

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'asischilar: "Qizilqumnodirmetallolitin" Davlat konserni, O'ZGEOTEXLITI, Navoiy Davlat Konchilik instituti

Bosh muharrir: RAIMJONOV B.R.

Bosh muharrir o'rinbosari SITENKOV V.N.

Tahririyat kengashi: ABDULLAYEV U.M., ABDURAXMONOV S.A., BIBIK I.P., DAVRONBEKOV U.YU., INOZEMSEV S.B., KLIMENKO A.I., KUSTOV A.M., MALGIN O.N., NASRIDDINOV I.B., RAHIMOV V.R., SAIDOV R.T., SANAKULOV K.S., TOLSTOV YE.A., XUSANOV N.N., SHARIPOV X.T., SHEMETOV P.A.

Jurnal O'ZBEKISTON MATBUOT VA AXBOROT AGENTLIGIda ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2003 yil 6 noyabr № 07-022

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar ko'rsatilishi shart

Jurnalda chop etilgan ma'lumot va keltirilgan dalillarning aniqligi uchun muallif javobgardir

Tahririyat manzili: 706800, Navoiy shahri, Navoiy ko'chasi 51 Navoiy Davlat Konchilik instituti. Tel. 8 (436) 224-82-05, faks 224-90-41
706801, Zarafshon shahri, Ma'muriy binosi, Markaziy kon boshqarmasi NKMK. Tel. 8 (436) 70438, 70354, 572-17-67, faks 8 (436) 572-10-15
e-mail: checoms@mail.ru, Bibik_GVU@rambler.ru, gornvest@rambler.ru

Kompyuterda sahifalovchi: Ye. N. KOPINA

Muqova bezovchi: A. N. BANNOV

Samarqand shahri, MChJ «TONG» bosmaxonasida nashr qilindi tel. 34-35-12

Nashr etishga 7.06.2004 y imzolandi

Adadi 700 nusxa



Научно-технический и производственный журнал Основан в 1997 году

Учредители: Государственный концерн «Кызылкумредметзолото», УзГЕОТЕХЛИТИ, Навоийский Государственный Горный институт

Главный редактор: РАИМЖАНОВ Б.Р.

Зам. главного редактора: СЫТЕНКОВ В.Н.

Редакционный совет: АБДУЛЛАЕВ У.М., АБДУРАХМОНОВ С.А., БИБИК И.П., ДАВРОНБЕКОВ У.Ю., ИНОЗЕМЦЕВ С.Б., КЛИМЕНКО А.И., КУСТОВ А.М., МАЛЬГИН О.Н., НАСРИДДИНОВ И.Б., РАХИМОВ В.Р., САИДОВ Р.Т., САНАКУЛОВ К.С., ТОЛСТОВ Е.А., ХУСАНОВ Н.Н., ШАРИПОВ Х.Т., ШЕМЕТОВ П.А.

Журнал зарегистрирован в УЗБЕКСКОМ АГЕНТСТВЕ ПО ПЕЧАТИ И ИНФОРМАЦИИ

Регистрационное свидетельство за № 07- 022 от 6 ноября 2003 года

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции: 706800, г. Навои, ул. Навои 51, Навоийский Государственный Горный институт. Тел. 8(436) 224-82-05, факс 224-90-41.

706801, г. Зарафшан, Административный корпус, Центральное рудоуправление НГМК. Тел. 8(436) 70438, 70354, 572-17-67, факс 8(436) 572-10-15, e-mail: checoms@mail.ru, Bibik_GVU@rambler.ru, gornvest@rambler.ru

Компьютерная верстка: КОПИНА Е.Н.

Дизайн обложки: БАННОВ А.Н.

Оттиражировано в типографии ООО «Тонг» г. Самарканд тел. 34-35-12

Подписано в печать 7.06.2004 г.

Тираж 700 экз.

В НАВОИЙСКОМ ГМК

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ

ЗАВОДУ № 2 И ВОДОВОДУ

«АМУДАРЬЯ - ЗАРАФШАН»

35 ЛЕТ!



YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ!

ШЕМЕТОВ П.А., ВДОВЕНКО А.В. Роль и место ЦПТ при отработке месторождения Мурунтау
КРАВЧЕНКО Ф.А. Проектные характеристики и технологический состав комплекса ЦПТ
КОЛОМНИКОВ С.С. Комплексный подход к разработке методов и средств интенсификации циклично-поточной технологии
ЛАШКО В.Т., ДАВРАНБЕКОВ У.Ю., КОЛОМНИКОВ С.С. Производительность перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте
КОЛОМНИКОВ С.С., СНИТКА А.Н. Выбор схемы поверхностного перегрузочного пункта при конвейерной доставке руды
КАБИРОВ А.Р. Технологические решения по развитию комплекса ЦПТ при ликвидации временного целика в карьере Мурунтау
НАИМОВА Р.Ш. Разработка технологических схем формирования высоких одноярусных отвалов ЦПТ на слабом основании
ФЕДЯНИН А.С. Геомеханическое обеспечение комплекса ЦПТ
САВЧУК А.В. Горно-транспортные комплексы и машины ОАО «Азовмаш»

FAN VA SANOAT / НАУКА И ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

МАЛЬГИН О.Н. Основные технологические решения по рудосепарации золотосодержащей горной массы
МАЛЬГИН О.Н., СЫТЕНКОВ В.Н., ШЕМЕТОВ П.А. Обоснование главных параметров горно-перерабатывающего комплекса при освоении крупных месторождений
СЫТЕНКОВ В.Н., ДАВРАНБЕКОВ У.Ю., БИБИК И.П. Согласование параметров размещения скважинных зарядов в массиве
ШЕМЕТОВ П.А. Основные направления совершенствования взрывных работ в Навоийском ГМК
ФЕДЯНИН С.Н. Концепция рудоподготовки с помощью РММ продуктов добычи на руднике Мурунтау
КАБИРОВ А.Р., СЕЙТБАЕВ Ш.А., МАЛЬГИН В.О. Опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов

GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

ГОЛИЩЕНКО Г.Н., КУСТОВА Л.А. Анализ качества аналитических работ фосфора и результатов крупнопорционного радиометрического опробования фосфоритов
ЖУМАМУРАТОВ А. Изучение элементных составов горных пород Карапалпакии

GEOTEKNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

ХУРСАНОВ Х.П., КРИВЕНКО Ю.Н., ГАЙ А.Ф. Определение зольности угля по данным гамма-съемки угольных складов
ХУРСАНОВ Х.П., ЧЕРНЫШОВ А.А., ЦОЙ А.Л. К вопросу потерь дутья и газа при подземной газификации
НАСЫРОВ У.Ф., НОРОВ Ю.Д., РАЖАБОВ А.И. Новая конструкция траншейного заряда ВВ
ЗАЙНИТДИНОВА Л.И., КУКАНОВА С.И., КОЛПАКОВА Е.В., ЛИЛЬБОК Л.А., САТТАРОВ Г.С. Оптимизация процесса бактериального окисления сульфидов в режиме кучного выщелачивания
ЗОЛОТАРЕВ Ю.П., БЕЛЕНКО А.П., ДЕМИДОВ Г.Н., ОХРИМОВ И.И., АРИСТОВ И.И., РУБЦОВ С.К. Определение эксплуатационных нормативов и учет потерь, разубоживания руды при отработке фосфопластов на карьере Ташкура

ГЕОМЕХАНИКА

РАИМЖОНОВ Б.Р., НОРОВ Ю.Д., ТУРАЕВ А.С., ТУХТАШЕВ Б.Т. Исследования усталостного ослабления прочности горных пород при многократных нагрузках в режиме сжатия и растяжения
НОРОВ Ю.Д., ТУРАЕВ А.С., ТУХТАШЕВ Б.Т., МАХМУДОВ А.М., МАХМУДОВ Ш.А. Исследования ослабления прочности горных пород методом раздавливания

FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

ХУДАЙБЕРГЕНОВ У., ЭРНАЗАРОВ М.Т., ДОЛГУШИН Н.Т. Исследование и разработка технологии извлечения благородных металлов и селена из сбросных растворов гидрометаллургического золота
КАДЫРОВ А.А. Компьютерная система мониторинга технологического оборудования гидрометаллургических заводов
ШАМИН В.Ю., ЭРГАШЕВ У.А., ПЕТУХОВ О.Ф. Совершенствование сорбционной технологии извлечения золота из углеродистых руд
ХАСАНОВ А.С. Физические свойства жидких шлаков и штейнов
АБДУРАХМАНОВ С.А., ХОЛИКУЛОВ Д.Б. Очистка молибденового концентрата от меди
АХМЕДОВ Х., ПОПОВ Е.Л., ХАЙДАРОВ А.А. Извлечение ценных металлов из лежалых хвостов Чадакской ЗИФ

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

ПУЛАТОВА О.М., КУКАНОВА С.И., ЛИЛЬБОК Л.А., МУЗАФАРОВ А.М., САТАРОВ Г.С., КУТЛИЕВ Д.К. Экологическая характеристика хвостохранилища золотоизвлекательного производства и микробная трансформация цианидов
ПЕТУХОВ О.Ф. Разработка и испытания электродов-сорбентов для очистки почв и подземных вод
БИКУЛОВ А.О. Прогноз пылегазового состава воздуха в атмосфере карьера

IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬНОСТЬ

ХАМРАЕВ С.С., ДАВРАНБЕКОВ А.У. Правовое регулирование отношений собственности в недропользовании
ДАВРАНБЕКОВ А.У. О формах собственности в сфере поиска, разведки и добычи на природные ресурсы

TARIX / ИСТОРИЯ

ХАСАНОВ А.С. История металлургии Узбекистана
АСТВАЦАТУРЯН Г.Г. Транспортные магистрали в пустыне Кызылкум

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Защита диссертации. Книжная новинка

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 3 стр. ЦПТ
На 4 стр. обложки: «Азовмаш»

С юбилеем !

1. **Шеметов П.А., Вдовенко А.В.** Роль и место ЦПТ при отработке месторождения Мурунтау.
2. **Кравченко Ф.А.** Проектные характеристики и технологический состав комплекса ЦПТ.
3. **Коломников С.С.** Комплексный подход к разработке методов и средств интенсификации циклично-поточной технологии.
4. **Лашко В.Т., Давранбеков У.Ю., Коломников С.С.** Производительность перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте.
5. **Коломников С.С., Снитка А.Н.** Выбор схемы поверхностного перегрузочного пункта при конвейерной доставке руды.
6. **Кабиров А.Р.** Технологические решения по развитию комплекса ЦПТ при ликвидации временного целика в карьере Мурунтау.
7. **Наимова Р.Ш.** Разработка технологических схем формирования высоких одноярусных отвалов ЦПТ на слабом основании
8. **Федянин А.С.** Геомеханическое обеспечение комплекса ЦПТ.
9. **Савчук А.В.** Горно-транспортные комплексы и машины ОАО «Азовмаш».

Наука и промышленность

1. **Мальгин О.Н.** Основные технологические решения по рудосепарации золотосодержащей горной массы.
2. **Мальгин О.Н., Сытенков В.Н.** Обоснование главных параметров горно-перерабатывающего комплекса при освоении крупных месторождений.
3. **Сытенков В.Н., Давранбеков У.Ю., Бибик И.П.** Согласование параметров размещения скважинных зарядов в массиве.
4. **Шеметов П.А.** Основные направления совершенствования взрывных работ в Навоийском ГМК.
5. **Федянин С.Н.** Концепция рудоподготовки с помощью РММ продуктов добычи на руднике Мурунтау.
6. **Кабиров А.Р., Сейтбаев Ш.А., Мальгин В.О.** Опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов.

Геология и геофизика

1. **Голищенко Г.Н.** Анализ качества аналитических работ на пятиокись фосфора и результатов крупнопорционного радиометрического опробования
2. **Жумамуратов А.** Изучение элементных составов горных пород Карапалпакии.

Геотехнология

1. **Хурсанов Х.П., Кривенко Ю.Н., Гай А.Ф.** Определение зольности угля по данным гамма-съемки угольных складов.

