл. -0,074 мм) магнитная сепарация предполагает использование полиградиентных сепараторов.

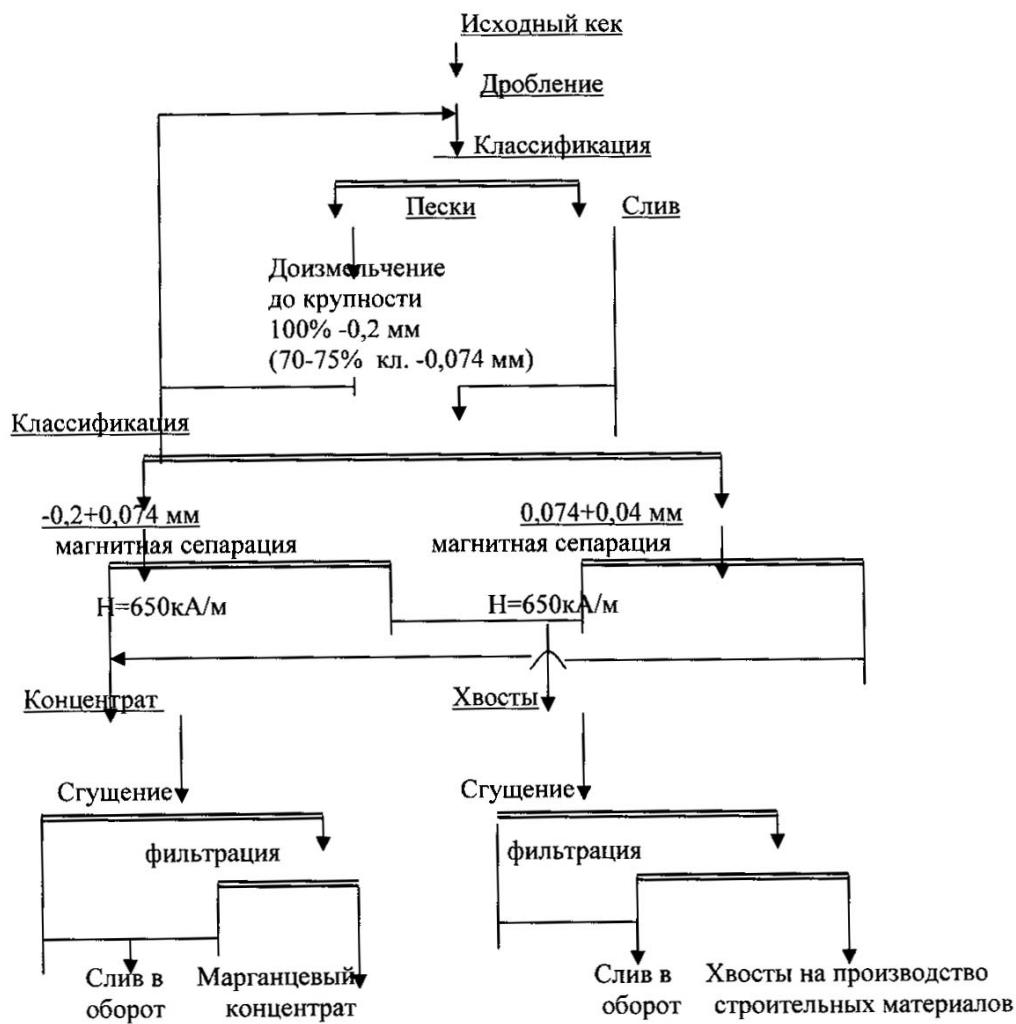


Рисунок 3 – Магнитная схема обогащения

В лабораторных условиях магнитная сепарация классифицированного материала проводилась на мокром полиградиентном анализаторе при напряженности магнитного поля 650 КА/м.

Результаты испытания магнитной схемы обогащения приведены в табл. 5.

Из данных, приведенных в табл. 5, видно, что магнитная схема обогащения позволяет получить марганцевый концентрат, содержащий 30,10 % марганца, в том числе Mn^{4+} - 14,12 % при извлечении, соответственно 79,52 и 72,06 %.

Содержание фосфора в марганцевом концентрате (гравитационном и магнитном) составляет, соответственно 0,025 и 0,028 %.

Таблица 5
Результаты испытания магнитной схемы обогащения

Наименование продуктов	Выход, % от кека	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn^{4+}	$Mn_{общ}$	Mn^{4+}	$Mn_{общ}$
Концентрат	35,78	14,12	30,10	72,06	79,52
Хвосты	64,22	3,05	4,32	27,94	20,48
Итого: кек выщелачивания	100,0	7,01	13,5	100,0	100,0

По данным фазового анализа, в руде содержится 32 % Mn^{4+} от общего его количества (13,3 %). Извлечение четырехвалентного марганца от руды в результате обогащения кека выщелачивания составляет 23 %.

Извлечение Mn^{2+} в результате перколяционного выщелачивания составляет 59,96 %, что соответствует 40,77 % от общего содержания марганца в руде. Доизвлечение общего марганца из кека выщелачивания в результате обогащения по гравитационной схеме составляет 45,20 % от руды, по магнитной схеме - 47,10 % от руды.

Список литературы

1. Кадастр ресурсов и перспективы комплексного использования руд и отходов черной металлургии Казахстана. - Алма-Ата: Наука КазССР, 1989.

Получено 01.12.2010

УДК 622.14.03

А.А. Жанбатыров

АО Центр инжиниринга и трансфера технологий, г. Астана

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ РАСКОНСЕРВАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЖАЙРЕМ»

Карьеры месторождения «Жайрем» находятся на консервации с 1996 года и по настоящее время в соответствии с выполненными проектами консервации Дальнезападного и Западного участков. В течение всего периода консервации проводятся гидрогеологический, производственный и геотехнический мониторинг за объектами консервации, результаты которых представлены в работах [1-5].

Размеры карьеров Дальнезападного рудника в плане по поверхности на момент консервации составляют:

- карьер № 1 - 840×980 м и глубина – 150 м;
- карьер № 2 - 1300×1380 м и глубина - 180 м.
- верхняя часть карьера, сложенная песками, глинами и сильно выветрелыми порода-

ми отрабатывается без буровзрывных работ уступами высотой 10 м, в скальных породах - от 12 до 18 м; руда отрабатывается подуступами высотой от 12 м, в наиболее сложных участках - до 6 м;

- генеральный угол наклона бортов карьера - 30°; угол откосов - 60°.

Проектом обоснованы разубоживание 10 % и потери при добыче - 3,0 %.

Горные работы начаты в 1971 году и остановлены в 1993 году. По состоянию на 01.01.1994 г. карьер № 1 имеет глубину 150 метров, карьер № 2 - 180 метров. Из карьеров вынуто 106,1 млн м³ вскрыши и добыто товарной руды 24 млн т.

По состоянию на 01.01.2000 г. в карьере № 2 осталось 49,5 млн м³ вскрышных пород и 37,3 млн т товарной руды, в том числе 33,8 млн т барит-полиметаллической и 3,5 млн т баритовой. В карьере № 1 - 12,5 млн м³ вскрышных пород и 2,7 млн т товарной руды. Исходя из обстановки, наиболее эффективным является развитие горных работ в карьере № 2. Оставшиеся запасы руды на уступах колеблются от 1,3 до 2,5 млн т. Исходя из этого и учитывая годовое понижение горных работ 12-17 метров, годовая производительность карьера № 2 по руде определена равной 2,5 млн т и обеспечивается при минимальном объеме вскрышных работ 4,5 млн м³ в год. Проектная производительность достигается на 7 год работы. Срок существования карьера 22 года. Проектная глубина карьера 303 метра. Проектная производительность карьера № 1 определена 600 тыс. т. Срок существования карьера 7 лет. Объем вскрышных работ 3 млн м³ в год. Проектная глубина карьера 203 метра.

Из-за отсутствия обогатительных мощностей вся добываемая руда отгружалась на Ачисайский и Текелийский комбинаты. Строительство обогатительной фабрики на Жайреме предусматривалось в составе проекта второй очереди комбината. Добыча руды и ее отгрузка продолжались до конца 1993 года. В связи с ростом тарифов на железнодорожные перевозки, затрат на электроэнергию и материалы переработка руды стала нерентабельной. Горные работы в карьерах были остановлены. В настоящее время карьеры находятся на мокрой консервации, т. е. затоплены.

Следует отметить, что за последние 4 года работы рудника объемы горных работ из года в год снижались, в основном за счет вскрышных работ (табл. 1).

Таблица 1
Объемы горных работ на ДЗР в период 1989-1993 года

	ед. изм.	1989	1990	1991	1992	1993
Вскрышные работы	тыс. м ³	7040,0	5230,0	3800,0	2100,0	1400,0
% к предыдущему году	%	88,0	74,3	72,7	55,3	66,7
Добыча руды	тыс. т	1914,0	1861,0	1809,0	1713,0	891,0
% к предыдущему году	%	100,9	97,2	94,5	89,5	52,0

В 1993 году объем вскрышных работ в сравнении с 1989 годом снизился в пять раз, а добыча руды - в 2,2 раза. Средний коэффициент вскрыши за предыдущие 19 лет работы (1971-1989 гг.) был равен 4,47 м³/тн - в 1,8 раза выше проектного (2,47 м³/т). Из приведенных цифр следует, что развитие горных работ до 1990 года было нормальным, а за последние 4 года допущено отставание вскрыши 12-14 млн м³.

Для начала возобновления горных работ карьеры необходимо осушить.

Карьер № 1:

- Абсолютная отметка уровня воды в карьере – 295,0 м.
- Объем воды на 01.01.2010 г. – 2 млн м³.
- Прогнозный водоприток в карьер – 161 м³/сут.

Водоотлив из карьера необходимо осуществлять сбросом на рельеф. Для откачки воды из карьера при использовании одного насоса ЦНС-300 необходимо – 277 суток.

Карьер № 2:

- Абсолютная отметка уровня воды в карьере – 290,44 м.
- Объем воды на 01.01.2010 г. – 8,8 млн м³.
- Прогнозный водоприток в карьер – 404 м³/сут.

Водоотлив из карьера необходимо осуществлять сбросом на рельеф. Для откачки воды из карьера при использовании насоса ЦНС-300 необходимо – 1 222 суток.

Необходимые средства для осуществления мероприятий представлены в табл. 2 без учета приобретения горно-транспортной техники.

Таблица 2

Расчеты на осушение, подачу электроэнергии, горно-капитальные и вскрышные работы

Наименование мероприятий		Месторождения	
		Дальнезападный	Западный
Строительство ЛЭП	Постоянных	2 линии · 3 км=6 км 6 км·2,5 млн т= =15 / 150 = 100,0 тыс. \$	1 линия · 5 км=5 км 5 км · 2,5 млн т= =12,5 / 150 = 83,3 тыс. \$
	Передвижных	3 линии · 1,5 км =4,5 км 4,5 км ·3,0 млн т= =13,5 / 150= 90,0 тыс. \$	4 линии ·1 км =4 км 4 км · 3,0 млн т = 12 / 150 = 80 тыс. \$
Оборудование		КРУПЭ - 2 ед. 2 ед. ·15тыс. \$=30 тыс. \$ КТП – 3 ед. 3 ед.·25 т. \$=75 тыс. \$	КРУПЭ - 3 ед. 3 ед. ·15 тыс. \$=45 тыс. \$ КТП – 2 ед. 2 ед.·25 тыс.\$=50 тыс. \$
Общая стоимость		485,0 тыс. \$	338,3 тыс. \$
Строительство водовода		3 водовода L=1 км φ 219 мм 3 км·26,39·1,0 тыс. \$= =80 тыс. \$	1 водовода L=1 км φ 152 мм 1 км·17,3·1,0 тыс. \$= =17,3 тыс. \$
Оборудование	Насосы ЦНС с КТП	ЦНС – 5 ед. 3 ед.·15 тыс. \$= =45 тыс. \$ КТП – 2 ед. 3 ед.·25 тыс. \$=75 тыс. \$	ЦСН – 1 ед. 1 ед.·15 тыс. \$=15 тыс. \$ КТП – 1 ед. 1 ед.·25 тыс. \$=25 тыс. \$
Общая стоимость на оборудование для осушения		200 тыс. \$	57,3 тыс. \$
Осушение карьеров		10,8 млн м ³ ·0,3 \$= =3,24 млн \$	
Погашение отставания по вскрышным работам		10 млн м ³ ·5,0 \$= =50 млн \$	
Реконструкция карьера №2		18 горизонтов·0,56 млн \$= =10 млн \$	
Общая стоимость ГКР и вскрыши		60 млн \$	

Итого		63 925,0 тыс. \$	395,6 тыс. \$
-------	--	------------------	---------------

Карьер Западный разрабатывался по локальному проекту, составленному силами работников комбината и согласованному с институтами «Казгипроцветмет» и «ВНИИцветмет» в 1985 году. За все годы эксплуатации выполнено 4 млн 573 тыс. м³ вскрыши и погашено 1 млн 200 тыс. тонн баритовой руды со средним содержанием BaSO₄ - 72,45,0 % и 47 тыс. тонн полиметаллической руды, которые заскладированы на рудном складе. Среднее содержание свинца - 1,65 %, цинка - 4,41 % и BaSO₄ - 56 %. Глубина карьера на сегодняшний день составляет 45 метров. В настоящее время объект находится на мокрой консервации.