2. **Хурсанов Х.П., Чернышов А.А., Цой А.Л.** К вопросу потерь дутья и газа при подземной газификации угля.
3. **Насыров У.Ф., Норов Ю.Д., Ражабов А.И.** Новая конструкция траншейного заряда ВВ.
4. **Зайнитдинова Л.И., Куканова С.И., Колпакова Е.В., Лильбок Л.А., Саттаров Г.С.** Оптимизация процесса бактериального окисления сульфидов в режиме кучного выщелачивания.
5. **Золотарев Ю.П., Беленко А.П., Демидов Г.Н., Охримов И.И., Аристов И.И., Рубцов С.К.** Определение эксплуатационных нормативов и учет потерь, разубоживания руды при отработке фосфопластов на карьере Ташкура.

Геомеханика

1. **Раимжонов Б.Р., Норов Ю.Д., Тураев А.С., Тухташев Б.Т.** Горные породы при многократных нагрузках в режиме сжатия и растяжения.
2. **Норов Ю.Д., Тураев А.С., Тухташев Б.Т., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А.** Исследование ослабления прочности горных пород методом раздавливания.

Обогащение и металлургия

1. **Худайбергенов У., Эрназаров М.Т., Долгушин Н.Т.** Исследование и разработка технологии извлечения благородных металлов и селена из сбросных растворов гидрометаллургии золота
2. **Кадыров А.А.** Компьютерная система мониторинга технологического оборудования гидрометаллургических заводов.
3. **Шамин В.Ю., Эргашев У.А., Петухов О.Ф.** Совершенствование сорбционной технологии извлечения золота из углистых руд.
4. **Хасанов А.С.** Физические свойства жидких шлаков и штейнов.
5. **Абдурахманов С.А., Холикулов Д.Б.** Очистка молибденового концентрата от меди.
6. **Ахмедов Х., Попов Е.Л., Хайдаров А.А.** Извлечение ценных металлов из лежалых хвостов Чадакской ЗИФ.

Экология и техническая безопасность

1. **Пулатова О.М., Куканова С.И., Лильбок Л.А., Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Кутлиев Д.К.** Экологическая характеристика хвостохранилища золотоизвлекательного производства и микробная трансформация цианидов.
2. **Петухов О.Ф.** Разработка и испытания электродов–сорбентов для очистки почв и подземных вод.
3. **Биккулов А.О.** Прогноз пылегазового состава воздуха в атмосфере карьера.

Экономика и управление

1. **Хамраев С.С., Давранбеков А.У.** Правовое регулирование отношений собственности в недропользовании.
2. **Давранбеков А.У.** О формах собственности в сфере поиска, разведки и добычи на природные ресурсы.

История

1. *Хасанов А.С.* История металлургии Узбекистана.
2. *Аствацатурян Г.Г.* Транспортные магистрали в пустыне Кызылкум.

Информация

РОЛЬ И МЕСТО ЦПТ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ

Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук; **Вдовенко А.В.**, председатель артели старателей «Поток»

Особенностями открытых горных работ являются рост глубины карьеров и, следовательно, расстояния транспортирования. Эти обстоятельства определяют направления развития технологического транспорта. Один из путей повышения экономичности работы глубоких карьеров - это применение циклично-поточной технологии (ЦПТ). Циклично-поточная технология применяется в карьерах при разработке железорудных, меднорудных, фосфатных, угольных месторождений, а также на карьерах нерудных полезных ископаемых во многих странах мира. Наиболее крупные полустационарные и передвижные дробильно-перегрузочные комплексы (ПДПК) работают в карьерах: Сишен (ЮАР) - 2400 т, 6000 т/ч, Фостер Веоман (Великобритания) - 110 т, 3900 т/ч, Смоки Вэлли (США) - 1500 т, 6000 т/ч, Хайман Вэлли (Канада) - две дробилки по 1500 т производительностью до 6000 т/ч. Разработаны проекты ПДПК для ряда карьеров в Чили, Канаде, США, Австралии. Наибольшее распространение получили схемы ЦПТ с самоходными дробильными агрегатами (СДА) и ПДПК, конструктивно представленные в модульном исполнении.

ЦПТ применяются на крупных горнорудных карьерах в России, Украине, Узбекистане. Вместе с тем не на всех карьерах удалось добиться полного освоения введенных мощностей. Так, по карьерам Кривбасса ожидалось увеличение производительности в 1,5-2 раза, фактически прирост составил 10-17 %, а себестоимость добычи руды возросла с 2,11 до 2,31 руб./т. В настоящее время можно услышать диаметрально противоположные оценки применения ЦПТ. Положительно оценивает ЦПТ и строит новые мощности Ковдорский ГОК, а Стойленский ГОК демонтировал конвейерную линию. Столь противоположные оценки и подходы, скорее всего, стали следствием непредвиденных и неучтенных на стадии проектирования и строительства технологических, технических и организационных особенностей ЦПТ. Одна из важнейших причин - недостаточно учитывается вероятностный характер функционирования комплексов ЦПТ. Поэтому при дальнейшем совершенствовании ЦПТ необходимо увеличить ее адаптационную способность к изменяющимся условиям разработки.

По объемам перемещения скальных пород и руд золотодобывающий карьер Мурунтау занимает одно из ведущих положений в мире. В карьере Мурунтау на 01.01.2004 г. извлечено около $1100 \cdot 10^6 \text{ м}^3$ вскрыши; на гидрометаллургические заводы отгружено около 600 млн т золотосодержащего сырья. Такой объем горных работ в практике российских и зарубежных карьеров встречается редко. Основным технологическим решением по совершенствованию отработки месторождения Мурунтау явился переход в условиях глубокого карьера со скальными породами от циклической к ЦПТ

горных работ. Карьер Мурунтау - пример удачного внедрения ЦПТ. Общий объем горной массы, выданный из чаши карьера по конвейерным линиям комплекса ЦПТ за 20-летнюю эксплуатацию (с ноября 1984 г.) составляет более 800 млн т, из них - около 200 млн т руды. Как показала практика, если в начале удельный вес горной массы, выданной через конвейерные линии и уложенной в отвалы, составлял всего 12,6 % (1984 г.), то в результате выполненных мероприятий по модернизации и совершенствованию существующего комплекса ЦПТ составляет 80,9 % (2004 г.) от общего объема извлеченной горной массы из карьера.

Выемочно-погрузочное оборудование карьера представлено канатными и гидравлическими экскаваторами с емкостью ковша $8,0 \div 26,0 \text{ м}^3$. Показатели работы горно-транспортного комплекса, по очередям отработки карьера представлены в табл. 1.

Снижение производительности технологического автотранспорта при росте расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы предопределяет необходимость периодического технического перевооружения транспортного звена. Увеличение грузоподъемности и переход на более производительные самосвалы позволяет сокращать их количество и интенсифицировать горно-транспортные работы. Технологический автотранспорт карьера представлен импортными самосвалами CAT-785B; CAT-789C и R-170 фирм «Caterpillar» и «Euclid» грузоподъемностью, соответственно, 136, 190 и 170 т.

На карьере внедрена автоматизированная система управления экскаваторно-автомобильным комплексом, функционирующая на базе космической навигационной технологии GPS, позволяющая контролировать положение каждого самосвала в реальном времени, оперативно перераспределять их маршруты.

Сложное геологическое строение рудных зон определило селективную отработку месторождения. Балансовая руда отгружается на два внешних ППК, расположенных на западном и восточном флангах карьера, с последующей ее перегрузкой в думпкары и доставкой по железной дороге на гидрометаллургические заводы Навоийского ГМК. Вскрышная порода и бедная руда из чаши карьера транспортируется конвейерными линиями (КЛ) в отвалы ЦПТ, а также автотранспортом на внешние бульдозерные отвалы и склады. Забалансовая руда, заскладированная на борту карьера подается КЛ второго комплекса ЦПТ на участок кучного выщелачивания (КВ) (рис. 1).

Комплекс ЦПТ предназначен для транспортировки скальных вскрышных пород и бедной руды из чаши карьера. Включает в себя две КЛ, одна из которых ориентирована на транспортировку вскрышной породы, а другая позволяет вести совместную транспортировку

Таблица 1

Работа горно-транспортного комплекса по очередям отработки карьера

Показатели	I очередь (1967–1971 гг.)	II очередь (1972–1976 гг.)	III очередь (1977–1995 гг.)	IV очередь состояние на 01.07.2004 г.
Буровые станки				
Объем бурения, км	855,4	2435,1	16975,6	7572,9
Годовая производительность одного среднесписочного станка, км	15,6	29,0	42,1	44,7
Объемы взорванной горной массы, млн м ³	46,2	117,0	614,8	239,1
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	54,0	48,0	36,2	35,1
Экскаваторы				
Объемы экскавации, млн м ³	36,2	110,4	656,0	260,4
Годовая производительность одного среднесписочного экскаватора, млн м ³	0,614	1,061	1,598	1,760
Автомобильный транспорт				
Объем перевозок горной массы, млн т	94,1	287,0	1677,5	663,6
Грузооборот, млн т км	222,1	745,6	5297,4	2495,1
Годовая производительность одного среднесписочного автосамосвала, млн т км	3,19	3,93	23,4	30,3
Конвейерный транспорт				
Объем перевозок горной массы, млн м ³	-	-	142,6	147,6
Среднегодовая производительность комплекса ЦПТ, млн м ³	-	-	11,9	19,9

забалансовой руды и минерализованной горной массы. Поточное звено представлено двумя КЛ состоящих каждая из 4-х конвейеров и одного отвалообразователя ОШС-4000/125. Стыковка циклического и поточного звеньев осуществляется при помощи трех стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), размещаемых на концентрационных горизонтах через 30 м по глубине карьера. ДПП включает приемный бункер,

пластинчатый или ленточный питатель тяжелого типа, конусную дробилку КВКД-1200/200. Технологическая схема ЦПТ карьера Мурунтау представлена на рис. 2.

Совершенствование ЦПТ в глубоком карьере, как показывает опыт эксплуатации с 1984 г., достигается за счет технической, технологической и организационной модернизации комплекса (табл. 2).

Распределение горной массы, отгруженной через грохотильно-дробильные перегрузочные пункты и вывезенной по конвейерным линиям комплекса ЦПТ за 20-летний период эксплуатации (1984–2004 гг.) представлен на рис. 3.

Так как строительство ДПП запаздывало, а поточное звено комплекса ЦПТ карьера Мурунтау было готово, то в 1984 г. принимается решение начать опытно-промышленную эксплуатацию комплекса с ГрПП. ГрПП был установлен на гор.+495 м. По мере понижения горных работ и увеличения расстояния транспортирования эксплуатация ГрПП стала экономически нецелесообразной с в 1990 г. - грохот был демонтирован. За время эксплуатации с 1984 по 1990 гг. через ГрПП было отгружено 7185 т м³, что составляет 2,4 % горной массы. В 1985 г. на гор.+465 м был построен и сдан в эксплуатацию ДПП-1, в 1986 г. - ДПП-2 (гор.+435 м), в 1988 г. - ДПП-3 (гор.+405 м). Горная масса, отгруженная через ДПП с начала эксплуатации, соответственно, составляет 38,5 %; 33,2 %; 25,9 %. При этом по мере понижения горных работ роль ДПП-3 возрастает. По КЛ-1 вывезено и уложено в отвалы и склады: породы - 21,6 %, забалансовой руды - 20,7 %. Применение КЛ-1 для транспортирования забалансовой руды повышает производительность комплекса ЦПТ, но, тем не менее, не обеспечивает его полной загрузки. Вторая конвейерная линия

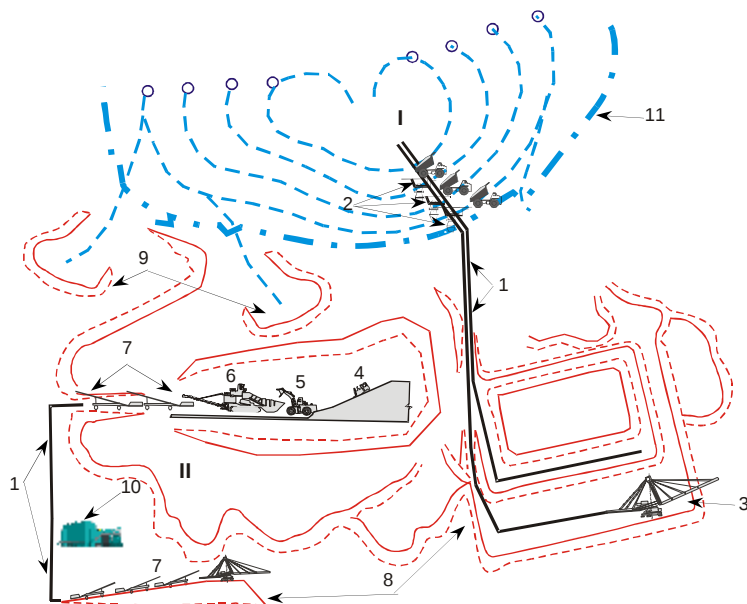


Рис. 1. Применение циклично-поточной технологии на карьере:

I - зона ЦПТ со стыковкой циклического и поточного звеньев через дробильно-перегрузочные пункты; II - зона ЦПТ на внешних рудных складах с использованием самоходного дробильного оборудования; 1 - КЛ; 2 - ДПП в чаше карьера; 3 - отвалообразователь ОШС-4000/125; 4 - бульдозер; 5 - фронтальный погрузчик; 6 - самоходная дробилка «Нордберг»; 7 - мобильные конвейерные перегрузчики; 8 - конвейерные отвалы; 9 - автомобильные отвалы; 10 - дробильный комплекс подготовки руды для КВ; 11 - контур карьера

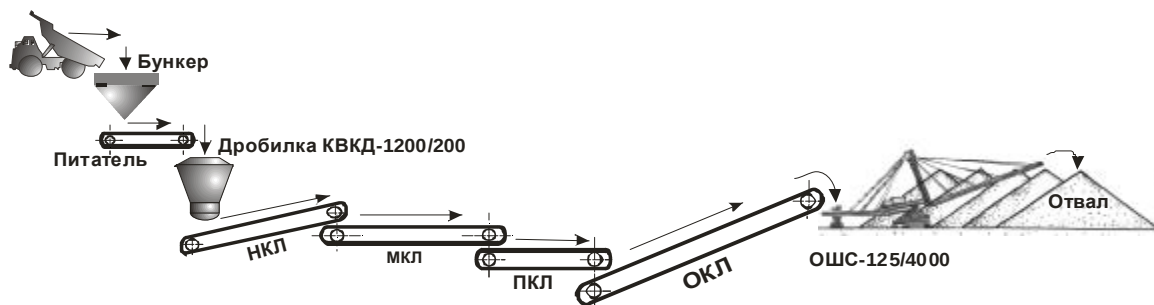


Рис. 2. Схема циклично-поточной технологии на карьере Мурунтау:
НКЛ, МКЛ, ПКЛ, ОКЛ - наклонная; магистральная, передаточная, отвальная конвейерные линии;
ОШС - отвалообразователь шагающий скальный

Таблица 2

Модернизация комплекса ЦПТ

Техническая:	Технологическая:	Организационная:
- замена дисковых питателей в узлах перегрузки конвейеров на пассивные питатели бесприводного типа; - замена металлической футеровки самофутерующимися элементами; - замена на ДПП пластинчатого питателя среднего типа сначала пластинчатым питателем тяжелого типа, а затем ленточным питателем; - применение тиристорной схемы пуска многодвигательного привода конвейеров вместо контакторной схемы с роторными сопротивлениями (12 ступеней); - применение разъемной чаши дробилки	- внедрение «блуждающих» догрузочно-накопительных складов между циклическим и поточным звеньями (увеличение производительности на 3,0-3,5 млн м³ в год); - транспортировка комплексом двух сортов горной массы; - дифференцированный выбор параметров БВР с оптимизацией дробления пород по минимуму энергозатрат в технологическом потоке; - формирование высоких отвалов при сохранении устойчивости системы «машина-отвал» и отказе от сохранения устойчивости системы «отвал – основание» (управляемое сдвигание пород в отвале); - отказ от применения автомобильного предотвала на слабом основании; - увеличение шага передвижки отвального конвейера на 25-30 %; - веерные передвижки отвального конвейера; - формирование пионерной дамбы путем отсыпки насыпи отвалообразователем в торце конвейера	- изменение режима работы циклического и поточного звеньев комплекса (увеличение продолжительности смены с 8 до 12 час.); - проведение смены водителей «на линии»; - управление экскаваторно-автомобильным комплексом с использованием системы GPS спутникового контроля положения объектов; - оптимизация режима горных работ на основе компьютерных программ; - увеличение грузоподъемности автосамосвалов с 75÷110 т до 140÷190 т

использовалась в основном для транспортирования скальных вскрышных пород - 57,3 %.

Развитие ЦПТ на карьере по годам представлено на рис. 4. Отрицательные тенденции, связанные с отставанием строительства перегрузочных пунктов от раз-

вития горных работ и понижения рабочей зоны, характерны и для карьера Мурунтау. Вследствие чего к моменту ввода в эксплуатацию ДПП не происходит запланированного сокращения расстояния транспортирования горной массы и эффективность использования

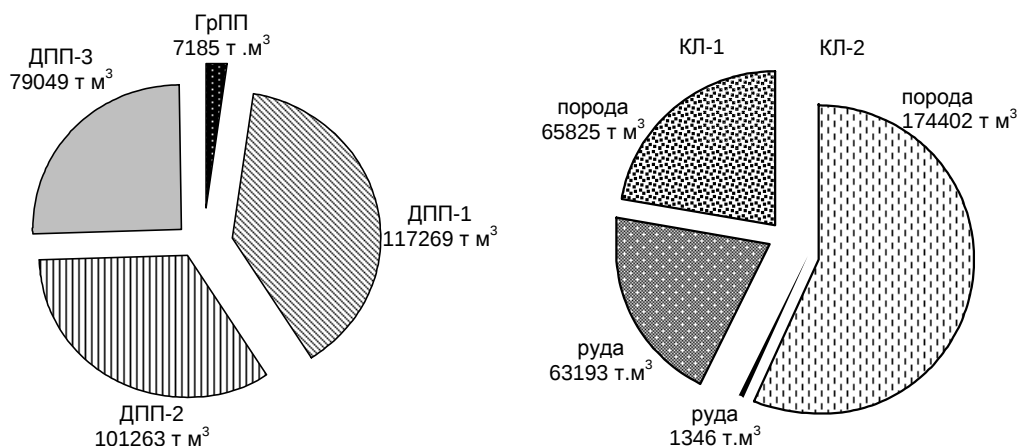


Рис. 3. Распределение горной массы отгруженной через грохотильно-дробильные перегрузочные пункты и вывезенной по конвейерным линиям комплекса ЦПТ за 1984-2004 гг.

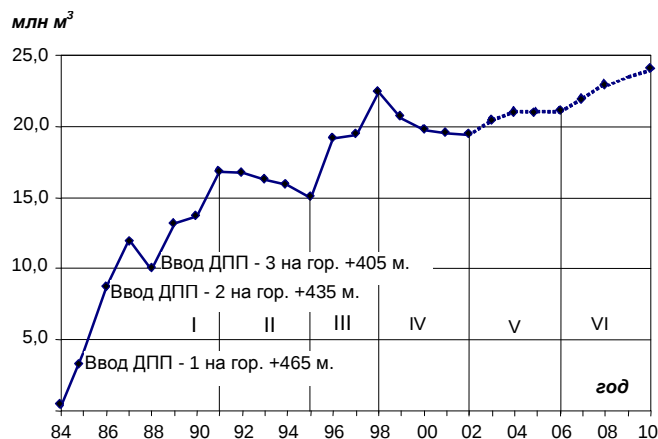


Рис. 4. Развитие ЦПТ на карьере Мурунтау по годам

ЦПТ существенно снижается (зона I; II и IV рис. 4). Рост производительности (зона III рис. 4) достигнут с предпринятыми мерами по совершенствованию ЦПТ в глубоком карьере и заменой циклического звена с самосвалов БелАЗ-549 и БелАЗ-7519 на самосвалы типа САТ-758 В и R-170, а в зоне V (рис. 4), дополнительным вводом самосвалов САТ-789 С.

Одним из основных направлений повышения эффективности существующего комплекса ЦПТ в условиях карьера Мурунтау является переход от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам (КНК), способным осуществлять транспортировку горной массы под углом, достигающим 90^0 (зона VI рис. 4). Следует отметить, что в последнее время КНК начинает находить все большее применение в горнодобывающей промышленности за рубежом, как, например, на меднорудном карьере «Майданпек» в Югославии. Ведутся проектные проработки по использованию КНК на карьерах Костомукшинском, Ковдорском, Сухой Лог, Эрдэнэт. Таким образом, постановка вопроса о целесообразности применения КНК на карьере Мурунтау является своевременной и актуальной. Выполнено ТЭО «Развитие комплекса ЦПТ карьера Мурунтау на основе внедрения опытно-промышленного мобильного дробильно-перегрузочного комплекса». Предусмотрена ликвидация действующих конвейерных подъемников и ДПП, строительство новых модульных дробильно-перегрузочных пунктов, в том числе с КНК. Существующие магистральные КЛ расположенные на борту карьера используются для транспортировки породы во внешние отвалы. Для транспортировки руды на северо-восточном борту карьера создается самостоятельный конвейерный комплекс. Мобильный дробильно-перегрузочный комплекс разработан компанией «Howard Trading Inc» (г. Киев) совместно со специалистами Навоийского ГМК. Технологическая схема привязки предлагаемого комплекса представлена институтом УкрНИИпроект.

Опыт применения циклично-поточных технологий на карьере Мурунтау, на зарубежных рудных карьерах конструкторские и проектные разработки показывают, что широкое внедрение ЦПТ на горнодобываю-

щих предприятиях должно базироваться на использовании новой горнотранспортной техники с созданием дробильных комплексов с параметрами и показателями, отвечающими специфическим горнотехническим и горногеологическим условиям глубоких мощных карьеров. Наиболее перспективным для глубоких карьеров является применение в схемах ЦПТ передвижных и самоходных дробильных установок, крутонаклонных конвейеров. Их использование принято в качестве определяющего элемента в стратегии развития карьера Мурунтау. Опыт, накопленный в процессе эксплуатации ЦПТ в Навоийском ГМК, дает основания для широкого применения поточного вида транспорта.

Передвижные комплексы должны обеспечивать: функциональное сочленение циклического (автотранспорт) и поточного (конвейер) звеньев схемы ЦПТ; прием скальной горной массы от автосамосвала в приемный бункер; подачу скальной горной массы из бункера в дробилку; дробление скальной горной массы до класса – 250 мм; возможность дробления негабаритных кусков (больше приемной щели дробилки); возможность демонтирования оборудования и переноса его на другой концентрационный горизонт; поддержание оптимального расстояния транспортирования горной массы автосамосвалами от забоев экскаваторов до перегрузочного пункта; соответствие условиям эксплуатации при температуре воздуха от 80 до -20^0C .

Передвижные дробильно-перегрузочные комплексы создаются как временные объекты блочного типа, монтируемые на месте эксплуатации из отдельных сборно-разборных элементов, выполненных по функциональному принципу и включающих основное технологическое оборудование, а также разборные металлоконструкции многократного применения. При этом объемы подготовительных горных и строительных работ на месте монтажа минимальные. В комплексы входят следующие основные сборочные единицы: модуль бункера, модуль дробилки, передаточный конвейер или пластинчатый питатель, электрооборудование, транспортные средства.

Определены основные параметры и требования к рабочим характеристикам дробилки: шнеко-зубчатая; производительность – 1400 т/ч, максимальный размер загружаемых кусков – 1300 мм, ширина разгрузочной щели – 250 мм, средняя частота перемещения в карьере – 1 раз в 2 года, возможность перемещения в карьере – на участках с 10 %-м уклоном, рабочая высота – 5-6 м, бункер – вместимостью – 80 м³, максимальная продолжительность монтажа – 2 мес.