На момент остановки карьер был обеспечен вскрытыми, а также готовыми и подготовленными запасами сверх существующих нормативов.

Обеспеченность карьера запасами баритовых руд на 1.06.03 составляет:

вскрытыми	12,5	при норме	7;
подготовленными	7,3	при норме	5;
готовыми	7,3	при норме	3.

Проектная высота уступа в карьере 10 м, с целью сокращения потерь и разубоживания руды в процессе добычи, разработка рудных тел предусматривается двумя-тремя подступами высотой 5-3 м.

Минимальная ширина рабочей площадки для экскаватора RH-40 при погрузке в автосамосвалы БелАЗ-7548 при фронтальном забое – 30 м, при тупиковом забое - 25 м. Минимальная ширина разрезных и въездных траншей – 20 м. Параметры уклонов съездов приняты 8 %. Ширина предохранительных берм – 10 м, транспортных берм –20 м.

Проектные показатели полноты и качества извлечения руды по карьеру следующие:

для баритовых руд: потери – 3 %, разубоживание – 3 %;

Отвалообразование принято бульдозерное.

Общая высота отвала – 35 м.

Следовательно, первоначально необходимо провести работы по осушению карьера № 2 Дальнезападного рудника. Для этого кроме установки насосов ЦНС необходимо восстановить водопонизительные скважины по контуру карьера.

Для подключения горной техники и насосов необходимо построить ЛЭП.

Необходимо выполнить горные работы по погашению отставания по вскрышным породам и реконструкции карьера.

Начать строительство полиметаллической обогатительной фабрики с полной инфраструктурой.

Список литературы

- Жанбатыров А.А. Мониторинг, оценка уровня и прогноз загрязнения почвы на территории рудника Ушкатын-III // Сб. науч. тр. Карагандинский государственный технический университет. - 2005. - № 3. - С. 8.
- Жанбатыров А.А. Исследования загрязнения атмосферы на территории рудника Ушкатын-III // Сб. науч. тр. Карагандинский государственный технический университет. - 2005. - № 4. - С. 9.
- Жанбатыров А.А. Мониторинг подземных вод района месторождений Ушкатын и Жайрем в условиях разработки и сухой консервации // Вестник ВКГТУ им. Д. Серикбаева. - 2008. - № 3 (41). - Усть-Каменогорск, 2008. - С. 30-35.
- Жанбатыров А.А. Результаты обследования состояния откосов уступов и бортов карьеров ДЗР // Вестник ТарГУ им. М.Х. Дулати. - 2008. - № 3 (31). - С. 45-51.
- Жанбатыров А.А. Оценка устойчивости отвалов ДЗР Жайремского ГОКа // Вестник ТарГУ им. М.Х. Дулати. - 2008. - № 3 (31). - С. 52 - 58.

Получено 22.10.2010

УДК 622.235

А.Н. Калматаев
ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБА ИНИЦИРОВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ
ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ «ЖЕРЕК»**

Жерекское золоторудное месторождение отрабатывается открытым способом. Площадь месторождения характеризуется слаборасчлененным низкогорным рельефом с относительными перепадами высот, не превышающими первые десятки метров.

В геологическом строении района принимают участие вулканогенно-осадочные отложения нижнего карбона и верхнего девона, прерванные дайками диабазовых порфиритов и субвулканическими телами основного состава.

Промышленные концентрации золота связаны с окисленной зоной золото-сульфидной минерализации. Вмещающие породы представлены алевролитами, песчаниками, глинистыми сланцами, гранитами, известняками, диабазами, порфиритами и кварцитами.

По крепости согласно СН РК8.02-05-2002 вскрышные породы и золотосодержащие руды относятся к 6-10 группам; по шкале профессора М.М. Протодьяканова их крепость колеблется в пределах 6÷16.

Отбойка горного массива осуществляется скважинными зарядами диаметром 105 и 215 мм, глубиной 5-10 м. Бурение производится станками СБУ-125, СБШ 200Н.

При ведении взрывных работ на месторождении «Жерек» основным способом инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) является способ инициирования с использованием детонирующего шнура (ДШ). Этот способ очень прост в исполнении, позволяет реализовывать многорядное короткозамедленное взрывание с помощью пиротехнических реле (РП) замедлений (КЗДШ, РП-92, РП-Д и т.д.), обеспечивает полноту взрыва скважинных зарядов большой длины за счет линейного и многоточечного инициирования.

Одним из недостатков способа инициирования с помощью ДШ является его невысокая надежность. Для повышения надежности взрывных работ с использованием данной системы инициирования применяют дублирование сетей ДШ. Однако, несмотря на значительный перерасход ДШ, связанный с дублированием сетей, проблема надежности взрывания не была полностью решена. При ведении взрывных работ на карьере число отказов достигает 2 % от общего числа взорванных скважин.

Кроме того, способ инициирования с использованием ДШ предусматривает конструкцию скважинного заряда, в которой промышленные ВВ инициируются промежуточными детонаторами. Для обеспечения эффективности действия взрыва промежуточный детонатор устанавливают в нижней части заряда ВВ. В этом случае детонационная волна, проходящая по ДШ, вызывает в скважинном заряде промышленного ВВ низкоскоростное взрывчатое превращение (выгорание ВВ), которое приводит к потере энергии взрыва на 15-30 %.

Из вышеизложенного следует, что применяющийся на месторождении «Жерек» с 2003 года способ инициирования с использованием ДШ нуждается в совершенствовании, которое бы исключило указанные недостатки.

В настоящее время при проведении взрывных работ на карьерах стран СНГ широкое применение получили неэлектрические системы инициирования (НСИ), в которых в качестве проводника инициирующего сигнала используются ударно-волновые трубы (волноводы). В начале 80-х годов прошлого столетия фирма «Нитро Нобель» первая разработала эту систему инициирования под названием «Нонель». Немногим позже в США фирмой «Бикфорд» была разработана и затем внедрена аналогичная система инициирования «Примадет». С 1997 года в России заводом «Искра» начато промышленное производство отечественной системы инициирования «СИНВ». С 2007 года допущена к постоянному применению неэлектрическая система инициирования казахстанского производства «Эксель», которая была разработана фирмой АО «ОРИКА». Технические параметры основных систем инициирования приведены в табл. 1.

Таблица 1
Основные технические параметры неэлектрических систем инициирования

Технические параметры	Неэлектрические системы инициирования			
	Нонель (Швеция)	Примадет (США)	СИНВ (Россия)	Эксель (Казахстан)
Наружный диаметр волновода, мм	3	3	3,6±2	3
Масса детонирующего состава в волноводе, мг/м	18	16	20	15
Навеска ВВ в капсюле-детонаторе (КД), г	0,94	1,1	1,9	1,6
Скорость прохождения ударной волны по волноводу, м/с	2100	2000	2000	2000
Прочность соединения КД с волноводом, Н	40	50	70	45

Неэлектрическая система инициирования производства «Эксель» выпускается для подземных и открытых горных работ («Эксель ЛП», «Эксель МС» и «Эксель Хандидет»), а также как специальный соединительный блок «Эксель НТД». Устройства представляют собой детонатор со вставленным в него волноводом.

Детонатор состоит из алюминиевой гильзы с 780 ± 80 мг ВВ пентоэритротетранитрата (ПЭТН) в качестве базового заряда, азида свинца (120 ± 12 мг) в качестве первичного инициирующего вещества с замедляющим составом.

Волновод системы «Эксель» представляет собой прочную полимерную трубку диаметром около 3 мм, внутренние стенки которой покрыты смесью ВВ HMX (92 %) и алюминиевой пудрой (8 %). На 1 м длины волновода приходится 15 мг смеси, скорость прохождения волны детонации по волноводу составляет 2000 м/с. Ударная волна обладает достаточным импульсом, чтобы инициировать замедляющий элемент капсюля-детонатора, но недостаточным, чтобы вызвать повреждение волновода. В качестве промежуточных детонаторов при использовании системы «Эксель» могут применяться шашки типа ЗТП-800, ЗТП-1200, ДПУ-830, имеющие специальное посадочное место под капсюль-детонатор. Основные эксплуатационные параметры неэлектрической системы инициирования «Эксель» и систем инициирования «Нонель», «Примадет», «СИНВ» приведены в табл. 2.

Таблица 2
Основные эксплуатационные параметры неэлектрических систем инициирования

Эксплуатационные параметры	Неэлектрические системы инициирования			
	Нонель (Швеция)	Примадет (США)	СИНВ (Россия)	Эксель (Казахстан)
Количество серий внутристекловодных замедлений	5	15	11	8
Количество серий поверхностных замедлений	5	6	7	9
Количество одновременно инициируемых волноводов от одного поверхностного соединительного блока	5	6	8	5
Эксплуатационный температурный диапазон, °C	-40....+80	-50....+65	-50....+85	-50.....+50
Прочность волновода на разрыв, Н	300	Нет данных	160	200
Наличие первичного инициирующего ВВ в КД	нет	да	нет	да

Предусмотрено также применение неэлектрической системы «Эксель» в комбинации с ДШ. Для этого служит специальный соединитель, который представляет собой полимерный зажим с посадочными местами под волновод и ДШ. В этом случае ДШ служит в качестве поверхностной сети, а «Эксель» может размещаться в скважинных зарядах.

Как показывает анализ системы «Эксель» по своим техническим характеристикам не уступает зарубежным аналогам и обеспечивает надежность и повышенную безопасность при ведении взрывных работ. Неэлектрическая система инициирования «Эксель» имеет 9 значений внутристекловодных замедлений и восемь значений поверхностных замедлений, что, по сравнению с системой инициирования «Нонель», значительно расширяет возможности регулирования временных характеристик действия взрыва. Также главным преимуществом системы «Эксель» перед остальными средствами неэлектрической системы инициирования является рыночная цена, что в связи со сборкой «Эксель» в Казахстане также позволит оптимизировать расходы по изготовлению и доставке продукции, сократить сроки отгрузки продукции к потребителю.

По мнению авторов работы [6] система инициирования «СИНВ» в целом характеризуется более низким качеством волновода и большим разбросом по времени срабатывания в сравнении с остальными системами.

По анализу показателей по техническим характеристикам, а также более целесообразным и экономически привлекательным вариантом является вариант НСИ казахстанского производства «Эксель».