Таким образом, карьер Мурунтау является примером удачного внедрения ЦПТ. Для горнотранспортных комплексов при отработке месторождения Мурунтау свойственны: необходимость периодического технического перевооружения горнотранспортного звена; модернизация и реконструкция комплекса ЦПТ с переходом от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам и внедрение ЦПТ с самоходным дробильным оборудованием.

ПРОЕКТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ СОСТАВ КОМПЛЕКСА ЦПТ

Кравченко Ф.А., зам. главного инженера по горным работам рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

За более чем тридцатилетний срок отработки карьера Мурунтау строительство его велось очередями, неоднократно производилась замена горно-транспортного оборудования на более производительное. Так, грузоподъемность автосамосвалов за этот период с 27 т доведена до 140-190 т (рис. 1). Соответственно сменился и экскаваторный парк - от ЭКГ-4,6 до ЭКГ-15 и далее - гидравлических экскаваторов с ковшом вместимостью до 26 м³. Построен и работает комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ), состоящий из двух линий конвейеров: наклонных (НК), расположенных в траншее (15⁰) на южном борту карьера (рис. 2), магистральных (МК) (рис. 3), передаточных (ПК), отвальных (ОК) и двух отвалообразователей

ОШС-450-/125 (рис. 4). Техническая характеристика оборудования комплекса ЦПТ приведена в таблице.

Дробленую взрывом горную массу крупностью до 1200 мм из забоев автотранспортом доставляют на разгрузочную площадку дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) и выгружают в бункер вместимостью 360 м³, откуда пластинчатым питателем подают в дробилку КВКД-1200/200 производства НКМЗ, а после дробления - на наклонные конвейеры.

Для сглаживания неравномерности работы циклического и поточного звеньев комплекса с 1991 г. применяют внутрикарьерные склады руды и породы, размещаемые на расстоянии 200-400 м от ДПП, заполнение которых производят во время остановок, а отгрузку из



Рис. 1. Разгрузка автосамосвала R-170 на ДПП



Рис. 2. Конвейерный подъемник поточного звена ЦПТ

Т а б л и ц а

Техническая характеристика оборудования комплекса ЦПТ

Показатели	Наименование оборудования	Питатель типа 1-24-150	Дробилка КВКД-1200/200	Конвейеры				ОШС 4000/125
				НК; НК-I НК; НК-II	МК-I МК-II	ПК-I ПК-II	ОК-I ОК-II	
Производительность:								
- в целике, м ³ /ч		1333	1333	2666	2666	2666	2666	2666
- в рыхлом теле, м ³ /ч		2000	2000	4000	4000	4000	4000	4000
- весовая, т/ч		3500	3500	7000	7000	7000	7000	7000
Транспортируемый материал		Крупнокусковая горная масса крепостью до $f = 16$						
Максимальный размер куска, мм		2000	1200	500	500	500	500	500
Скорость движения ленты рабочая (ремонтная), м/с		0,1-0,2	20,4 об/мин	3,15 (0,5)	3,15 (0,5)	3,15 (0,5)	3,15 (0,5)	3,15
Ширина ленты, мм		2400	-	2000	2000	2000	2000	2000
Мощность привода, кВт		140	2×500	$\frac{6 \times 630}{6 \times 630}$	$\frac{4 \times 630}{4 \times 630}$	$\frac{3 \times 630}{3 \times 630}$	$\frac{4 \times 630}{4 \times 630}$	2×500
Длина конвейера, м		15	-	$\frac{465; 142}{465; 142}$	$\frac{985}{1892}$	$\frac{580}{1180}$	$\frac{910}{1806}$	125
Разрывное усилие в ленте, кг/см				5000	5000	3150	3150	3150
Масса оборудования, т		135	305	-	-	-	-	1250
Угол наклона конвейера, град		+7	0	+15	$\frac{+3}{+3}$	$\frac{+2}{+2}$	$\frac{+1}{0}$	0 + 18



Рис. 3. Поверхностный комплекс линейных конвейеров ЦПТ

них - после запуска конвейеров. Через эти склады ежегодно проходит более 3 млн м^3 горной массы.

Отвальные конвейеры смонтированы на автомобильных отвалах (отметка + 565 м) первой и (отметка + 505 м) второй линии. Отсыпку породы отвалообразователями производят двумя ярусами высотой по 60 м нижний и 30 м - верхний, с постоянным (при каждой передвигке ОК) повышением горизонта установки отвалообразователя и отвального конвейера (рис. 5).

К настоящему времени высота нижнего яруса достигла 100 м на обеих линиях. Передвигка отвальных конвейеров обеих линий вначале производилась по параллельной схеме с наращиванием передаточных конвейеров на шаг передвигки сначала на 68 м, впоследствии на 84 м, а с 1987 г. - на 100 м. На первой линии с 1989 г. отвальный конвейер передвигался по верной схеме с его наращиванием или укорачиванием при передвигке.

В 1999 г. произведен ремонт отвального конвейера первой линии на отметку + 590 м (ранее отсыпанный верхний ярус этого же комплекса).

При разработке проекта ЦПТ рассматривались подробно два варианта перегрузочных узлов комплекса: с применением грохочения горной массы и с применением дробления. Техничко-экономическое сравнение схем с грохочением и дроблением показало преимущество схемы с дроблением за счет следующих факторов: значительного улучшения и организации ведения горных и транспортных работ на карьере; уменьшения объемов горных работ по установке наклонных конвейеров на 270 тыс м^3 ; уменьшение дальности транспортировки вскрыши (не нужно вывозить негабарит, уменьшается количество съездов, сокращается дальность транспортировки на погрузочных пунктах за счет расположения наклонных конвейеров в одной траншее). Количество автосамосвалов БелАЗ-548 уменьшается на 17 шт., а БелАЗ-549 - на 9 шт.

В результате рассмотрения было принято решение принять к дальнейшей проработке в качестве основного варианта технологическую схему с дробильно-погрузочными пунктами. Основными вопросами, рассматриваемыми в горно-транспортной части проекта, стали: выбор количества конвейерных линий, необхо-



Рис. 4. Отвалообразователь ОШС 4000/125

димого для перевозки заданного объема вскрыши в 30,5 млн м^3 в год; выбор горизонтов расположения дробильно-погрузочных пунктов вскрыши; выбор схемы отвалообразования.

Для решения указанных вопросов были выполнены технико-экономические расчеты по методике, разработанной в научном отделении института УкрНИИпроект. Все расчеты выполнялись на год освоения проектной мощности комплекса ЦПТ.

В основу выбора параметров бункера и оборудования дробильно-погрузочного пункта были положены: непрерывная и равномерная загрузка конвейерного транспорта породой с куском не более 500 мм, рациональное использование автотранспорта и минимальные затраты на строительство.

На основании произведенных расчетов и конструктивных соображений, учитывающих компоновку и габариты оборудования, было принято: полезная емкость бункера - 360 м^3 ; питатель пластинчатый, установленный под приемным бункером тяжелого типа 1-24-150 по ГОСТ 7424-71. Привод питателя снабжен двигателем постоянного тока (Д816У1, $N=140$ кВт и $n=490$ об/мин), что обеспечивает плавную регулировку скорости полотна в пределах 0,1-0,2 м/сек. Производительность питателя - 2000 $\text{м}^3/\text{ч}$. Для предохранения полотна питателя от постоянных динамических нагрузок при разгрузке автосамосвалов в приемном бункере устанавливаются указатели нижнего и верхнего уровней; дробилка конусная ККДВ-1200/200 разработана Новокраматорским машзаводом. В этой дробилке в отличие от существующих (ККД УЗТМ), вращается чаша, что создает условия для избирательного дробления. Загрузка производится в одном месте, что позволяет более мелким кускам свободно пройти через разгрузочную щель. Более крупные куски захватываются вращающейся чашей, освобождая зону загрузки. Несмотря на большую производительность дробилки - 2000 $\text{м}^3/\text{ч}$, габариты ее сравнительно небольшие, а расход мощности зависит в основном от объема дробления; питатель вибрационный, бункерный - ПВБ-3,0/3,0.

Автосамосвалы разгружаются в приемный бункер, днищем которого служит подвижное полотно питателя пластинчатого. С питателя порода равномерно через

узел перегрузки между питателем и дробилкой загружается в конусную дробилку. Вся просыпь подборщиком транспортируется через устройства для её сбора в бункерную часть фундамента дробилки. Направление потока дробленой породы регулируется секторными затворами. Затворы заблокированы так, что закрытие одного влечет за собой открытие другого. Для закрытия затвора предварительно останавливаются питатель и дробилка. Таким образом, секторный затвор перекрывает пустой желоб, не встречая сопротивления потока. Разгруженная на наклонный конвейер порода транспортируется в отвалы.

Конвейерно-отвальный комплекс, используемый для транспортирования и укладки в отвалах крупнокусковых вскрышных пород, состоит из ленточных стационарных и передвижных конвейеров, отвалообразователя и вспомогательного оборудования.

В состав ленточных конвейеров, разработанных институтом УкрНИИпроект на стадии технического проекта, входят наклонный, магистральный, передаточный и отвальный конвейеры.

Наклонный, магистральный и передаточный конвейеры являются стационарными. Однако, приводная станция передаточного конвейера выполнена на рельсовом ходу и может передвигаться в продольном направлении по мере наращивания длины конвейера. Отвальный конвейер передвижной. Линейные секции конвейеров опираются на металлические шпалы, связанные между собой рельсами. Приводные станции, расположенные в головной и хвостовой частях отвального конвейера, перемещаются по рельсовому пути, уложенному поперек конвейера с помощью приводных тележек.

Все конвейеры состоят из канатных ставов, оборудованных 3-х роликовыми шарнирными роlikоопорами с углом наклона боковых роlikов - 35° , а в местах загрузки 5-ти роликовыми обрeзиненными шарнирными роlikоопорами. Нижние роlikоопоры 2-х роlikовые, V - образные с набором резиновых колец. Канатный став конвейеров, представляет собой набор 8-ми метровых опорных секций, анкерных и натяжных рам связанных между собой двумя секционированными стальными канатами диаметром 27 мм. Лента конвейеров резинотросовая шириной 2000 мм и прочностью 3150 и 5000 кг/см. Скорость движения ленты: в рабочем режиме - 3,15 м/с; при ремонтных и наладочных работах - 0,5 м/с.

Привод наклонного конвейера двух барабанный, пяти двигательный, расположен в головной части конвейера. Натяжное устройство грузовое и расположено в хвостовой части конвейера. На магистральном и передаточном конвейерах привод двух барабанный, четырех и трех двигательный, соответственно. Привод и натяжное устройство расположены в головной части конвейера.

Отвальный конвейер по проекту должен был оборудован трехбарабанным приводом. В головной части конвейера установлены два приводных барабана и натяжное устройство, третий приводной барабан - хвостовой. Однако, из-за сложности и сбоев в согласован-

ности работы приводов на концевой и приводной станциях конвейера от этого варианта пришлось отказаться и остановиться на варианте с расположением привода только на приводной станции. Металлоконструкции приводных станций балочного типа сварные. Приводные барабаны для увеличения тяговой способности футерованы резиной. На конвейерах предусмотрена установка плужковых сбрасывателей для очистки нерабочей стороны ленты, а также скребковых очистных щеток. Очистка барабанов производится скребками ножевого типа. Подшипники барабанов и роlikоопор заполняются долговременной морозостойкой смазкой. Система смазки зубчатых колес и подшипников редукторов централизованная, циркуляционная с воздушным охлаждением и электрическим подогревом. На всех конвейерах предусмотрено легко монтируемое или демонтируемое укрытие из волнистого стального листа для защиты ленты от атмосферных осадков.



Рис. 5. Развитие конусных отвалов комплекса ЦПТ

Для предупреждения повреждений и быстрого износа ленты в местах ее загрузки под ДПП проектом предусмотрена установка валковых питателей, а в местах перегрузки с конвейера на конвейер - располагались двухдисковые питатели, обеспечивающие подачу материала с минимальной высоты, центровку потока и скорость, равную скорости движения ленты конвейера. Однако, при монтаже комплекса они были исключены из проекта и заменены на самофутерующиеся бункеры, которые в процессе эксплуатации зарекомендовали себя как очень эффективные и простые в обслуживании узлы. Для перегрузки транспортируемого материала с отвального конвейера на отвалообразователь предусмотрена перегрузочная тележка, перемещающаяся по рельсовому пути вдоль отвального конвейера. Элементы механического оборудования и металлоконструкций конвейеров (редукторы, привода, натяжное устройство, барабаны, линейные секции, опорные стойки роlikоопор) максимально унифицированы. Электрооборудование конвейеров размещено в закрытых распредустройствах. Для наклонных и магистральных конвейеров распредустройства находятся в зданиях, расположенных возле приводных станций. Электрооборудование передаточного и отвального

конвейеров размещено в передвижных распределительных устройствах, расположенных рядом с приводными станциями.

Схема управления конвейерами предусматривает следующие режимы работ: а) автоматическое управление; б) дистанционное управление для ремонтных и наладочных работ с пульта оператора; в) местное управление для ремонтных и наладочных работ со скоростью движения ленты 3,15 м/с и 0,5 м/с.

Выбор режима управления конвейерами, подготовка к пуску, включение и отключение конвейеров осуществляется оператором. Пульт оператора установлен в диспетчерском пункте на борту карьера. В качестве отвалообразователя принят одноконвейерный отвалообразователь, разработанный Ждановским заводом тяжелого машиностроения.

Конвейерный отвалообразователь состоит из приемной и отвальной консолей конвейера. Надстройки ходового оборудования и опорной тележки. Отвальная

консоль может менять свое положение в вертикальной плоскости при помощи механизмов подъема. Приемная консоль соединена телескопически с опорной тележкой устанавливаемой на рельсовом пути отвального конвейера. Элементы конвейера унифицированы со стационарными конвейерами. Ходовое оборудование – шагающее рельсового типа. Такой тип хода позволяет, развернувшись на базе, осуществлять движение в любом направлении, причем отвальная консоль в плане всегда расположена перпендикулярно оси движения отвалообразователя.

Конвейерно-отвальный комплекс укомплектован турнодозером для передвижки отвального конвейера, вулканизационными прессами, устройством для замены и навески ленты, подборщиком просыпей, и навесным оборудованием для замены роликоопор.

УДК 622

© Коломников С.С. 2004 г.

КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К РАЗРАБОТКЕ МЕТОДОВ И СРЕДСТВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Коломников С.С., начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

При разработке сложно-структурных месторождений ЦПТ имеет существенные отличительные особенности, связанные с изменчивостью грузопотоков из рабочих зон карьера и разнообразием потребительских свойств транспортируемой горной массы (руда балансовая, забалансовая; вскрышные породы), что в итоге оказывает отрицательное влияние на эффективность работы автомобильно-конвейерного транспорта. В этих условиях повышение эффективности и дальнейшее совершенствование ЦПТ возможно только на основе увеличения ее адаптационной способности к изменяющимся условиям открытой разработки сложно-структурных месторождений (физико-механических свойств горных пород, структуры массива, неравномерности грузопотоков и т.д.). Поэтому разработка методов и средств интенсификации ЦПТ в условиях изменения глубины карьера, физико-механических свойств горных пород и потребительских свойств горной массы, обеспечивающих повышение эффективности работы циклично-поточной технологии и, следовательно, всего горно-транспортного оборудования в глубоких карьерах, является актуальной задачей.

Опыт эксплуатации ЦПТ в глубоких карьерах свидетельствует о том, что большинство дробильно-конвейерных комплексов работают с неполной загрузкой, уровень которой в настоящее время составляет 50-60 % от проектной, что является следствием непредвиденных и неучтенных на стадии проектирования и строительства технологических, технических и организационных особенностей ЦПТ.

Для сложно-структурного месторождения выполнен анализ работы комплекса ЦПТ карьера Мурунтау.

Рассмотрены структурные схемы взаимодействия элементов в его объектах. Результаты расчетов показателей надежности поточного звена комплекса ЦПТ свидетельствуют о том, что обе конвейерные линии смогут одновременно работать 72 % и 24 %, соответственно, продолжительности смены и месяца, причем только 55 % и 7 % с проектной нагрузкой. Время работы конвейеров в течение месяца составит $t_p = 555$ ч (77 % календарного фонда времени), т.е. имеется значительный потенциал, не реализованный в проектных решениях и практике работы.

Выполненный анализ распределения режимного времени и показателей надежности работы комплекса ЦПТ позволил установить, что между аварийными простоями комплекса и временем на проведение планово-предупредительных ремонтов имеется взаимосвязь (рис. 1), которая описывается параболической зависимостью. Это позволило на основании их оптимального соотношения разработать систему технического

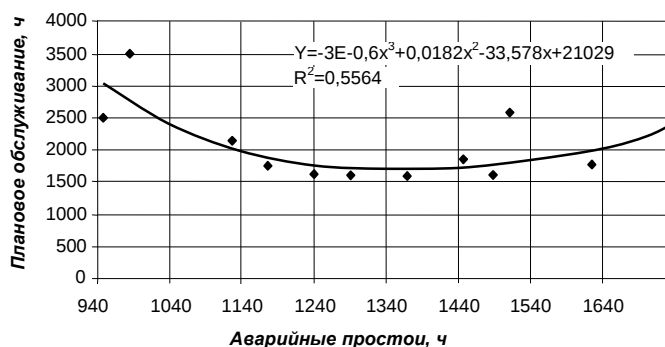


Рис. 1. Взаимосвязь плановых и аварийных простоев

обслуживания, которая позволяет планировать наиболее производительный режим работы комплекса.

Для достижения комплексом максимальной производительности время технического обслуживания (ТО) должно составлять примерно 1600 ч/год.

В ходе исследований установлено, что на время технологических простоев большое влияние оказывают передвижки отвального конвейера на новую отвальную заходку. В этой связи проведены работы по определению оптимального шага передвижки отвального конвейера.

Затраты на передвижку отвального конвейера складываются из потерь, состоящие из простоя комплекса на время проведения работ по перемещению конвейерного става, приводных станций, наращиванию передаточного конвейера. Они составляют около 40 % трудоемкости работ, а также затрат на формирование площади на нижнем ярусе конвейерного отвала и связанные с этим бульдозерные работы по планировке вершин конусов.

Увеличение шага передвижки сокращает простои комплекса за счет снижения количества передвижек, но увеличение целесообразно до некоторого предела, по достижении которого эффективность отвалообразования снижается из-за резкого роста затрат на бульдозерные работы и потерь отвальных площадей в верхнем ярусе конвейерного отвала в результате больших разрывов между заходками.

Для определения оптимального шага передвижки выполнен расчет эффективности формирования отвала шириной 240 м на всю длину отвального конвейера (1800 м) при высоте нижнего яруса 60, 90 и 120 м. По результатам расчетов получены зависимости, анализ которых позволяет установить область оптимальных значений шага передвижки отвального конвейера $L_{\text{и.опт}}$. Для высоты нижнего яруса 60 и 90 м она составляет 80-100 м. Учитывая, что стандартная длина намотки барабана конвейерной ленты 200 м, по условию ее безотходного применения рекомендован шаг передвижки 92 м.

При формировании 120 м нижнего яруса отвала оптимальный шаг передвижки уменьшается, что вызвано резким увеличением объема бульдозерных работ по формированию площади для размещения отвального конвейера. Это предопределяется увеличением безопасного расстояния установки отвалообразователя от верхней бровки отвала.

Выполненный анализ распределения режимного времени показал, что часть производительности комплекса теряет по причине простоев из-за негабарита и заштыбовки на дробильно-перегрузочных пунктах, а также дефицита горной массы, поступающей из циклического звена. Причинами возникновения дефицита горной массы являются: отправка негабаритной и крупнокусковой фракций из забоев в отвалы, минуя комплекс ЦПТ; снижения производительности экскаваторно-автомобильных комплексов, работающих на комплекс в тяжелых забоях; недостаточным количеством экскаваторов в забоях рудно-породной зоны карьера, которое в связи с высокой изменчивостью потре-

бительских свойств горной массы на сложноструктурных месторождениях является величиной случайной.

В результате экспериментов установлено, что интенсификация циклического звена комплекса ЦПТ при разработке сложно-структурного месторождения возможна при корреляционной взаимосвязи качества дробления массива взрывом с удельным сопротивлением разрушенной горной массы копанию и производительностью оборудования. Для решения этой задачи в качестве обобщающего критерия оценки приняты энергозатраты в технологических процессах, что позволило обоснованно выбрать погрузочно-транспортное оборудование, в наибольшей мере соответствующего физико-техническим характеристикам сложно-структурного месторождения и горнотехническим условиям карьера.

Обработка результатов опытно-промышленных экспериментов в различных условиях позволила установить зависимость производительности экскаватора ЭКГ-8И за 1,0 ч чистого времени работы от среднего размера куска взорванной горной массы (d_{cp}) и получить следующее аналитическое выражение:

$$Q_{\text{ЭКГ-8И}} = 700 - 1900d_{cp}^2 + 36d_{cp}, \quad (1)$$

Анализ полученной зависимости показывает, что по мере увеличения среднего размера куска взорванной горной массы производительность экскаватора ЭКГ-8И уменьшается и при $d_{cp} > 600$ мм его работа становится практически невозможной.

Установлено, что при прочих равных условиях между удельным сопротивлением разрушенного массива копанию (K_F) и пределом прочности пород на сжатие ($s_{сж}$) существует прямая зависимость линейного характера. Для определения сопротивления копанию при различных пределах прочности пород на сжатие и степени их дробления получено следующее выражение:

$$K_F = 0,75 \cdot 10^{-3} s_{сж} + 0,07 e^{3,3d_{cp}} - 0,07 \quad (2)$$

Выражение (2) позволяет определить удельное сопротивление разрыхленной горной массы копанию в реальном интервале изменения среднего размера куска для практически всего диапазона изменения предела прочности пород на сжатие, имеющего место при открытой разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями.

Экспериментальные исследования показали, что ЦПТ с использованием стационарных дробильно-перегрузочных пунктов эффективна при наличии во взорванной горной массе кусков размером + 500 мм не более 15-20 %. С увеличением крупности горной массы, поступающей в дробилку и при наличии кусков + 500 мм более 20 % производительность ДПП значительно снижается, возрастают износ футеровки, затраты на ремонт и, как следствие, работа ЦПТ становится малоэффективной. Экспериментальные работы по определению влияния кусковатости горной массы на производительность конусной дробилки КВКД-1200/200 в ДПП показали, что содержание класса + 500 ÷ 1000 мм в пределах 0,25 ÷ 1,1 % на производительность дробилки не влияет, а в случае появления фракции 1200 ÷ 1500 мм в исходном продукте в пределах 0,004 ÷ 0,005 % ее производительность снижается на 3-5 %.

Структура экскаваторных забоев характеризуется наличием в разрабатываемых блоках горной массы с различными потребительскими свойствами, что требует формирования грузопотоков различной направленности. Влияние на работу ЦПТ в этом случае проявляется через нестабильность поступления горной массы из забоев на перегрузочные пункты (рис. 2). Потери производительности комплексом ЦПТ из-за отсутствия экскаваторов и нахождения дробильно-перегрузочных пунктов в резерве по итогам 2001-2003 гг. составляют до 49 % от всех процессов.

Таким образом, установлено, что на эффективность комплекса ЦПТ наибольшее влияние оказывают физико-механические свойства разрабатываемого горного массива, с которыми связано качество дробления пород взрывом и потребительские свойства горной массы, с которыми связаны характеристики грузопотоков.

Научно-технические проблемы совершенствования циклично-поточной технологии при открытой разработке сложно-структурных месторождений обусловлены горно-техническими условиями карьеров. Эти условия определили необходимость разработки ряда новых технологических и технических решений по адаптации ЦПТ на основе системного подхода, учитывающего конкретную формулировку соответствующих методов и средств по всем процессам, составляющим циклично-поточную технологию: буровзрывным работам; выемочно-погрузочным работам; перегрузке горной массы с автомобильного на конвейерный транспорт.