Внедрение и использование системы в производство позволит:

- свести до минимума число одиночных отказов, что значительно повысит безопасность экскаваторных работ;
- уменьшить расход ВВ, сократить выбросы в атмосферу пыли и ядовитых продуктов взрыва;
- уменьшить воздействие сейсмики и ударно-воздушной волны (УВВ) на здания и со-

оружения;

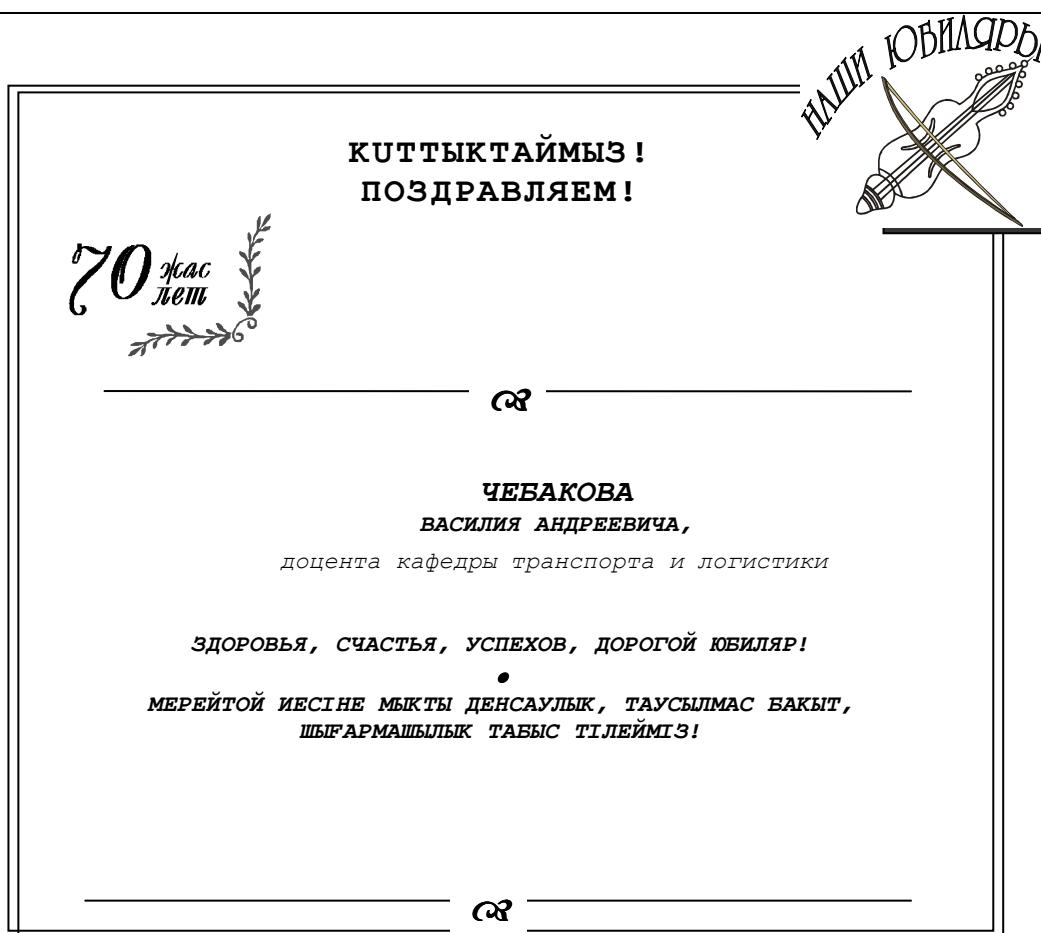
- получить возможность реального управления взрывом.

Необходимо испытать данную неэлектрическую систему инициирования на месторождении Жерек, и по результатам определить пригодность дальнейшего использования и внедрения в производство.

Список литературы

1. Вольнец М.А. К оценке надежности магистральных линий ДШ при короткозамедленном взрывании / М.А. Вольнец, И.В. Клевцов, И.П. Кононов и др. // Безопасность труда в промышленности. - 1972. - № 1. - С. 41-42.
2. Инструкция по эксплуатации системы «Нонель» / Шведский институт испытаний и исследований, 1998. - 55 с.
3. Неэлектрическая система инициирования «Exel». Применение продукции. - 21 с.
4. Опыт применения системы «Нонель» на руднике Железный ОАО «Ковдорский ГОК» // Горная промышленность. - 2004. - № 3. - С. 22-24.
5. Андреев В.В. Разработка, освоение производства и внедрение в горнорудной промышленности неэлектрической системы взрывания СИНВ // Физика горения и взрыва. - 2001. - Т.37. - № 1. - С. 137.
6. Рубцов С.К. Сравнительный анализ применения неэлектрических систем инициирования на горнодобывающих предприятиях / С.К. Рубцов, В.П. Ершов, Е.Ю. Сидоров // Горный вестник Узбекистана. - 2005. - № 2 (21). - С. 61-65.

Получено 20.10.2010



УДК 622.221

В.Х. Кумыков, А.Т. Акылбаева
ВКГТУ, Усть-Каменогорск

**КОМПЛЕКСНАЯ ОПТИМИЗАЦИЯ СИСТЕМ И ПАРАМЕТРОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ
СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Технология открытой разработки сложноструктурных полиметаллических месторождений многосортных руд отличается от подземных горных работ рядом известных преимуществ, в том числе возможностью эффективного управления качеством добываемых работ при определенном методическом подходе к проблеме. Технология добычи руд рассматривается нами как многошаговый процесс управления технологической системой «карьер» на каждом временном отрезке t , tFT (T - время работы карьера с максимальной проектной производительностью), характеризующем состояние объекта с заданными параметрами (размеры и форма рабочей зоны, интенсивность развития горных работ, величина подготовительных и готовых к выемке запасов типосортов руды и т.д.).

Задача состоит в создании системы управления горными работами, обеспечивающей плановую добычу сортов руды на каждом эксплуатационном горизонте по мере углубки карьера. Для решения этой задачи предлагается метод пошаговой оптимизации направления развития горных работ в карьере. Данный технологический параметр принят нами в качестве управляющего. Метод базируется на идеях динамического программирования, концепции которого впервые разработаны Р. Беллманом и Р. Калабай[1].

Допустим, что в пределах j -го горизонта ($j=1, k$) есть сложный рудный забой с суммарными достоверными запасами технологических сортов руд, равными $\sum_i^n \sum_j^k Q_{ij}^D$ ($i=I, n$).

Согласно утвержденному недельно-суточному графику, это количество можно добывать различными способами, например раздельно по сортам при совместной отбойке на всю высоту рудного уступа h . Тогда Q_i - запасы i -го сорта руды, эффективность выемки которых может быть выражена целевой функцией. Ее величина зависит от количества и качества добываемого сырья в соответствии с направлением развития и режимом горных работ.

Согласно методу, процедуре поиска оптимального направления углубки карьера начинаем с самого последнего горизонта карьера, для которого не существует последующих шагов, могущих повлиять на выбор управления на последней стадии. Результатом такого методического приема является набор или совокупность оптимальных управлений для данной стадии для любых возможных состояний входа последней, т.е. на временном отрезке работы карьера t , tFT в области x j -го горизонта.

В качестве целевой функции использовано аналитическое выражение коэффициента полезного вида

$$R = \left[\frac{1+\rho}{1-\eta} \sum_i^k \frac{Vj}{\gamma j} + \sum_i^n \sum_j^k \frac{Q_{6ij}}{\gamma ij} + \sum_i^n \sum_j^k Q_{dij} \cdot \xi \cdot \frac{1-nij}{1+\rho ij} \right] / Poi$$

в области углубки в пределах рабочей зоны карьера $x^{(1)}_{j=1, k} \leq x^{(0)}_{j=1, k} \leq x^{(2)}_{j=1, k}$.

Функция достигает своего максимума при следующих ограничениях:

- 1) $\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^k Q_{ij} \rightarrow \max$ – максимальное извлечение руды соответствует установленной области и направлению углубки карьера;
- 2) $\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^k Co_{ij}; Cr_{ij} \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^k Q_{ij}$ – затраты на добычу и переработку рудной массы не превосходят суммарной извлекаемой ценности руды;
- 3) $Ap(1+Kp) \leq Q\delta \left(\frac{1-\eta}{1+\rho} \right) Ku$ - производительность карьера не больше величины извлекаемых запасов сырья.

Задача решалась в САПР на основе программного комплекса «Поиск» с использованием серии поперечных геологических разрезов и погоризонтных планов.

Достоверность результатов исследований подтверждена принятием к проектированию разработанных рекомендаций для оптимизации систем и параметров второй очереди развития рудника открытых работ Жайремского ГОКа.

Календарный график добывчих работ, разработанный с учетом возможных изменений схемы вскрытия, повысил эффективность работы комбината за счет стабилизации качества.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Предложенный метод и критерии оптимизации позволяют установить положение вскрывающих горных выработок на смежных горизонтах для организации добычи многосортных руд в режиме усреднения качества рудной массы.

2. Эффективность добычи руд можно повысить за счет изменения схемы вскрытия горизонтов в соответствии с направлением развития горных работ.

3. Разработанная методика применима для организации посортной добычи практически на всех рудниках открытых работ, осуществляющих управляемую добычу твердых полезных ископаемых, в том числе при разработке угольных и горючих сланцев месторождения.

Список литературы

1. Беллман Р. Динамическое программирование и современная теория управления / Р. Беллман, Р. Калаба. – Пер. с англ. – М.: Наука, 1969. – 118 с.
2. Кумыков В.Х. Выбор метода и критерия оптимизации направления развития горных работ в карьерах // Тр. ин-та ВНИИцветмет. – Усть-Каменогорск, 1983. – С. 68-72.

Получено 13.10.2010

УДК 622.221

В.Х. Кумыков, А.Т. Акылбаева

ВКГТУ, Усть-Каменогорск

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ ПРИ ДОБЫЧЕ МНОГОСОРТНЫХ РУД

Технология открытой добычи многосортных руд сложного состава рассматривается нами как формирование и стабилизация качества рудной массы путем оптимального планирования развития горных работ в карьере на основе повышения геологических данных достоверности запасов и их дифференциации на промышленно-технологические

сортов в соответствии с предельной функциональной структурой (рис. 1).

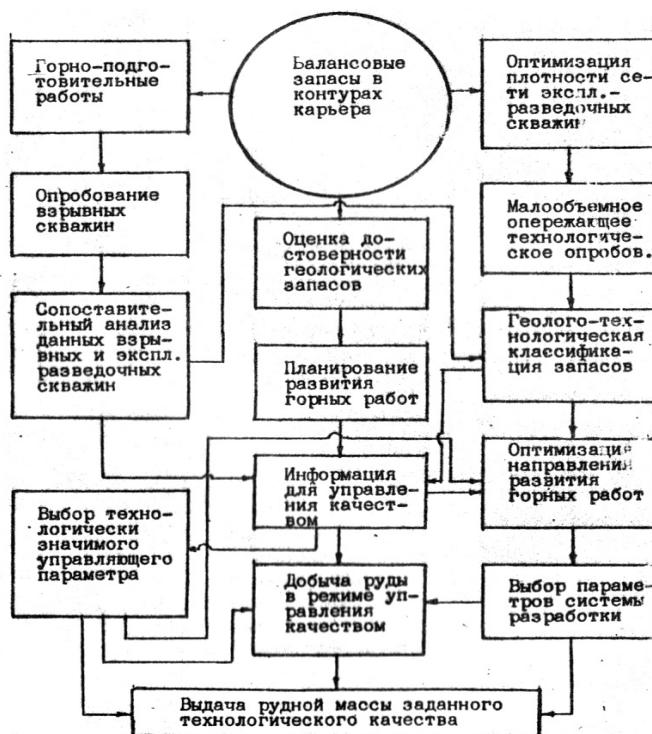


Рисунок 1 - Функциональная схема систем управления качеством при открытой добыче многосортных руд

Отсюда следует, что управление качеством, на котором базируется новая технология открытой добычи многосортных руд, является сложной замкнутой системой. Эффективность ее функционирования, в первую очередь, зависит от достоверности исходной горно-геологической информации о запасах, что предопределяет необходимость ее количественной оценки. Для этой цели построен статистический ряд неподтверждения геологических запасов по группе однотипных свинцово-цинковых месторождений, отработанных открытым способом. Подтверждаемость запасов $P(a)$ и вероятность их неподтверждения представлены и как полная группа событий могут быть вычислены по следующей формуле

$$P(\bar{a}) = [1 - P(m_a > \tilde{m}_a \pm \varepsilon)], \quad (1)$$

где m_a и \tilde{m}_a – математическое ожидание и его оценка неподтверждения запасов;

ε – доверительный интервал, установленный с надежностью 0,95.

Статистические характеристики плотности распределения, вычисленные с помощью пакета научных программ, составили: $m_x = -0,23$; $S_x^2 = 0,13$. Проверка гипотезы нормальности распределения с помощью x^2 К. Пирсона свидетельствует о том, что экспериментальные данные не противоречат гипотезе о нормальности распределения.

Выражение (1) показывает, что достоверность запасов не зависит от знака погрешности оценки количества руды и всегда меньше единицы.

Неподтверждение запасов, в первую очередь, сказывается на себестоимости добычи,

вызывая ее удорожание. С целью установления предельных значений возможных колебаний себестоимости Сд, при которых добыча руд экономически оправдана, найдена зависимость данного стоимостного параметра от уровня неподтверждаемости запасов б, производительности карьера по руде Ар и вскрыше Ав. Аналитические выражения зависимостей, установленных на основе статистического анализа, имеют вид:

в случае ожидаемого неподтверждения запасов - со знаком «минус»

$$C_d = 0,74[1-P(\tilde{m}a \pm \varepsilon)]A_p^{-32} + n\left(\frac{1+\delta}{1-\delta}\right) \cdot 0,71 \cdot A_v^{-0.25}, \quad (2)$$

если неподтверждение количества руды со знаком «плюс», то

$$C_d = 0,74[1-P(\tilde{m}a \pm \varepsilon)]A_p^{-32} + n\left(\frac{1-\delta}{1+\delta}\right) \cdot 0,71 \cdot A_v^{-0.25}. \quad (3)$$

Корреляционное отношение зависимости (2) (рис.2) составляет 0,72; зависимости (3) – 0,66.

Для количественного выражения взаимосвязей от β , η и ρ построена модель рабочего уступа с углом α , высотой h , и для наиболее типичного случая (залежь крутопадающая $\beta > \alpha$, горные работы ведутся со стороны висячего бока) получены аналитические формулы следующей структуры:

$$\eta = \{[(h-a)^2 \cdot (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)] / m \cdot h\} \cdot 100\%, \quad (4)$$

$$\rho = \{[a^2(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)] / m \cdot h + [(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)] - [(h-a)^2 \cdot (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)]\} \cdot 100\%, \quad (5)$$

причем, $m=f(\beta)=\tilde{\beta}(1-\delta_\beta)$;

$\tilde{\beta}$ – оценка β , определенного с ошибкой δ_β , распределенному по нормальному закону;

a – расстояние по вертикали от горизонтальной поверхности уступа до точности пересечения поверхности откоса и контакта рудного тела.

Данная величина определяет оптимальное соотношение между количественной и качественной потерями руды.

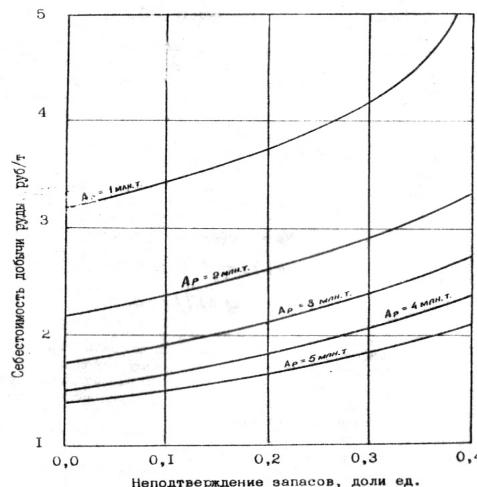


Рисунок 2 - Зависимость себестоимости добычи руды от величины неподтверждения геологических запасов

Основные выводы, полученные на основании расчетных данных по формулам (4) и (5):
При одном и том же значении ошибок оценки параметров морфологии качественные и

количественные потери возрастают тем интенсивнее, чем меньше горизонтальная мощность рудной залежи. Если высота добываемого уступа численно равна или меньше горизонтальной мощности залежи, то потери минимальны. Выводы могут послужить предпосылкой для обоснования высоты уступа с целью обеспечения полноты и качества выемки запасов многосортных руд.

Качественные потери, помимо неподтверждения элементов морфологии, вызываются неподтверждением технологической сортности руд, которые можно оценить величиной недополученной товарной продукции от ухудшения качества рудной массы в результате включения в календарный план добычи и переработки труднообогатимых и необогатимых руд. Расчеты, основанные на данном методическом положении, позволяют сделать следующие выводы: по выявлению в процессе эксплуатации технологического сорта руды, необогатимого методами флотации, объем запасов данного сорта следует компенсировать рудой другой сортности с содержанием, не меньше среднего содержания металлов, взвешенного по всем добываемым блокам.

По мере развития горных работ на основании малообъемного технологического опережающего опробования следует производить поэтапный пересчет запасов руд с разделением их на технологические сорта с использованием технологически значимого параметра качества. Экспериментальными исследованиями, проведенными на пробах жайремской руды, нами установлено, что в качестве такого параметра выступает содержание металлов в «шламовых» классах крупности (- 20 мкм). Данный параметр принят нами в качестве классификационного для разделения руд Жайремского месторождения на промышленно-технологические сорта; сульфидные баритосодержащие и безбаритовые свинцово-цинковые руды; смешанные и окисленные свинцово-цинковые руды; цинковые сульфидные и цинковые карбонатные. Последний технологический сорт обладает свойством самовозгораться при определенных физико-химических условиях среды и требует по этой причине разработки технологии их выемки и хранения в рудных штабелях.

На основании геолого-структурного анализа рудного поля установлено, что выделенные технологические типы руд соответствуют генетическим типам оруденения. Это позволяет определить закономерности поуступного распределения технологических сортов руд для открытой добычи.

Разработанная геолого-информационная база положена в основу предлагаемой технологии добычи многосортных руд в режиме усреднения качества. Основное отличие новой технологии от традиционной состоит в увязке процесса усреднения с развитием горных работ в карьере. Для этой цели предлагается методика оптимизации направления развития горных работ с использованием в качестве оптимизационного критерия интегрального показателя качества. Аналитическое выражение показателя имеет вид:

$$n^{ik} [xi(K)] \frac{E \cdot \tau_k \max}{Sv \min} \left\{ \left(\frac{1 - \rho}{1 - \eta} \right) \cdot \frac{Sv + S^d v t}{S^d p t E \cdot \tau_k} \right\}, \quad x_{i1} \leq x_i \leq x_{i2}. \quad (6)$$

Физический смысл функции (6) – обеспечение направлением углубки карьера вскрытия каждого К-го горизонта траншней с координатой центра x_i , при котором развитие горных работ при минимуме вскрыши Sv обеспечивает получение максимального значения комплексного показателя качества $E \cdot \tau_k$ при добыве достоверно оцененных запасов $S^d p$ как при раздельной выемке выделенных сортов, так и в режиме их усреднения. Критерий Н.Г. Лантушенко $E \cdot \tau_k$, введенный нами в структуру формулы (6), является комплексным, так как, с одной стороны, характеризует качество руды по содержанию металлов в «шламовой» фракции класса крупности минеральных зерен, с другой – характери-

зует эффективность обогащения при обогатительном переделе рудной массы. Так как $E \cdot \tau_k$ позволяет нормировать содержание металлов в «шламовой» фракции, то данный показатель выступает в качестве основного инструмента управления качеством рудной массы в процессе ее добычи.

$E \cdot \tau_k$ представляет собой произведение известного в теории разделительных процессов критерия Хенкока E на степень разделения по концентрату τ_k (критерий Годэна-Келсана).

Численно E и τ_k выражается через содержание металла α в руде, концентрата β , выход концентратов γ и извлечение ε

$$E \cdot \tau_k = \varepsilon(\beta - \alpha)/\alpha(1 - \beta). \quad (7)$$

Введение показателя $E \cdot \tau_k$ в структуру формулы (6) позволяет процесс усреднения связать с направлением развития горных работ и вести, таким образом, добычу руд в управляемом режиме качества. Данное положение является основой новой технологии добычи многосортных руд стратифицированных свинцово-цинковых месторождений.

Методика оптимизации направления развития горных работ с использованием идей динамического программирования на основе интегрального показателя качества иллюстрируется на рис. 3. Вначале устанавливается оптимальное соотношение добываемых сортов руд по показателю $E \cdot \tau_k$. На основании экспериментальных исследований сортового усреднения качества установлено, что смешивание однотипных руд не приводит к ухудшению показателей качества их смеси. При смешивании разнотипных руд качество смеси падает по линейному закону.

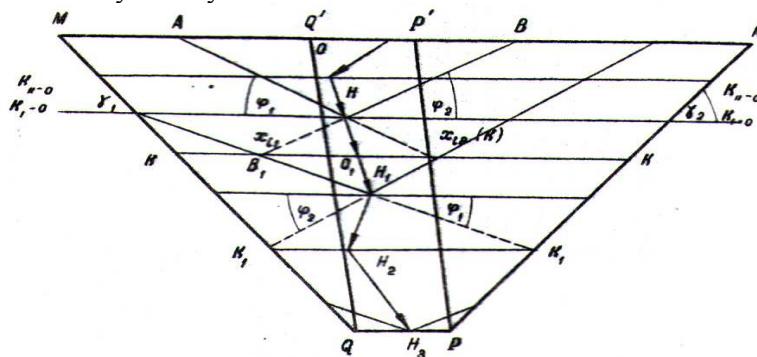


Рисунок 3 - Схема к определению оптимальной области углубки карьера

Принципиально возможна организация посортной добычи и усреднение свинцово-цинково-баритовых руд, если степень окисления до 20 % отн. Сульфидные свинцово-цинковые и смешанные свинцово-цинковые руды могут добываться и обогащаться как раздельно, так и в смеси без ухудшения качества. Цинковые карбонатные подлежат раздельной добыче и складированию в спецотвале. Цинк методом флотации не извлекается.

Список литературы

- Беллман Р. Динамическое программирование и современная теория управления / Р. Беллман, Р. Калаба. - Пер. с англ. - М.: Наука, 1969. - 118 с.
- Кумыков В.Х. Выбор метода и критерия оптимизации направления развития горных работ в карьерах // Тр. ин-та ВНИИцветмет. - Усть-Каменогорск, 1983. - С. 68-72.
- Кумыков В.Х. Совершенствование методики определения развития горных работ // Комплексное использование минерального сырья. - 1992. - № 8. - Алма-Ата, 1992. - С. 17-21.

Получено 7.10.2010

УДК 622.234:622.251(075)

Т.М. Кумыкова, В.Х. Кумыков
ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

ХАРАКТЕР ДВИЖЕНИЯ СЖАТОГО ВОЗДУХА ПО ШАХТНОМУ ТРУБОПРОВОДУ

Движение сжатого воздуха в шахтной сети подчиняется законам турбулентности сжимаемых сред. Причем, главным фактором, определяющим поведение турбулентного потока (и в особенности законы сопротивления), является шероховатость трубопровода, зависящая от материала, из которого изготовлена труба. Поскольку пневмоэнергокомплексы подземных рудников относятся к сложным системам, то эксперименты с такими системами для определения их оптимальных параметров сопряжены с большими затратами средств и времени, нарушением режима производства.

Математическое моделирование основывается на тождественности уравнений, описывающих процессы модели и исследуемого явления. Математическую модель пневмоэнергокомплекса, ввиду явно выраженного временного характера протекающих в пневмосистеме процессов, можно представить в виде дифференциальных уравнений, отражающих изменение основных параметров во времени.

Проблема турбулентности, привлекающая внимание ученых за все годы, прошедшие после появления работ О. Рейнольдса, в настоящее время все еще остается далекой от полного разрешения, несмотря на большое количество опубликованных исследований и все возрастающее ее прикладное значение.

Основной характеристикой турбулентного течения является беспорядочный, хаотический характер турбулентных пульсаций. Поскольку турбулентные пульсации скорости, быстро меняющиеся от одной точки к другой и от одного момента времени к другому, слишком сложны, чтобы их можно было изучать во всех подробностях, следует удовлетвориться изучением только некоторых осредненных величин.

При изучении турбулентного течения сжимаемой среды, помимо корреляции между компонентами скорости, следует рассматривать также взаимосвязь между скоростью и плотностью и соотношение между давлением и скоростью. Это значительно усложняет анализ.

Согласно закону гидродинамики сжимаемой среды, течение сжатого воздуха в трубопроводе полностью описывается уравнениями движения, энергии, неразрывности и состояния.