Адаптация к физико-механическим свойствам горных пород реализуется через совершенствование методов определения параметров БВР, обеспечивающих наиболее эффективную работу выемочно-погрузочного оборудования, автотранспорта и перегрузочного пункта. Для ее реализации разработаны методы определения качества рыхления пород взрывом, позволившие, прежде всего, создать инструмент экспресс оценки гранулометрического состава взорванной горной массы в забоях на основе зависимости размера среднего куска взорванной горной массы от распределения кусков по фракциям.

Изучение условий работы выемочно-погрузочного оборудования на карьере Мурунтау показало, что широкий диапазон изменения удельного сопротивления пород разрыхленного массива копанию приводит к работе экскаваторов как на пределе, так и с резервом энергетических возможностей. В этой связи рассмотрена возможность их оснащения комплектом сменных ковшей различной вместимости.

Область целесообразного, с точки зрения энергозатрат, комплекта ковшей устанавливается следующим образом:



Рис. 2. Вероятность нахождения экскаваторов из рудно-породной зоны в составе циклического звена комплекса ЦПТ ($n_{\text{э}}$ – количество экскаваторов в забое)

- для ковша паспортной вместимости определяется оптимальный размер среднего куска взорванной горной массы во всем диапазоне изменения предела прочности пород на сжатие;

- удельное сопротивление разрыхленного массива копанию, соответствующее максимальному значению предела прочности пород на сжатие, принимается за граничное значение для ковша паспортной вместимости;

- для ковша измененной вместимости с учетом использования части мощности привода рабочего органа на перемещение дополнительной массы ковша и количества породы в нем определяется допустимое по общей нагрузке на привод рабочего органа удельное сопротивление пород копанию;

- за границы области применения ковша паспортной вместимости принимаются максимальное и вновь установленное для ковша измененной вместимости значения удельного сопротивления пород копанию, а для ковша измененной вместимости - вновь установленное и менее.

По результатам исследования произведено районирование разрабатываемого массива карьера Мурунтау по удельному сопротивлению копанию, в результате чего, исходя из данных, приведенных в табл. 1, выделены зоны, в которых экскаваторы типа ЭКГ целесообразно использовать с ковшами определенной вместимости.

Основные методы адаптации выемочно-погрузочных работ в рассматриваемом случае базируются на выборе комплекса экскаватор-автосамосвал и определении диапазона горно-технических условий, в которых работа комплекса наиболее эффективна. Интенсификация экскаваторно-автомобильных комплексов базируется на сортировке горной массы в забоях; дроблении негабарита буюбами; выделении в карьере зон, позволяющих применить сменные ковши на экскаваторах; создания буферных дозагрузочных складов. Основными параметрами оптимизации в этом случае являются производительность экскаватора и сокращение расстояния транспортирования горной массы автосамосвалами, что, в конечном счете, увеличивает производительность ЦПТ.

Таблица 1

**Область применения и показатели работы экскаваторов
с комплектом ковшей различной вместимости для карьера Мурунтау**

Показатели	Значение								
	ЭКГ-8И			ЭКГ-12,5			ЭКГ-15		
Вместимость ковша, м ³	8	10	12	12	15	17	15	17	20
Предел прочности пород на сжатие, Па	180-90	90-60	<60	180-130	130-80	<80	180-100	100-80	<80
Средний размер куска, м	0,20	0,13	<0,11	0,23	0,19	<0,15	0,23	0,19	0,15
Удельное сопротивление копанию, МПа	0,23-0,15	0,15-0,11	<0,11	0,25-0,19	0,19-0,14	<0,14	0,23-0,16	0,16-0,13	<0,13
Производительность, м ³ /ч	380-580	730-990	1100	570-750	940-1270	1440	660-1010	1140-1410	1660

Интенсификация перегрузки горной массы с автомобильного на конвейерный транспорт достигается за счет адаптации перегрузочных пунктов к гранулометрическому составу минерального сырья и горно-техническим условиям карьера. Адаптация базируется на разделении поступающего потока горной массы на дробильные, перегрузочные пункты в зависимости от ее потребительских свойств. Основным параметром оптимизации в этом случае является пропускная способность перегрузочного пункта, которая достигается возможностью переключения с одного конвейера на другой; увеличением числа мест разгрузки автосамосвалов; установкой грохота между бункером и дробилкой и т.д.

Для адаптации перегрузочных пунктов к гранулометрическому составу минерального сырья и горно-техническим условиям карьера предложено разделение поступающего потока горной массы на дробильные, дробильно-грохотильные и грохотильные пункты в зависимости от ее потребительских свойств. Установлена экономическая эффективность перегрузочных пунктов и рациональные области их применения.

Адаптация буровзрывных работ базируется на районировании карьера по трудности взрывания пород и гранулометрическому составу взорванной горной массы и осуществляется за счет оптимизации параметров БВР для рудной и породной зон с учетом использования ЦПТ. Основным параметром оптимизации в этом случае выступает средний размер куска, рассматриваемый с позиции конечной цели использования минерального сырья (складирование в отвалы, переработка для получения продукции и т.п.).

Экспериментальными работами и технико-экономическим анализом показана целесообразность применения в условиях карьера Мурунтау эмульсионных взрывчатых составов: в сухих скважинах пригодны смесевые ЭВВ, содержащие в своем составе 20-25 % эмульсии и 80-75 % смеси АС+ДТ; для обводненных скважин - смесевые ЭВВ, содержащие 60-70 % эмульсии и 40-30 % смеси АС+ДТ.

Предложена схема оптимизации БВР основанная на энергетических характеристиках и стоимости используемого ЭВВ, а также рациональном размещении заряда ВВ в массиве. Для этого произведено районирование пород карьера по удельной энергии, затраченной

при взрывной отбойке, в результате которой выделен ряд зон с интервалом изменения от 1,95 до 6,2 МДж/м³. Для каждой зоны установлено оптимальное значение удельной энергии $E_{опт}$, которое необходимо затратить на дезинтеграцию пород до необходимой степени дробления.

Оптимизация взрывной отбойки производится путем регулирования удельной энергии заряда путем сочетания в нем ЭВВ с различными значениями объемной концентрации энергии при изготовлении смесительно-зарядными машинами (СЗМ) Нобелита или Нобелана с необходимыми энергетическими характеристиками. Алгоритм расчета представлен на рис. 3. После введения в программу исходных данных о принадлежности взрывающего блока к определенной зоне, сетке скважин, диаметре заряда, высоте уступа формируется колонка заряда из наиболее дешевого ЭВВ. Далее производится расчет удельной энергии при взрыве этого заряда, который сравнивается с оптимальной удельной энергией для этой зоны. Если результат соответствует оптимальной удельной энергии, он принимается для дальнейших расчетов. Если условие нарушено, то в зависимости от характера нарушения программа производит корректировку сетки расположения взрывных скважин или в состав заряда вводится ЭВВ с более высокой объемной концентрацией энергии.

При средневзвешенной цене 1 т промышленных ВВ (граммониты, гранулиты, МАНФО), применявшихся ранее на карьерах комбината, стоимость ЭВВ собственного производства сократилась в 2,9 раза.

Внедрение компьютерной программы оптимизации параметров БВР на основе разработанного алгоритма расчета позволило в 2 раза снизить простои комплекса ЦПТ по причине попадания негабарита в ДПП и их заштыбовки, а также на 15 % увеличить выход горной массы с 1 погонного метра взрывной скважины. С начала применения в карьере Мурунтау ЭВВ для подготовки горных пород к выемке годовой экономический эффект составил 420 тыс. долл США.

Анализ исследования динамических характеристик грузопотока показывает, что такой процесс в целом осуществляется в двух режимах: стационарном и переходном (начало, конец смены и обеденный перерыв), что свидетельствует о значительной неравномерности грузопотока в течение смены. При математическом

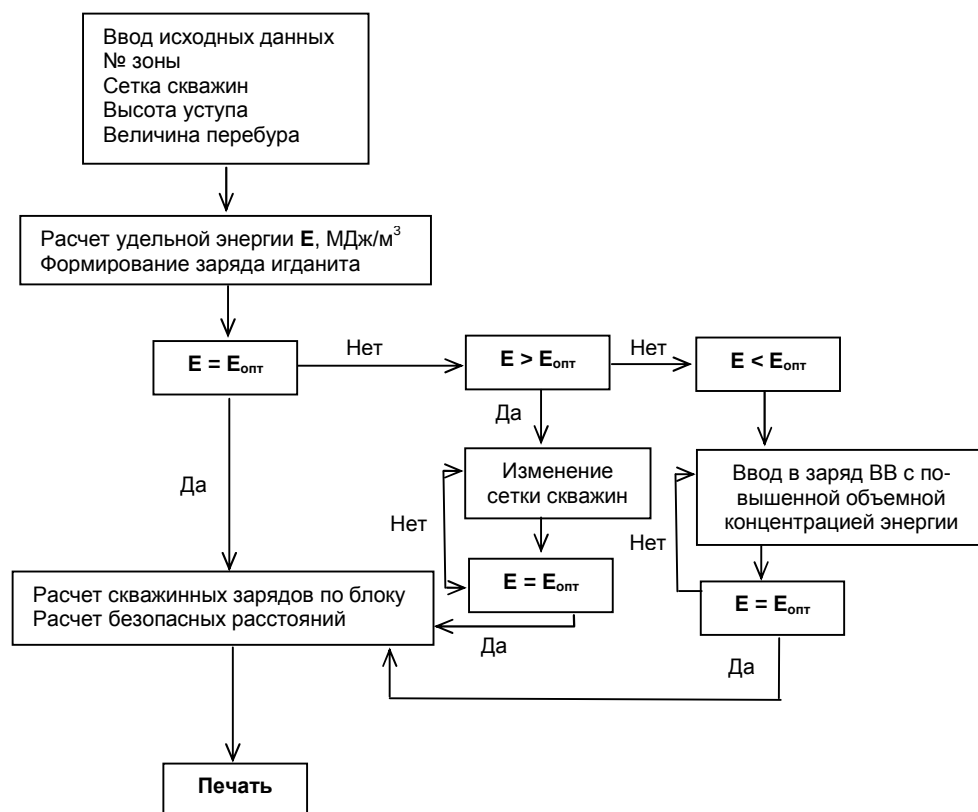


Рис. 3. Структурная схема алгоритма оптимизации буровзрывных работ

ожидании часового долевого участия 0,124 реальные значения колеблются в пределах от 0,057 до 0,166. При этом средняя интенсивность грузопотока в стационарном режиме в 1,5-2 раза превышает значение этого параметра в переходном периоде. Коэффициент вариации неравномерности грузопотока по часам смены равен 31 %. Кроме того, сложноструктурность по сортам забоев также предопределяет колебания грузопотока. Так, вероятностное распределение грузопотока вскрыши по сменам характеризуется коэффициентом вариации $\pm 18-19\%$.

Таким образом, при определенном математическом ожидании среднего часового значения грузопотока, по которому определяется пропускная способность перегрузочного пункта, обеспечивающая полную загрузку конвейерного комплекса, реальное поступление автосамосвалов на перегрузку в часовых интервалах значительно изменяется. Вариация параметров существующих на карьере грузопотоков может привести к недогрузке конвейерного оборудования в период ее отрицательных значений, или к невозможности приема части автосамосвалов в пиковые периоды (положительные значения вариации), что в конечном итоге приведет к рассогласованию

параметров всей системы, а следовательно, и ожидаемых объемов работы конвейерного комплекса. Для стабилизации поступления горной массы на конвейерные комплексы, обеспечения заданной производительности, наряду с организационными мероприятиями требуется выбор рациональных технологических параметров транспортно-перегрузочных комплексов, а также принятия специальных технологических решений. К ним, прежде всего, относятся:

- выбор рационального количества и типа перегрузочных пунктов с автосамосвала на конвейер, которые являются главным звеном взаимосвязи сочетаемых видов транспорта;
- создание около перегрузочного пункта (или в непосредственной близости) буферного промежуточного склада, параметры которого определяются исходя из характеристик грузопотока автотранспорта.