Основные уравнения гидродинамики для вязкой сжимаемой среды [1] имеют следующий вид:

$$\rho \frac{du}{dt} = -\frac{\partial p}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial x} \left[\mu \left(2 \frac{\partial u}{\partial x} - \frac{2}{3} \nabla \cdot \vec{q} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial y} \left[\mu \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial z} \left[\mu \left(\frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z} \right) \right], \quad (1)$$

$$\rho \frac{d\vartheta}{dt} = -\frac{\partial p}{\partial y} + \frac{\partial}{\partial y} \left[\mu \left(2 \frac{\partial \vartheta}{\partial y} - \frac{2}{3} \nabla \cdot \vec{q} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial z} \left[\mu \left(\frac{\partial \vartheta}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial x} \left[\mu \left(\frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\partial \vartheta}{\partial x} \right) \right], \quad (2)$$

$$\rho \frac{d\omega}{dt} = -\frac{\partial p}{\partial z} + \frac{\partial}{\partial z} \left[\mu \left(2 \frac{\partial \omega}{\partial z} - \frac{2}{3} \nabla \cdot \vec{q} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial x} \left[\mu \left(\frac{\partial \omega}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial y} \left[\mu \left(\frac{\partial \vartheta}{\partial z} + \frac{\partial \omega}{\partial y} \right) \right], \quad (3)$$

$$\rho \frac{dH}{dt} = \frac{dp}{dt} + \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\mu}{P_r} \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\mu}{P_r} \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{\mu}{P_r} \frac{\partial H}{\partial z} \right) + \Phi, \quad (4)$$

$$\frac{d\rho}{dt} + \rho \nabla \cdot \vec{q} = \frac{\partial \rho}{\partial t} + u \frac{\partial \rho}{\partial x} + \vartheta \frac{\partial \rho}{\partial y} + \omega \frac{\partial \rho}{\partial z} + \rho \nabla \cdot \vec{q} = 0, \quad (5)$$

$$P = \rho R \cdot T, \quad (6)$$

где

$$\begin{aligned} \Phi = & 2\mu \left(\frac{\partial u}{\partial x} \right)^2 + 2\mu \left(\frac{\partial \vartheta}{\partial y} \right)^2 + 2\mu \left(\frac{\partial \omega}{\partial z} \right)^2 + \mu \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial \vartheta}{\partial x} \right)^2 + \\ & + \mu \left(\frac{\partial \vartheta}{\partial z} + \frac{\partial \omega}{\partial y} \right)^2 + \mu \left(\frac{\partial \omega}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z} \right)^2 - \frac{2\mu}{3} [\nabla \cdot \vec{q}]^2 \end{aligned} \quad (7)$$

Φ - диссипативная функция;

$$\nabla \cdot \vec{q} = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial \vartheta}{\partial y} + \frac{\partial \omega}{\partial z};$$

\vec{q} - вектор скорости с компонентами u , ϑ и ω вдоль осей x , y и z , соответственно;

T - мгновенное значение температуры;

ρ - мгновенное значение плотности;

p - мгновенное значение давления;

μ - динамический коэффициент вязкости;

H - энталпия единицы массы сжатого воздуха ($H = C_p \cdot T$, где C_p - удельная теплоемкость воздуха при изобарном процессе);

R - универсальная газовая постоянная;

P_r - число Прандтля среды.

Уравнения (1)–(3) представляют собой уравнения движения; (4) – уравнение энергии; (5) – уравнение неразрывности; (6) – уравнение состояния.

Изучая турбулентность в сжимаемой вязкой среде, мы принимаем, что мгновенные значения компонент скорости u , ϑ и ω , давления p , плотности ρ и температуры T удовлетворяют фундаментальным уравнениям (1)–(6).

Осборн Рейнольдс впервые ввел при рассмотрении турбулентного потока элементарные статистические понятия. В своем теоретическом исследовании турбулентности он допускал, что мгновенную скорость можно разделить на среднюю скорость и турбулентную пульсацию скорости.

Поэтому можно положить, что

$$u = \bar{u} + u', T = \bar{T} + T' u \text{м.д.}, \quad (8)$$

где черта над символом обозначает среднее значение, а штрих – турбулентную пульсацию.

Прямая подстановка уравнения (8) в фундаментальные уравнения (1)–(6) не позволяет получить непосредственно никаких простых выводов относительно поля возмущений u' , T' и т.д. вследствие нелинейности этих уравнений.

Чтобы раскрыть природу полей весьма малых пульсаций в вязкой сжимаемой среде, следует прибегнуть к каким-то упрощающим предположениям. Первое очевидно направляющееся предположение – это предположение о малости пульсации, позволяющее линеаризовать фундаментальные уравнения.

С тем чтобы показать, что малые пульсации в вязкой сжимаемой среде можно разбить на три независимых вида, Коважный [2] сделал следующие предположения:

- удельные теплоемкости воздуха C_P и C_V , коэффициент вязкости μ и коэффициент теплопроводности κ среды постоянны;
- число Прандтля $P_r = C_P \cdot \mu / \kappa$ равно 3/4;
- рассматриваемая область пространства и времени представляет собой конечную область G . Ни внутри области, ни на ее границах нет твердых границ;
- система координат выбирается так, что средняя скорость в области G равна нулю;
- скорости малы по сравнению со средней скоростью звука в G ;
- пульсации давления p' , плотности ρ' и абсолютной температуры T' малы по сравнению с соответствующими средними значениями этих величин \bar{p} , $\bar{\rho}$ и \bar{T} в области G .

С помощью этих предположений и вводя следующие безразмерные величины:

$$P = \frac{p'}{\gamma \cdot \bar{p}} = \frac{p'}{\bar{p} \cdot a^2}, \quad (9)$$

$$s = \frac{T'}{\bar{T}} - (\gamma - 1) \cdot P, \quad (10)$$

где $a^2 = \frac{\gamma \cdot \bar{p}}{\rho}$; $\gamma = \frac{C_P}{C_V}$ – отношение удельных теплоемкостей,

можно упростить фундаментальные уравнения (1)–(6) и привести их к следующему виду:

– уравнение движения

$$\frac{\partial \vec{q}}{\partial t} = -a^2 \operatorname{grad} P + \nu \left(\nabla^2 q + \frac{1}{3} \operatorname{grad} \operatorname{div} \vec{q} \right), \quad (11)$$

где grad – оператор градиента;

div – оператор дивергенции;

– уравнение энергии

$$\frac{\partial s}{\partial t} - \frac{4\nu}{3} \nabla^2 s = \frac{4(\gamma - 1)\nu}{3} \nabla^2 P, \quad (12)$$

– уравнение неразрывности

$$\operatorname{div} \vec{q} = -\frac{\partial P}{\partial t} + \frac{\partial s}{\partial t}, \quad (13)$$

– уравнение состояния

$$\frac{\rho'}{\bar{\rho}} = \frac{p'}{\bar{p}} - \frac{T'}{\bar{T}} = P - s, \quad (14)$$

где $\nu = \frac{\mu}{\bar{\rho}}$ и $\nabla^2 = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2}$.

Уравнения (11)–(14) носят общий характер и в таком виде не могут быть применены для изучения взаимосвязи параметров шахтной пневмосети.

В каждой теории при решении задачи принимаются какие-то допущения. Следователь-

но, сравнивая выводы теории с результатами экспериментов, необходимо проследить, насколько допущения, сделанные в теории, удовлетворяются в экспериментальной установке.

Беря в качестве теоретической основы исследования уравнения Рейнольдса (1)-(3), необходимо знать экспериментальные величины, характеризующие среднее движение. Показания анемометра дают не непосредственное значение средней скорости, а некоторое среднее значение функции $\vartheta(x, t)$ (такие как $\bar{\vartheta}$ или другие). Обычно измеряется значение скорости и ее направление в горизонтальной плоскости.

Согласно уравнению Дарси-Вейсбаха, в случае течения сжатого воздуха вдоль оси x уравнение движения может быть представлено в виде:

$$-\frac{\partial P}{\partial x} = \frac{\lambda \cdot |\vartheta|}{2D} \cdot \rho \cdot \vartheta, \quad (15)$$

где $P(x, t)$ – функция давления сжатого воздуха;

$\vartheta(x, t)$ – функция скорости движения сжатого воздуха;

$\rho(x, t)$ – функция плотности сжатого воздуха;

λ - коэффициент гидравлического сопротивления участка трубопровода;

D – диаметр участка трубопровода;

x – ось координат, расположенная вдоль оси трубопровода.

В практике расчета шахтных пневмосетей вместо функции скорости пользуются такими понятиями, как объемная или массовая скорость движения.

С учетом того, что

$$\vartheta(x, t) = \frac{\bar{V}(x, t)}{F_T}, \quad (16)$$

$$\bar{V}(x, t) = \frac{\bar{G}(x, t)}{\rho(x, t)}, \quad (17)$$

где $\bar{V}(x, t)$ – функция объемной скорости движения сжатого воздуха;

$\bar{G}(x, t)$ – функция массовой скорости движения сжатого воздуха;

F_T – площадь поперечного сечения трубопровода,

выражение (15) преобразуется к виду

$$\frac{\partial P}{\partial x} = -\lambda \cdot \frac{R \cdot T}{2D \cdot F_{Tm}^2 \cdot P} \cdot |\bar{G}| \cdot \bar{G}, \quad (18)$$

где $T(x, t)$ – функция абсолютной температуры сжатого воздуха;

$R = \frac{P(x, t)}{\rho(x, t) \cdot T(x, t)}$ - универсальная газовая постоянная.

Уравнение неразрывности согласно [1] имеет вид:

$$-\frac{1}{c^2} \cdot \frac{\partial P}{\partial t} = \frac{\partial(\rho \cdot \vartheta)}{\partial x}, \quad (19)$$

где c – скорость звука в воздухе;

t – время.

С учетом приведенных соотношений уравнение (19) может быть приведено к виду

$$\frac{\partial P}{\partial t} = -\frac{c^2}{F_T} \cdot \frac{\partial \bar{G}}{\partial x}. \quad (20)$$

Поскольку сжатый воздух течет вдоль оси x , а количество тепла, поступающего в единицу объема сжатого воздуха за единицу времени вследствие излучения или каких-либо иных причин, кроме теплопроводности, равно нулю, а также того, что

$$\frac{dH}{dt} = C_p \cdot \frac{dT}{dt}, \quad (21)$$

уравнение энергии (4) может быть преобразовано к виду

$$\begin{aligned} \frac{\partial T}{\partial t} &= \frac{1}{C_p} \cdot \frac{R \cdot T}{P} \cdot \frac{\partial P}{\partial t} - \frac{\kappa}{C_p} \cdot \frac{R \cdot T}{P} \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \left(\mu + \frac{4}{3} \right) \cdot \frac{1}{C_p \cdot F_m^2} \cdot \frac{R^3 \cdot T^3}{P^3} \times \\ &\times \bar{G}^2 \left(\frac{1}{\bar{G}} \cdot \frac{\partial \bar{G}}{\partial x} + \frac{1}{T} \cdot \frac{\partial T}{\partial x} - \frac{1}{P} \cdot \frac{\partial P}{\partial x} \right)^2. \end{aligned} \quad (22)$$

Состояние воздуха (6) на линейном участке можно представить в функции

$$P(x, t) = R \cdot \rho(x, t) \cdot T(x, t). \quad (23)$$

Для практического использования выражения (23) в рассматриваемой задаче его целесообразно продифференцировать по x

$$\frac{\partial T}{\partial x} = \frac{T}{P} \cdot \frac{\partial P}{\partial x}. \quad (24)$$

Таким образом, в результате математического моделирования получена система дифференциальных уравнений в частных производных: (18), (20), (22) и (24), которая полностью описывает распределение и взаимосвязь основных параметров сжатого воздуха по оси трубопровода во времени. Границными условиями применения данной модели являются следующие:

$$\left. \begin{array}{l} T = \text{const} = 293K(20^\circ C) \\ R = \text{const} = 287 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot K) \\ C_p = \text{const} \\ \mu = \text{const} \\ \kappa = \text{const} \end{array} \right\} \text{на всем протяжении участка трубопровода;} \quad \left. \begin{array}{l} D_{min} \leq D \leq D_{max} \\ P_{min} \leq P \leq P_{max} \end{array} \right\} \text{по техническим условиям рудника } (D_{min} = 50 \text{ мм}; D_{max} = 400 \text{ мм}; \\ P_{min} \geq P_{nacn.} \geq 0,5 \text{ МПа}; P_{max} \leq P_{kc} = 0,7 \text{ МПа}).$$

Расход воздуха по участку пневмосети $\ell = 1 \text{ м}$: $Q_i = 0,1 \div 4,5 \text{ м}^3/\text{с}$.

Список литературы

1. Яворский Б.М. Справочник по физике / Б.М. Яворский, А.А. Детлаф. – М.: Наука, 1984. – 430 с.
2. Бай Ши-И. Тurbulentное течение жидкостей и газов / Пер. с англ. М.Г. Морозова / Под ред. К.Д. Воскресенского. – М.: Иностранная литература, 1962. – 344 с.

Получено 2.10.2010

УДК 544.22

Н.Г. Серба, А.С. Сейткан, М.В. Попова

ВКГУ им. С. Аманжолова, г. Усть-Каменогорск

В.Е. Храпунов

АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы

**СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТОДОВ ПЛАНИРОВАНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТА
И РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТА ПО КОЛЛЕКТОРНОЙ ЭЛЕКТРОПЛАВКЕ
БАКЫРЧИКСКИХ ЗОЛОТОМЫШЬЯКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

В современной научной методологии математические методы планирования являются неотъемлемой частью любого эксперимента. Основная задача планирования эксперимента заключается в получении необходимой информации об исследуемой системе при сокращении трудоемкости. Задачи поиска оптимальных условий - важный этап в проведении научно-технических исследований.

Решение задач с применением теории планирования эксперимента предусматривает использование априорной информации об изучаемом процессе для выбора общей последовательности управления экспериментами, которая уточняется после очередного этапа проведения исследований на основе вновь полученных сведений. Тем самым достигается возможность рационального управления экспериментами при неполном первоначальном знании характеристик исследуемого объекта.

С целью определения оптимальных условий и разработки методики эксперимента по коллекторной плавке проведено планирование эксперимента, выделены существенные факторы, определено количество экспериментов и условия проведения опытов, необходимых и достаточных для решения поставленной задачи с требуемой точностью.

В качестве исходных материалов использовали золотомышьяковый концентрат Бакырчикского месторождения, содержащий: Au – 110 г/т, As – 15,2 %, S – 19,0 %; оксид свинца марки «хч»; железо марки «хч»; в качестве восстановителя – коксик (85 % C); отвальный шлак свинцовой плавки. Химический состав шлака, масс. %: 24,6 - Fe; 27,5 - SiO₂; 10,8 - Al₂O₃; 22,3 - CaO; 2,2 - MgO; 0,1- Pb; 1,46 – Zn.

Основными факторами варьирования выбраны: X₁ - температура, °C; X₂ - время выдержки, час; X₃ - содержание PbO от массы концентрата, %; X₄ - содержание Fe от массы концентрата, %; X₅ - содержание C от массы концентрата, %. Кроме этого, на объект воздействуют возмущающие факторы, они являются случайными и не поддаются управлению.

В ходе анализа априорной информации проведения эксперимента по коллекторной электроплавке бакырчикских золотомышьяковых концентратов был задан следующий интервал варьирования факторов: 850 °C < X₁ < 1250 °C; 1час < X₂ < 3 часа; 20 % < X₃ < <60 %; 20 % < X₄ < 40 %; 2 % < X₅ < 18 %.

Для линейной модели интервал варьирования можно определить как

$$I = \frac{x_{\max} - x_{\min}}{2}, \quad (1)$$

а основной (нулевой) уровень - как среднее значение

$$x_0 = \frac{x_{\max} + x_{\min}}{2}. \quad (2)$$

Исходя из данной формулы, основные уровни факторов соответствуют значениям: $X_1 = 1050^{\circ}\text{C}$, $X_2 = 2$ часа, $X_3 = 40\%$, $X_4 = 30\%$, $X_5 = 10\%$.

Для упрощения записи условий эксперимента и обработки экспериментальных данных масштабы по осям выбираются так, чтобы верхний уровень соответствовал +1, нижний –1, основной (нулевой) – 0. Выбранные уровни факторов и интервалы их варьирования приведены в табл. 1.

Таблица 1
Уровни факторов и интервалы варьирования

Факторы	Уровни факторов			Интервал варьирования
	-1	0	+1	
X_1 - температура, $^{\circ}\text{C}$	850	1050	1250	200
X_2 - время выдержки, час	1	2	3	1,0
X_3 - содержание PbO от массы концентрата, %	20	40	60	20,0
X_4 - содержание Fe от массы концентрата, %	20	30	40	10,0
X_5 - содержание C от массы концентрата, %	2	10	18	8,0

Варьирование факторов на двух уровнях используется в отсеивающих экспериментах на стадии движения в область оптимума и при описании объекта исследования линейными моделями, но такое число уровней недостаточно для построения моделей второго порядка (ведь фактор принимает только два значения, а через две точки можно провести множество линий различной кривизны).

С увеличением числа уровней повышается чувствительность эксперимента, но одновременно возрастает число опытов.

При построении моделей второго порядка необходимы 4 или 5 уровней, причем здесь наличие нечетных уровней указывает на проведение опытов в нулевых (основных) уровнях. В связи с этим, для проведения эксперимента по коллекторной электроплавке бакырчикских золотомышьяковых концентратов было выделено 5 уровней, значения которых приведены в табл. 2.

Таблица 2
Факторы исследования и их уровни

Факторы	Уровни				
	1	2	3	4	5
X_1 - температура, $^{\circ}\text{C}$.	850	950	1050	1150	1250
X_2 - время выдержки, час.	1	1,5	2	2,5	3
X_3 - содержание PbO от массы концентрата, %	20	30	40	50	60
X_4 - содержание Fe от массы концентрата, %	20	25	30	35	40
X_5 - содержание C от массы концентрата, %	2	6	10	14	18

С ростом числа факторов возникает необходимость в некотором приеме построения матриц планирования.

Совокупность основных уровней всех факторов представляет собой точку в пространстве параметров, называемую центральной точкой плана или центром эксперимента. В каждом отдельном случае число уровней выбирают с учетом условий задачи и предпола-

гаемых методов планирования эксперимента.

С целью выбора оптимальной методики проанализируем и сравним различные методы планирования эксперимента: полный факторный эксперимент (ПФЭ), дробный факторный эксперимент, метод крутого восхождения, метод латинских квадратов.

Полным факторным экспериментом называется эксперимент, при реализации которого определяется значение параметра оптимизации при всех возможных сочетаниях уровней варьирования факторов.

В общем случае количество экспериментов в ПФЭ зависит от числа уровней и числа факторов[1]:

$$N = p^k, \quad (3)$$

где N – число экспериментов; p – число уровней факторов, k - число факторов.

В данном случае 5 факторов на 5 различных уровнях предполагает 3125 опытов. Такое количество экспериментов проводить нецелесообразно, что свидетельствует о необходимости выбора оптимального метода планирования.

Первый этап планирования эксперимента для получения линейной модели основан на варьировании факторов на двух уровнях, то есть рассматривается эксперимент типа 2^k . В этом случае, если число факторов известно, можно сразу найти число опытов, необходимое для реализации всех возможных сочетаний уровней факторов.

ПФЭ типа 2^k рассчитывается по формуле [2]:

$$N = 2^k, \quad (4)$$

где N – число опытов, k – число факторов, 2 – число уровней.

В нашем случае число опытов для 5 факторов составит $N = 2^5 = 32$. Для построения матрицы планирования в ПФЭ типа 2^k используется верхний +1 и нижний -1 уровни.

Уровни эксперимента представляют в виде таблицы – матрицы планирования, где строки соответствуют различным сериям опытов, столбцы – значениям факторов (табл. 3).

Таблица 3

Матрица планирования ПФЭ 2^5 проведения эксперимента по коллекторной электроплавке бакырчикских золотомышьяковых концентратов [3]

№	X ₁ , °C	X ₂ , мин	X ₃ , %	X ₄ , %	X ₅ , %
1	850,0	1,000000	20,000000	20,000000	2,000000
2	1250,0	1,000000	20,000000	20,000000	2,000000
3	850,0	3,000000	20,000000	20,000000	2,000000
4	1250,0	3,000000	20,000000	20,000000	2,000000
5	850,0	1,000000	60,000000	20,000000	2,000000
6	1250,0	1,000000	60,000000	20,000000	2,000000
7	850,0	3,000000	60,000000	20,000000	2,000000
8	1250,0	3,000000	60,000000	20,000000	2,000000
9	850,0	1,000000	20,000000	40,000000	2,000000
10	1250,0	1,000000	20,000000	40,000000	2,000000
11	850,0	3,000000	20,000000	40,000000	2,000000
12	1250,0	3,000000	20,000000	40,000000	2,000000
13	850,0	1,000000	60,000000	40,000000	2,000000
14	1250,0	1,000000	60,000000	40,000000	2,000000
15	850,0	3,000000	60,000000	40,000000	2,000000
16	1250,0	3,000000	60,000000	40,000000	2,000000
17	850,0	1,000000	20,000000	20,000000	18,000000

18	1250,0	1,000000	20,00000	20,00000	18,00000
19	850,0	3,000000	20,00000	20,00000	18,00000
20	1250,0	3,000000	20,00000	20,00000	18,00000
21	850,0	1,000000	60,00000	20,00000	18,00000
22	1250,0	1,000000	60,00000	20,00000	18,00000

Окончание таблицы 3

23	850,0	3,000000	60,00000	20,00000	18,00000
24	1250,0	3,000000	60,00000	20,00000	18,00000
25	850,0	1,000000	20,00000	40,00000	18,00000
26	1250,0	1,000000	20,00000	40,00000	18,00000
27	850,0	3,000000	20,00000	40,00000	18,00000
28	1250,0	3,000000	20,00000	40,00000	18,00000
29	850,0	1,000000	60,00000	40,00000	18,00000
30	1250,0	1,000000	60,00000	40,00000	18,00000
31	850,0	3,000000	60,00000	40,00000	18,00000
32	1250,0	3,000000	60,00000	40,00000	18,00000

Планы ПФЭ типа 3^k , в отличие от 2^k , включают три основных уровня: верхний +1, нижний -1 и основной (нулевой) – 0. Число опытов для 5 факторов составит $N = 3^5 = 243$.

Для построения гиперплоскости, следовательно, достаточно использовать лишь некоторую часть из полного факторного плана (ПФП). Эту часть в теории планирования эксперимента называют дробной репликой или дробным факторным планом (ДФП). Если дробление ПФП производится последовательным делением числа опытов на 2, то реплику называют регулярной. Число p последовательного деления называют дробностью реплики.

Число опытов регулярного ДФП равняется $n = 2^{k-p}$. При $p = 1$ ДФП называют полу-репликой (или 1/2 реплика), при $p = 2$ – 1/4 реплика и т.д. (табл. 4).

Таблица 4
Число опытов и параметры планирования ДФЭ [2]

Число факторов, k	Число коэффиц. модели, $k+1$	Число опытов ПФП	Вид плана	Число опытов плана	Избыточность
2	3	4	ПФП	4	1
3	4	8	Полуреплика	4	0
4	5	16	Полуреплика	8	3
5	6	32	Четвертьреплика	8	2
6	7	64	1/8 реплика	8	1
7	8	128	1/16 реплика	8	0
8	9	256	1/16 реплика	16	7

Для составления планов-таблиц регулярных дробных реплик часто используют так называемое правило двоичного кода. Оно гласит: для модели в виде гиперболоида знаки «+» и «-» в столбцах плана должны чередоваться по правилу чередования двоичных чисел в разряде двоичного кода, то есть в столбце x_1 - через 1, в столбце x_2 - через 2, в столбце x_3 - через 4, в столбце x_k - через 2^{k-1} .

Пользуясь таким планированием, можно вычислить четыре коэффициента и предста-

вить результаты эксперимента в виде неполного квадратного уравнения:

$$y = b_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + b_{12} x_1 x_2. \quad (5)$$

Если имеются основания считать, что в выбранных интервалах варьирования процесс может быть описан линейной моделью, то достаточно определить три коэффициента: b_0 , b_1 и b_2 . Остается одна степень свободы. Употребим ее для минимизации числа опытов. При линейном приближении $b_{12} \rightarrow 0$ и вектор-столбец $x_1 x_2$ можно использовать для нового фактора x_3 .

Главное условие при использовании данного метода - минимизация числа опытов. При этом матрица планирования не теряет своих оптимальных свойств (ортогональность, ротабельность и т.п.). Найденное правило можно сформулировать так: чтобы сократить число опытов, необходимо новому фактору присвоить вектор-столбец матрицы, принадлежащий взаимодействию, которым можно пренебречь. Тогда значение нового фактора в условиях опытов определяется знаками этого столбца.