Выбор рационального количества и типа перегрузочного пункта не может в полной мере решить указанную проблему, поскольку объемы бункера в большинстве случаев равны 2-4 емкости автосамосвала. Полное устранение влияния вариации интенсивности карьерных грузопотоков на работу конвейерной линии, стабилизации его загрузки, как показали исследования на имитационных моделях, возможно путем создания промежуточного буферного склада, который не только компенсирует влияние вариаций грузопотока, но и послужит в качестве накопительной емкости при непредвиденных простоях конвейерного комплекса. Для разработки технологических схем буферных временных складов на карьере при ЦПТ, обоснования их конструктивных и технологических параметров, разработана систематизация (классификация), приведенная в табл. 2.

Внедрение промежуточных буферных складов в практику работы карьера Мурунтау позволило повысить производительность комплекса ЦПТ до 22458

Таблица 2

Систематизация принципиальных технологических схем промежуточных буферных временных складов

Тип склада	Отсыпка склада	Отгрузка со склада
Складирование на уступе	Автотранспорт	Экскаваторная
Складирование в специальной выемке (склад - перегрузочный пункт)	Автотранспорт, модульные перегрузочные пункты с перегружателем	Питатели, конвейер
Складирование в траншее	Модульные перегрузочные пункты с перегружателем	Питатели

тыс. м³/год (при проектной производительности комплекса 25000 тыс м³/год). Это позволило, в свою очередь уменьшить нагрузку на автотранспорт, в связи с перевозкой части горной массы на перегрузочные пункты конвейерных комплексов, а не на внешние отвалы (на расстояние в среднем - 5,2 км).

Установлена зависимость производительности комплекса ЦПТ от вместимости накопительно-догрузочных складов (рис. 4), анализ которой показывает, что их суммарная вместимость для условий карьера Мурунтау должна быть не менее 600 ÷ 700 тыс м³. Использование временных промежуточных буферных складов при ЦПТ в практике работы карьера позволило увеличить производительность конвейерных комплексов на 12 %.

Интенсификация конвейерного транспорта базируется на адаптации к изменяющимся горно-техническим условиям карьера и достигается за счет дополнительного ввода к существующим стационарным конвейерным линиям выносных горизонтальных или слабонаклонных забойных конвейеров с системой модулей-прегрузателей, позволяющих быстро отрабатывать локальные участки карьера. Основным параметром оптимизации является увеличение доли конвейерного транспорта в грузопотоке карьера.

В карьере Мурунтау к особенностям горно-техническим условий, требующим адаптации ЦПТ, относится отсутствие транспортных коммуникаций или их значительная протяженность от мест ведения выемочно-погрузочных работ до перегрузочных пунктов. Такая ситуация возникла в результате отработки карьера очередями, что естественно для любого крупного карьера. Переход от III к IV очереди разработки

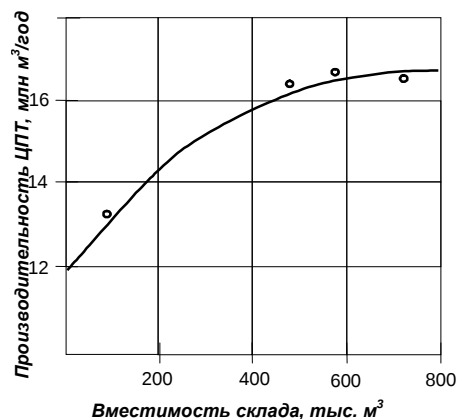


Рис. 4. Зависимость производительности ЦПТ от вместимости промежуточного склада

Т а б л и ц а 3

Основные методы, средства и параметры интенсификации процессов циклично-поточной технологии

	Объекты комплекса циклично-поточной технологии					
	Циклическое звено					Поточное звено
	Буровзрывные работы	Выемочно-погрузочные работы	Автотранспорт	Перегрузочный пункт	Конвейерный транспорт	Отвалообразование
Методы	Районирование карьера по гранулометрическому составу взорванной горной массы. Оптимизация параметров БВР	Районирование карьера по зонам применения сменных ковшей	Оптимизация параметров зоны работы сборочного автомобильного транспорта	Адаптация перегрузочного пункта к гранулометрическому составу горной массы и горнотехническим условиям карьера	Наделение конвейерного транспорта свойствами адаптации к изменяющимся горнотехническими условиями карьера	Управляемое сдвигание пород в отвалах; формирование высоких отвалов; отсыпка пионерных дамб отвалообразователем для размещения отвального конвейера
Средства	Рациональное соотношение выемочно-погрузочного, бурового и транспортно-отвального оборудования					
	Буровые станки и инструмент Взрывчатые вещества	Экскаваторы, колесные погрузчики, сменные ковши для экскаваторов; Бутобой	Автосамосвалы большой грузоподъемности. Пороходоскаты Буферные догрузочные склады	Дробильные, дробильно-грохотильные и грохотильные перегрузочные пункты	Модули-перегрузатели; Выносные конвейеры; Конвейерные линии	Консольные отвалообразователи; Перегрузатели; Бульдозеры
Параметры	Скорость бурения; Средний размер куска	Производительность экскаваторов	Расстояние транспортирования	Сокращение простоев из-за попадания негабарита; Пропускная способность перегрузочного пункта	Оптимизация времени на техническое обслуживание; Доля конвейерного транспорта в грузопотоке карьера	Шаг передвижки отвального конвейера
Интегральный критерий оценки	Себестоимость 1 м ³ разрабатываемой горной массы					

привел к тому, что возникли новые участки ведения работ, вскрытие которых не позволяет доставлять горную массу на концентрационные горизонты комплекса ЦПТ. В первом случае адаптация ЦПТ осуществляется за счет применения породоскатов, во втором – временных насыпных съездов.

Установлено, что в условиях карьера Мурунтау технологический поток с породоскатом в системе ЦПТ целесообразно применять при длине транспортирования автосамосвалами в отвал $L_{a,mp} > 3,0$ км. При установившихся в карьере соотношениях высота подъема горной массы в этом случае составит 50÷60 м. Сооружение породоскатов в условиях карьера Мурунтау становится целесообразным, если их сооружение сокращает плечо автомобильной откатки на 0,3–0,5 км. Анализ выполненных расчетов позволяет сделать вывод, что применение рассмотренных вариантов сооружения породоскатов в карьере Мурунтау даст среднегодовой экономический эффект около 100–120 тыс. долл. США.

Интенсификация отвалообразования при конвейерном транспорте базируется на формировании высоких отвалов, что возможно достичь путем управляемого сдвижения пород в отвалы; отсыпки пионерной дамбы отвалообразователем; оптимизацией шага передвижки отвальных конвейеров при помощи уборки отвальных

конусов бульдозерами и отгрузки поступившей через конвейерную линию руды на перегрузочные пункты карьера. Основным параметром оптимизации выступает вместимость конвейерного отвала (склада руды).

Таким образом, на основе системного подхода к адаптации циклично-поточной технологии к условиям открытой разработки сложно-структурных месторождений с крутопадающими рудными телами разработаны и предложены основные средства и параметры интенсификации процессов ЦПТ (табл. 3); для повышения эффективности работы разработан проект реконструкции развития конвейерной линии № 2 комплекса ЦПТ, с переходом с параллельных на веерные передвижки отвального конвейера; разработан паспорт конвейерного отвалообразования; внедрение компьютерной программы оптимизации параметров БВР на основе разработанного алгоритма расчета позволило в 2 раза снизить простои комплекса ЦПТ по причине попадания негабарита в ДПП и их заштыбовки, а также на 15 % увеличить выход горной массы с 1 погонного метра взрывной скважины; предложено разделении поступающего потока горной массы на дробильные, дробильно-грохотильные и грохотильные пункты; разработаны и предложены основные средства и параметры интенсификации процессов ЦПТ.

УДК 622

© Лашко В.Т., Давранбеков У.Ю., Коломников С.С. 2004 г.

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-КОНВЕЙЕРНОМ ТРАНСПОРТЕ

Лашко В.Т., ст. научный сотрудник Института проблем природопользования и экологии Национальной академии наук Украины, канд. техн. наук; **Давранбеков У.Ю.**, декан ЗОТФ НГГИ, канд. техн. наук; **Коломников С.С.**, начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Для согласованной работы комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта необходимо не только соблюдение равенства величины транспортного потока горной массы, но и обеспечение передачи перегрузочным пунктом входящего потока на сочетаемый вид транспорта – конвейерный. Это положение достигается необходимым количеством мест разгрузки и рациональной организацией работы автотранспорта на перегрузочном пункте, что и предопределяет его пропускную способность. Пропускная способность пункта при расположении мест разгрузки в ряд при стационарном грузопотоке определена с использованием методов теории вероятности и массового обслуживания [1], и равна при количестве мест разгрузки 1, 2, 3, 4, 5, соответственно, 46, 75, 91, 106 и 121 т/ч.

Производительность перегрузочного пункта с циклического вида транспорта на поточный (конвейерный) предопределяется его пропускной способностью. Если пропускная способность пункта зависит только от количества мест разгрузки и их компоновки, то производительность пункта по загрузке конвейера зависит от типа пункта. При различных типах

пунктов – дробильном, грохотильно-дробильном и грохотильном – такая зависимость имеет место при грохотильных пунктах. Это предопределяется тем, что на таких пунктах осуществляется разделение горной массы на подгрохотную, которая затем поступает на конвейер, и надгрохотную (негабарит), вывозимую другими видами транспорта. При других типах пунктов весь входящий поток передается на поточный вид транспорта.

Технологические схемы грохотильных пунктов разделяются на пункты со складированием надгрохотного продукта на нижней площадке пункта или в специальный бункер с последующей его отгрузкой на циклический вид транспорта. При первой схеме требуется периодическая отгрузка надгрохотного продукта с площадки пункта с одновременной остановкой процесса разгрузки автосамосвалов на пункте, при второй – отгрузка надгрохотного продукта из бункера осуществляется без такой остановки. Пропускная способность пункта, его производительность выбираются из условия обеспечения устойчивой работы конвейерного подъемника, полной его загрузки.

При грохотильном пункте, в связи с указанными причинами, пропускная способность пункта Q_n (грузопоток автосамосвалов) должна быть выше производительности конвейера Q_k , т.е. $Q_n > Q_k$. Тогда пропускная способность перегрузочного грохотильного пункта, обеспечивающая полную загрузку конвейера, должна быть равной:

$$Q_n = \frac{Q_k g}{(1-e)q_a}, \text{ ед/час}$$

где $e = e^{l_m}$ - содержание нижнего класса (нетранспортабельных фракций) в исходной горной массе [2];

l_n - размер фракции, по которому осуществляется разделение горной массы на грохоте и по подгрохотному продукту;

l_m - средний размер куска в исходной горной массе;

g - объемная масса горных пород, т/м³;

q_a - грузоподъемность автосамосвала, т.

Приведенное выражение не учитывает эффективности грохочения конкретного грохота. С учетом этого:

$$Q_n = \frac{Q_k g}{(1-h)q_a}$$

где $h = eb + \frac{b(1-e)^2}{a}$;

a - содержание транспортабельных фракций (нижнего класса) в исходной горной массе;

b - содержание нижнего класса в подгрохотном продукте.

Техническая производительность грохотильного пункта зависит от способа переработки надгрохотного продукта (негабарита). В схемах грохотильных пунктов при складировании негабарита на площадке пункта, требуется периодическая его отгрузка в циклические виды транспорта с одновременной остановкой процесса разгрузки автосамосвалом. При этом производительность пункта с учетом отгрузки негабарита:

$$Q = Q_n q_a K_n, \text{ т/ч}$$

где Q_n - пропускная способность перегрузочного грохотильного пункта, ед/ч;

q_a - грузоподъемность автосамосвала, т;

K_n - коэффициент использования смены.