Матрица из восьми опытов для четырехфакторного планирования будет полурепликой от полного факторного эксперимента 2^4 , а для пятифакторного планирования - четвертьрепликой от 2^5 . В последнем случае два линейных эффекта приравниваются к эффектам взаимодействия.

Для обозначения дробных реплик, в которых р-линейных эффектов приравнены к эффектам взаимодействия, удобно пользоваться условными обозначениями 2^{k-p} (табл. 5).

Таблица 5
Условное обозначение дробных реплик

Число факторов	Дробная реплика	Условное обозначение	Число опытов	
			Для дробной реплики	Для полного факторного эксперимента
5	1/4 -реплика от 2^5	2^{5-2}	8	32
5	1/2 -реплика от 2^5	2^{5-1}	16	32

Так, к примеру, полуреплика от 2^5 запишется в виде 2^{5-1} (табл. 6), четвертьреплика от 2^5 - в виде 2^{5-2} (табл. 7).

Таблица 6
Полуреплика 2^5 в виде 2^{5-1} проведения эксперимента по коллекторной электроплавке бакырчикских золотомышьяковых[3]

№	X ₁ , °C	X ₂ , мин	X ₃ , %	X ₄ , %	X ₅ , %
1	850,000	1,000000	20,00000	20,00000	18,00000
2	1250,000	1,000000	20,00000	20,00000	1,00000
3	850,000	3,000000	20,00000	20,00000	1,00000
4	1250,000	3,000000	20,00000	20,00000	18,00000
5	850,000	1,000000	60,00000	20,00000	1,00000
6	1250,000	1,000000	60,00000	20,00000	18,00000
7	850,000	3,000000	60,00000	20,00000	18,00000
8	1250,000	3,000000	60,00000	20,00000	1,00000
9	850,000	1,000000	20,00000	40,00000	1,00000
10	1250,000	1,000000	20,00000	40,00000	18,00000
11	850,000	3,000000	20,00000	40,00000	18,00000

12	1250,000	3,000000	20,00000	40,00000	1,00000
13	850,000	1,000000	60,00000	40,00000	18,00000
14	1250,000	1,000000	60,00000	40,00000	1,00000
15	850,000	3,000000	60,00000	40,00000	1,00000
16	1250,000	3,000000	60,00000	40,00000	18,00000

Таблица 7
Четвертьреплика от 2^5 в виде 2^{5-2} проведения эксперимента по коллекторной электроплавке бакырчиках золотомышьяковых [3]

№	X ₁ , °C	X ₂ , мин	X ₃ , %	X ₄ , %	X ₅ , %
1	850,000	1,000000	20,00000	40,00000	18,00000
2	1250,000	1,000000	20,00000	20,00000	2,00000
3	850,000	3,000000	20,00000	20,00000	18,00000
4	1250,000	3,000000	20,00000	40,00000	2,00000
5	850,000	1,000000	60,00000	40,00000	2,00000
6	1250,000	1,000000	60,00000	20,00000	18,00000
7	850,000	3,000000	60,00000	20,00000	2,00000
8	1250,000	3,000000	60,00000	40,00000	18,00000

Полуреплика включает 16 опытов, в то время как количество опытов полного факторного эксперимента – 32.

При исследовании влияния пяти факторов можно поставить не 16 опытов, а только 8, т. е. воспользоваться репликой 2^{5-2} .

Однако выбор дробной реплики требует знания значительной априорной информации, что не всегда возможно.

Шаговая процедура крутого восхождения практически выполняется в несколько циклов. С центром в исходной точке проводится ПФЭ 2^k для определения составляющих вектора градиента в виде оценок коэффициентов полиномиальной модели $y=b_0+b_1x_1+b_2x_2+\dots+b_jx_j+\dots+b_kx_k$.

Если полученные коэффициенты b_j различаются на порядок, то выгоднее вновь поставить эксперимент, изменив интервалы варьирования, а не начинать движение по градиенту. Возможность такого пути симметрирования коэффициентов обоснована тем, что составляющие градиента не инвариантны к метрике пространства независимых переменных. Изменяя масштаб единичного интервала варьирования по одной из координатных осей, можно увеличить или уменьшить крутизну поверхности в направлении этой оси, иными словами можно увеличить или уменьшить соответствующий коэффициент b_j .

Траектория крутого восхождения представляется в натуральных значениях переменных. Небольшой шаг в методе потребует значительного числа опытов при движении к оптимуму, большой шаг увеличивает вероятность проскока области оптимума. Аналогично выбору интервалов варьирования, нижняя граница задается возможностью фиксирования двух соседних опытов, а верхняя – областью определения фактора. Для облегчения работы шаги обычно округляют.

При достижении области, близкой к экстремуму, линейное приближение становится непригодным, и исследование на этом может быть окончено, если ставилась задача достижения области экстремума. Исследование может быть расширено с целью описания области, близкой к экстремуму. Решение такой задачи проводится с реализацией планов 2-го порядка.

Об эффективности движения по градиенту можно судить по величине параметра оп-

тимизации. Движение по градиенту считается эффективным, если реализация мысленных опытов, рассчитанных на стадии крутого восхождения, приводит к улучшению значения параметра оптимизации по сравнению с самым хорошим результатом в матрице.

Применение метода крутого восхождения в его классическом виде предполагает вычисление градиента на каждом этапе. Это означает необходимость проведения достаточно большого количества опытов. Рассмотренный выше способ определения шага крутого восхождения применяют только при описании поверхности отклика полными полиномами второй или более высокой степени. При анализе линейных функций определение шага изменения аргументов производится на основе неформальных процедур.

Градиентный метод не всегда эффективен. Например, если поверхность функции отклика имеет овражный характер, то движение будет происходить с одного склона на другой с медленным продвижением к точке минимума. Для таких функций разработано несколько эвристических методов ускоренного продвижения вдоль оврага или гребня.

С целью рационального сокращения экспериментальных исследований применяют специальный вид планов – планы на латинских квадратах.

Латинский квадрат таблица $n \times n$ характеризуется особым расположением некоторого числа символов в ячейках, сгруппированных в строки и столбцы так, что каждый символ встречается один раз в каждой строке и в каждом столбце [1, 4].

Для любого $n > 2$ существует множество вариантов построения латинских квадратов. Количество вариантов латинских квадратов с ростом n быстро увеличивается и определяется формулой $N(n, n) = n!(n - 1)!L(n)$.

Пример представления латинского квадрата для факторов X_1, X_2, X_3, X_4, X_5 на 5 уровнях, то есть размером 5×5 представлен ниже:

$X_1 X_2 X_3 X_4 X_5$	$X_1 X_2 X_3 X_4 X_5$
$X_5 X_3 X_4 X_1 X_2$	$X_4 X_5 X_2 X_3 X_1$
$X_4 X_5 X_2 X_3 X_1$	$X_5 X_3 X_4 X_1 X_2$
$X_2 X_4 X_1 X_5 X_3$	$X_3 X_1 X_5 X_2 X_4$
$X_3 X_1 X_5 X_2 X_4$	$X_2 X_4 X_1 X_5 X_3$

Построим насыщенный план латинского квадрата 5×5 . Подобного рода планы обычно применяют на первых стадиях эксперимента. Таким образом, матрица планирования состоит из 25 опытов. Факторы исследования (X_i , $i = 1 \dots 5$). Если принять в качестве уровней единицы от 1 до 5, можно представить матрицу планирования в виде таблицы 10.

Таким образом, планы латинских квадратов используются в тех случаях, когда требуется оценить влияние факторов, варьируемых более чем на двух уровнях и заранее известно, что между факторами нет взаимодействий или этими взаимодействиями можно пренебречь.

Применительно к рассмотренному ранее примеру для 5 факторов при 5 уровнях варьирования ПФЭ требует 3125 опытов, а с применением латинского квадрата – только 25. Экономия достигается за счет потери информации о взаимодействии факторов.

Таким образом, наиболее эффективным, на наш взгляд, является метод латинского квадрата, который будет использован для проведения эксперимента по коллекторной электроплавке бакырчикских золотомышьяковых концентратов.

Список литературы

1. Ахназарова С.А. Методы оптимизации эксперимента в химической технологии /С.А. Ах-

- назарова, В.В. Кафаров. - М.:ВШ, 1985. - 327 с.
2. Хамханов К.М. Основы планирования эксперимента. - Улан-Удэ: Восточно-Сибирский государственный технологический университет, 2001. - 94 с.
3. Электронный пакет для расчетов «Statistica 6.0»
4. Монтгомери Д.К. Планирование эксперимента и анализ данных. - Л.: Судостроение, 1980. - 384 с.

Получено 22.11.2010

УДК 622.272

Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник, Е.Г. Колмаков
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск
К.А. Шушкевич
ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК, г. Усть-Каменогорск

**АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ПРОБЛЕМ ПРИ ВЕДЕНИИ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ
НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ ВОСТОЧНОГО КАЗАХСТАНА**

Использование закладки на подземных рудниках предопределяется необходимостью поддержания выработанного пространства, погашения пустот, управления горным давлением, более полного извлечения полезных ископаемых из недр, в отдельных случаях – сохранения земной поверхности и другими факторами.

В настоящее время системы разработки рудных залежей с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями применяют на Малеевском руднике Зыряновского ГОКа, Тишинском и Риддер-Сокольном руднике Риддерского ГОКа ТОО «Казцинк», Орловском руднике Жезкенского ГОКа, Артемьевском руднике медно-химического комбината ТОО «Корпорация «Казахмыс» (рис. 1).

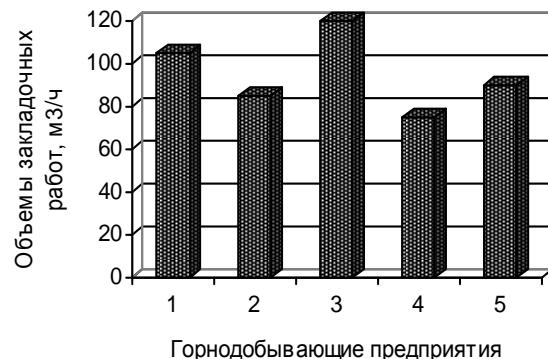


Рисунок 1 – Диаграмма объемов закладочных работ на горнодобывающих предприятиях Восточного Казахстана: 1 – Малеевский рудник; 2 – Орловский рудник; 3 – Артемьевский рудник; 4 – Риддер-Сокольный рудник; 5 – Тишинский рудник

В ближайшие годы объемы закладочных работ на подземных рудниках Восточного Казахстана будут иметь устойчивую тенденцию к увеличению в связи с увеличением глубины разработки рудных месторождений.

В ближайшее время планируется строительство бетонно-закладочных комплексов (БЗК) на Сузdal'sком руднике АО «ФИК «Алел» и Майкаинском подземном руднике АО «Майкаинзолото». Также планируется при выемке запасов руд на Бакарчикском место-

рождении ТОО «Бакарчикское горнодобывающее предприятие» использовать системы разработки с закладкой и утилизацией мышьякосодержащих отходов.

Весьма вероятно применение технологии добычи руды с закладкой на ДТОО «Горнорудное предприятие «Секисовское» компании «Hambledon mining company Limited» при отработке запасов руд рудного тела № 11 в предохранительном целике русла р. Секисовка. В дальнейшем целесообразно проведение работ по научно-исследовательскому обоснованию и проектным решениям технологии отработки запасов Секисовского месторождения к проекту «Разведка глубоких горизонтов и отбор промышленной технологической пробы месторождения «Секисовское», в том числе разработка вариантов технологии отработки рудного тела № 11 в границах предохранительного целика. В свое время аналогичные исследования для ряда угольных шахт Российской Федерации были проведены сотрудниками Санкт-Петербургского государственного горного института (технического университета).

Руководством компании «Северсталь» принято решение выемку запасов золотосодержащих руд на нижних горизонтах Сузdalского месторождения осуществлять системами разработки с закладкой: слоевой и подэтажно-камерной.

На сегодняшний день уже выполнено два проекта на строительство БЗК Сузdalского рудника как поверхностного, так и подземного:

- технологический регламент для проектирования поверхностного БЗК с мельничным способом приготовления смеси и доставкой закладочной смеси в пустоты отработанных камер трубопроводным транспортом (ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК);

- проект строительства подземного БЗК с мельничным способом приготовления смеси на 160 горизонте с перепуском компонентов для приготовления смеси с поверхности на 160 горизонте по скважинам и доставкой закладочной смеси в пустоты отработанных камер трубопроводным транспортом (ТОО «БАИСиК»).

Основные свойства и характеристики компонентов закладочной смеси были всесторонне изучены сотрудниками ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК в рамках научно-исследовательских работ (НИР) на Сузdalском руднике [1]. В технологическом регламенте [2] были разработаны рациональные составы закладочных смесей для условий Сузdalского рудника (см. табл.).

В качестве инертного заполнителя при приготовлении закладочной смеси в ДГП «ВНИИцветмет» были исследованы следующие инертные материалы: риолиты из каменного карьера; разнозернистый песок из карьера 2; разнозернистые известняки из внутреннего отвала карьера № 1; углисто-глинистые алевролиты из отвала № 3.

В проекте [3] принят следующий состав закладочной смеси (при строительстве подземного бетонно-закладочного комплекса):

- цемент Семейского завода марки 400 (ГОСТ10178-87) – 115 кг/м³;
- дробленая отвальная порода фракции - 5-25-40 мм - 1135 кг/м³;
- песок 760 кг/м³;
- вода 240 л/ м³.

Составы закладочных смесей для условий Сузdalского рудника

Закладочные материалы	Усредненный расход материалов, кг/м ³
Вяжущее (портландцемент Семипалатинского цементного завода марки М400-Д20)	150

Заполнитель (вскрышные породы карьеров и риолиты из каменного карьера)	1430
Вода (техническая вода карьера № 2 рудника Суздальского месторождения)	365

Для условий рудника Суздальского месторождения в качестве основной технологии закладочных работ рекомендован способ совместной подготовки закладочных компонентов и приготовления смеси заданных параметров на крупном и мелком заполнителях в шаровой мельнице МШР 2,1×3,0 с последующей доставкой смеси в выработанное пространство трубопроводным транспортом в самотечном режиме.

Однако данные проекты не были приняты к практической реализации на Суздальском руднике из-за высоких капитальных затрат на приобретение шаровой мельницы, дополнительных затрат на водоотлив дренируемых вод при формировании закладочного массива при трубопроводном транспорте закладочной смеси при достаточно небольших объемах закладочных работ в пределах $12 \text{ м}^3/\text{ч}$.

В настоящее время руководство ФИК «Алел» планирует отказаться от мельничного способа приготовления закладки из-за его достаточно высокой стоимости и ставит задачу разработки технологии приготовления закладки на поверхностном комплексе и транспортирования закладочной смеси до мест ее укладки в выработанное пространство самоходными миксерами. Укладка смеси в выработанное пространство предусмотрена бетоноукладчиками с крупностью инертного заполнителя до 20 мм с подачей смеси в выработанное пространство до 80 м.

В связи с этим для условий Суздальского рудника необходима разработка и проведение опытно-промышленных испытаний технологии приготовления закладочных смесей на поверхностном бетонно-смесительном узле, включающем в себя следующие технологические процессы:

- дробление и складирование дробленых вскрышных пород на площадке дробильно-сортировочной установки;
- доставка, прием и хранение цемента и химических добавок;
- погрузка дробленой породы в расходные бункера и подача их в смеситель бетонно-смесительного узла;
- подача цемента, химических добавок и воды в репульпатор, приготовление цеммолока и подача его в смеситель;
- смешивание и приготовление закладочной смеси в смесителе;
- транспортирование закладочной смеси миксерами в шахте до мест укладки закладки в выработанное пространство;
- укладка закладочной смеси в выработанное пространство бетоноукладчиками.

Для практической реализации технологии приготовления закладочных смесей на поверхностном бетонно-смесительном узле необходимо подобрать составы закладочной смеси для приготовления закладки (с минимально необходимым количеством затворителя при сохранении необходимых прочностных характеристик закладочного массива), разработать технологическую схему приготовления и транспортирования закладки, выбрать основное технологическое оборудование, провести расчет технологических процессов закладочных работ.

В настоящее время на подземных рудниках ТОО «Казцинк» большое внимание уделяется вопросам совершенствования технологии закладочных работ.

Отработку запасов руд на Риддер-Сокольном руднике Риддерского ГОКа ТОО «Каз-

цинк» производят подэтажно-камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. В настоящее время пустоты отработанных камер закладывают твердеющими закладочными смесями в составе: цемент – 140 кг/м³, хвосты текущие – 1195 кг/м³ и вода – 510 кг/м³.

С целью повышения дальности подачи смеси в шахте при самотечно-пневматическом режиме в конце самотечного участка транспортирования в став бетоновода через пневмоклапан специальной конструкции осуществляют подачу сжатого воздуха, что позволило подавать смесь в шахте на расстояние до 1500 м. Однако в дальнейшем при отработке удаленных блоков на флангах месторождения закладочную смесь необходимо будет транспортировать на расстояние до 2500 м.

В настоящее время пневмоклапан не оборудован расходомером сжатого воздуха, так что расход сжатого воздуха возможно определить приблизительно только расчетами или принять по данным опыта использования пневмоврезок на подземных рудниках. Как известно, на доставку 1 м³ смеси на 1 км расходуется 100-130 м³ сжатого воздуха.

При себестоимости сжатого воздуха на Риддер-Сокольном руднике 0,002972 долл. США/м³ и с учетом объемов закладочных работ дополнительные неучтенные затраты на закладочные работы составят:

$$Z_{\text{сж.возд}} = 280000 \cdot 100 \cdot 0,002972 = 83216 \text{ долл. США/год.}$$

Таким образом, на сегодняшний день на Риддер-Сокольном руднике отсутствуют решения по транспортированию закладочной смеси в удаленные блоки Быструшинской залежи за пределы самотечного участка транспортирования.

В настоящее время на Малеевском руднике Зыряновского ГОКа возникла необходимость выбора вариантов закладки отработанного пространства в этаже 7-11 горизонтов Малеевской рудной зоны (запасы, расположенные выше 7 горизонта, предполагается отрабатывать системами с обрушением). Также впоследствии потребуется разработка технологии закладочных работ при выемке запасов руд Октябрьской рудной зоны.

В проекте ОАО «Казгипроцветмет» «Расширение Малеевского рудника на производительность 2,25 млн т» 2005 года регламентировано строительство насосного агрегата на 11 горизонте для подачи закладочной смеси на вышележащие горизонты. Первоначальный вариант проекта «Расширение Малеевского рудника на производительность 2,25 млн т» 2001 года предусматривал вариант строительства бетонно-закладочного комплекса на верхней промплощадке Малеевского рудника.

Таким образом, основные варианты закладки пустот отработанных камер в этаже 7-11 горизонтов следующие.

Вариант 1. Размещение на горизонтальном ставе смонтированного по квершлагу шх. Малеевская насосного агрегата HSP 25.100 HP Duplex фирмы PUTZMEISTER AG, который будет осуществлять напорную подачу закладочной смеси на вышележащие горизонты. Прокладка бетоновода предусматривается по вентиляционно-ходовым восстающим с разводкой по горизонтам до закладочных скважин, пробуренных в кровле камеры.

Подачу закладочной смеси предусматривается производить поршневым бетононасосом, который обеспечивает следующие необходимые параметры:

- производительность подачи закладочной смеси – 100 м³/ч;
- плотность смеси – 1,85÷1,95 т/м³;
- количество твердого в смеси по весу – 75 %;
- удельный вес твердого – 2,8 т/м³;

- длина напорного трубопровода – 2500 м;
- диаметр напорного трубопровода – 150 мм.

Вариант 2. Строительство на верхней промышленной площадке Малеевского рудника бетонно-закладочного комплекса, с которого в самотечном режиме через две вертикально пробуренные скважины будет осуществляться подача закладочной смеси в отработанное пространство верхних горизонтов Малеевской и Октябрьской рудных зон. Предварительно определенная годовая производительность данного комплекса составит 140 тыс. м³ бетонной закладки в год.

Сравнение ключевых экономических показателей вариантов закладки пустот отработанных камер в этаже 7-11 горизонтов при продолжительности 8 лет (2009-2017 гг.) и ставке дисконта 12,5 % показало [4], что более целесообразным и экономически привлекательным вариантом закладки верхних горизонтов Малеевского рудника является приобретение и монтаж насосного агрегата HSP 25.100 HP Duplex фирмы PUTZMEISTER AG, который будет осуществлять напорную подачу закладочной смеси на вышележащие горизонты (рис. 2).

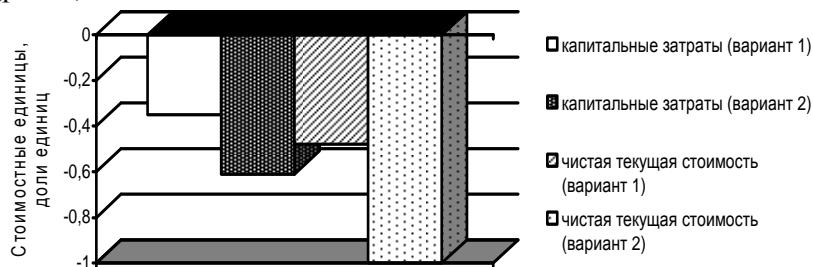


Рисунок 2 - Расчетные показатели чистой текущей стоимости по вариантам подачи закладочной смеси на верхние горизонты Малеевской рудной зоны на период 2009-2017 гг.

В свое время сотрудниками ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК на Орловском руднике Жезкенского ГОКа ТОО «Корпорация «Казахмыс» были выполнены исследования по обоснованию использования в составе закладочной смеси в качестве вяжущего граншлаков и золы-уноса.

Состав закладочных смесей, применяемый в настоящее время на Орловском руднике, следующий (при среднем расходе): цемент – 218 кг/м³; порода – 1420 кг/м³ и вода – 400 л/м³.

Предлагаемые составы закладочных смесей при использовании сложного вяжущего следующие:

- цемент – 158 кг/м³; зола – 420 кг/м³; порода – 1050 кг/м³ и вода – 360 л/м³;
- цемент – 87 кг/м³; граншлак – 315 кг/м³; порода – 1230 кг/м³ и вода – 400 л/м³.

При годовом объеме производства закладочных работ – 430 тыс. м³, стоимости 1 т цемента – 69,9 долл. США, стоимости 1 т золы-уноса – 8,1 долл. США, стоимости 1 т граншлака – 8,9 долл. США затраты по базовой технологии (цемент) закладочных работ составят 6552 тыс. долл. США; затраты по технологии с использованием золы-уноса в закладке составят 6226 тыс. долл. США; затраты по технологии с использованием граншлака составят 4005 тыс. долл. США.

Таким образом расчеты показывают, что снижение затрат от использования в технологии закладочных работ граншлака в качестве компонента сложного вяжущего составляет 2,547 млн долл. США и 0,326 млн долл. США при использовании золы-уноса на го-

довой объем закладки.

Проведенный анализ существующих проблем при закладочных работах на подземных рудниках показывает, что в настоящее время руководством горнодобывающих компаний и научно-исследовательскими и проектными организациями в основном намечены пути решения существующих проблем. Однако только практическая реализация данных предложений позволит судить об их эффективности.

Кроме того, применяемые технологии закладочных работ напрямую влияют на эффективность горных работ и требуют необходимости совершенствования технологий выемки запасов полезных ископаемых.

Список литературы

1. Отчет о научно-исследовательской работе по теме «Лабораторные исследования и выбор составов закладочных смесей для условий подземного рудника Сузdalского месторождения» /ДГП «ВНИИцветмет». - Усть-Каменогорск, 2007. - 25 с.
2. Технологический регламент для проектирования бетонно-закладочного комплекса (БЗК) месторождения «Сузdalское» /ДГП «ВНИИцветмет». - Усть-Каменогорск; Семипалатинск, 2007. - 50 с.
3. Рабочий проект «Бетонно-закладочный комплекс (БЗК) подземного рудника месторождения «Сузdalский» /ТОО «БАИСиК». - Усть-Каменогорск, 2009. - 33 с.
4. Технико-экономический расчет «Выбор варианта закладки отработанного пространства верхних горизонтов Малеевского рудника ЗГОКа» /Зыряновский ГОК АО «Казцинк». - Зыряновск, 2008. - 7 с.

Получено 14.09.10