Тогда производительность грохотильного пункта без учета эффективности грохочения:

$$K_n = \frac{t_3}{t_3 + t_0}; \quad t_3 = \frac{V_n}{Q_n}; \quad t_0 = \frac{V_n}{Q_c}; \quad Q_n = Q_n q_a e;$$

$$Q_n^1 = Q_n q_a h; \quad Q = \frac{Q_n q_a}{1 + \frac{Q_n}{Q_c} e}; \quad \text{или} \quad Q = \frac{Q_n q_a}{1 + \frac{Q_n}{Q_c} h};$$

где t_3 - время работы пункта до остановки на погрузку негабарита, ч;

t_0 - время отгрузки негабарита, ч;

Q_c - производительность экскавационно-погрузочной машины при отгрузке негабарита, м³/ч;

Q_n и Q_n^1 - соответственно, количество надгрохотного материала в единицу времени в исходной горной массе без учета и с учетом эффективности грохочения, т/ч.

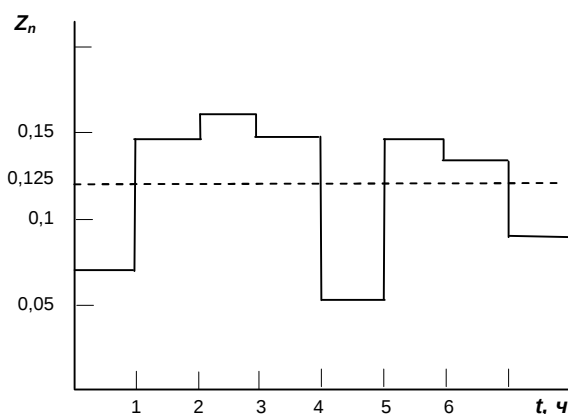
V_n - объем горной массы, прошедшей через пункт до его остановки, т;

V_n - объем негабарита, т;

K_n - коэффициент использования смены.

Эффективность работы комбинированного транспорта, обеспечение заданной производительности пункта зависят от взаимного соответствия параметров и режима работы сочетаемых видов транспорта. Использование в транспортной системе автосамосвалов, как показывает опыт работы карьеров Кривбасса, предопределяет значительную вариацию параметров грузопотока, поступающего на непрерывный транспорт, что приводит к снижению проектной производительности комплексов. Поэтому полная загрузка конвейерного комплекса предопределяется в основном стабилизацией грузопотока, поступающего на конвейерный комплекс.

Экспериментально статистическими исследованиями на карьерах Кривбасса установлено количество рейсов автосамосвалов поступающих на разгрузку за каждый час смены. На рисунке приведено математическое ожидание долевых участков количества рейсов



Математические ожидания долевых участков количества рейсов автосамосвалов (Z_n) в часовых интервалах смены

автосамосвалов в часовых интервалах сменных при среднем значении грузопотока (1,5 т/мин). Анализ динамических характеристик грузопотока показывает, что такой процесс в целом осуществляется в двух режимах: стационарном и переходном (начало и конец смены и обеденный перерыв), что свидетельствует о значительной неравномерности грузопотока в течение смены. При математическом ожидании часового долевого участия 0,124 реальные значения колеблются в пределах от 0,057 до 0,166. При этом средняя интен-

сивность грузопотока в стационарном режиме в 1,5-2 раза превышает значение этого параметра в переходном периоде.

Коэффициент вариации неравномерности грузопотока по часам смены равен 0,313 (31 %).

Таким образом, при определенном математическом ожидании среднего часового значения грузопотока, по которому определяется пропускная способность перегрузочного пункта, обеспечивающая полную загрузку конвейерного комплекса, реальное поступление автосамосвалов на перегрузку в часовых интервалах значительно изменяется.

Применение циклично-поточной технологии с многозвенной транспортной системой требует ритмичной работы карьера, исключаяющей недогрузку конвейерных линий. Для стабилизации поступления горной массы на конвейерные комплексы наряду с организационными мероприятиями требуется принятие специальных технологических решений. Это устройство внутри карьера около перегрузочных пунктов буферных складов, служащих в качестве накопительных емкостей для нереализованного грузопотока и в определенное время для подпитки процесса перегрузки.

На основании анализа статистических данных характеристики грузопотока установлено, что отклонение количества рейсов автосамосвалов за время переходного периода Z_n , определяющие недогруз конвейера, от среднего значения количества рейсов за период смены t_c , составляет около 15 % K_c , или за этот же период K_n - 38 %. Такое же значение составляют отклонение количества автосамосвалов в стационарный период больше среднего, которые не могут быть приняты на перегрузочном пункте в связи с ограничением его пропускной способности.

Таким образом, для полной загрузки конвейера и стабилизации грузопотока необходимо устройство около перегрузочного пункта буферного склада. Это позволит осуществить организацию дополнительного грузопотока в переходный период из буферного склада и разгрузку в него автосамосвалов при превышении значения грузопотока больше среднего.

Исходя из этого средний объем такого склада будет равен:

$$V_c = Q_k t_c K_n K_c, \text{ м}^3$$

или с учетом надежности транспортной системы:

$$V_c = \frac{Q_k}{K_{T.c}} t_c K_n K_c, \text{ м}^3$$

где Q_k - часовая теоретическая производительность конвейерного комплекса, $\text{м}^3/\text{ч}$;

K_n - коэффициент использования смены.

$K_{T.c}$ - коэффициент надежности транспортной системы;

t_c - продолжительность смены, ч.

K_c - коэффициент неравномерности поступления автосамосвалов в течение смены, вызванной переходным периодом.

Потребный средний часовой объем, поступающий дополнительно из буферного склада для стабилизации загрузки конвейера, равен:

$$Q_{c.d} = Q_k K_c, \text{ м}^3/\text{ч}$$

или часовой объем, дополняющий только переходный период работы:

$$Q_{n.d} = Q_k K_c, \text{ м}^3/\text{ч}$$

Соответственно, необходимый дополнительный грузопоток автосамосвалов грузоподъемностью q_a будет составлять:

$$П_{c.d} = \frac{Q_k}{q_a} K_c, \text{ м}^3/\text{ч}$$

Таким образом, при принятой транспортной системе для вскрышных пород $Q_k=4000 \text{ м}^3/\text{ч}$ и двух перегрузочных пунктах производительностью по $2000 \text{ м}^3/\text{ч}$ необходимый дополнительный средний часовой грузопоток в течение смены на каждый пункт будет составлять, соответственно, 300 или $700 \text{ м}^3/\text{ч}$ в течение переходного периода.

Буферный склад горной массы может быть устроен по горнотехническим возможностям вблизи перегрузочного пункта или непосредственно рядом с ним. Второй вариант рационален при использовании грохотильного пункта, расположенного вне траншеи для подъемного конвейера. Подпитка перегрузочного пункта с буферного склада при этом может осуществляться экскаватором с удлиненным рабочим оборудованием (типа ЭКГ-4у, 8ус), расположенным на нижней площадке пункта, который осуществляет черпание со склада и разгрузку непосредственно на грохот.

Результаты исследований получены на основании допущения усредненных часовых значений грузопотоков. Однако последние имеют также значительную вариацию, поэтому прогнозирование искомых параметров рассматриваемого процесса с достаточно высокой вероятностью может быть получено методом имитационного моделирования на ЭВМ.

Список литературы:

1. Лашко В.Т., Павленко Д.Я., Аникин Н.Н., Ивко Л.И. Пропускная способность перегрузочных пунктов при раз. личных схемах компоновки // *Механика и технология открытых горных работ*. - Киев: науч. думка, 1978. с. 135-140.
2. Хазан В.Б. Теоретические и экспериментальные исследования грансостава взорванной горной массы на карьерах Кривбасса // *Технология и механизация открытых горных работ*. - Киев: науч. думка, 1980. с. 124-126.

ВЫБОР СХЕМЫ ПОВЕРХНОСТНОГО ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА ПРИ КОНВЕЙЕРНОЙ ДОСТАВКЕ РУДЫ

Коломников С.С., начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК; Снитка А.Н., инженер ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

В карьере Мурунтау применяется автомобильная откатка рудной массы большегрузными автосамосвалами, гибкость которой является ее основным преимуществом в сравнении с другими способами транспортирования. Однако постоянный значительный рост затрат на дизельное топливо, автошины, смазочные материалы (до 90 % эксплуатационных расходов на автомобильную доставку горной массы), вызывает необходимость применения более экономичного способа транспортирования - конвейерного в сочетании с крупным дроблением в карьере. В настоящее время среднее расстояние транспортирования руды до перегрузочно-складских пунктов карьера составляет 6 - 7 км; расстояние транспортирования пустой породы до дробильно-перегрузочных пунктов комплекса ЦПТ - 3 км.

На карьере Мурунтау накоплен большой опыт применения циклично-поточной технологии при транспортировке вскрышных пород и забалансовой руды. Вскрышные породы транспортируются на поверхность с глубоких горизонтов карьера конвейерным транспортом с 1984 г. В результате анализа перспектив развития автомобильного и конвейерного транспортирования руды в карьере Мурунтау принято решение о переходе к комбинированному автомобильно-конвейерному транспорту товарной руды.

Переход к циклично-поточной технологии при транспортировании руды является единственно возможным способом повысить эффективность разработки месторождения.

Таблица 1

Обзор комплексов ЦПТ на глубоких карьерах мира

ГОК, карьер	Вид горной массы	Проектная производительность млн т/год	Примечания
Комплексы ЦПТ железорудных предприятий России и Украины			
Ингулецкий ГОК: Восточный комплекс, Западный комплекс	Руда	18	Без перегрузки на поверхности
Северный ГОК, Анновский карьер	Руда, порода	18	Без перегрузки руды на поверхности, способ перегрузки породы на поверхности бункерный
Южный ГОК	Руда	20	Без перегрузки на поверхности
Центральный ГОК, карьер №1	Руда, порода	16	Способ перегрузки горной массы на поверхности бункерный и экскаваторный
Новокриворожский ГОК, карьер №3	Руда	16	Способ перегрузки горной массы на поверхности бункерный и экскаваторный
Полтавский ГОК	Руда	12	Способ перегрузки горной массы на поверхности бункерный и экскаваторный
Оленегорский ГОК	Руда	12	Без перегрузки на поверхности
Стойленский ГОК	Руда, порода	20 7	Способ перегрузки горной массы на поверхности бункерный и экскаваторный
Комплексы ЦПТ зарубежных горно-обогатительных предприятий			
Twine Buttes, США	Руда, порода	9,5 45	
Sierrita, США	Руда	29	
Baqdad, США	Руда	12	Заменен автотранспорт; транспортные расходы снизились на 50%
Copperton, США	Руда	34	
Valley Copper, Канада	Руда	50	Транспортные расходы снизились на 40%.
Butler Taconite, США	Руда	8,3	
Republic Mine, США	Руда	7,3	
Chino, США	Руда	12,5	Заменен железнодорожный транспорт; производительность труда возросла на 40%
Quartz Hill, США	Руда	21	
Qwesta, США	Руда	12	
Palabora, ЮАР	Руда	29,15	
Fort Nox, США	Руда	15	
Alumbrera, Аргентина	Руда	29	
Los Pelambres, Чили	Руда	29	
Escondida, Чили	Руда	12,3	
Collahuachi, Чили	Руда	21	

ЦПТ широко используется для транспортирования горной массы с глубоких горизонтов карьеров на поверхность (табл. 1).

Из табл. 1 следует, что основными способами перегрузки руды с конвейерного на железнодорожный транспорт являются бункерный и экскаваторный.

Объем транспортирования, и переработки горной массы с использованием ЦПТ в странах СНГ составляет всего 10 %, в то время как на предприятиях Канады, США, Австралии, Чили и других зарубежных стран - свыше 50 % от общего объема добычи и переработки минерального сырья.

Средняя производительность комплекса ЦПТ по руде составляет в России и на Украине - 16,5 млн т/год, за рубежом - 19 млн т/год. Строящийся на карьере комплекс КНК - 270 рассчитан на производительность 16 млн т/год.

Технико-экономические показатели свидетельствуют о преимуществах ЦПТ на глубоких карьерах перед технологиями с циклическими видами транспорта. Применение дробильных комплексов в карьере и конвейерного транспорта снижает эксплуатационные затраты в несколько раз по сравнению с транспортированием руды автосамосвалами, позволяет повысить производительность труда, при этом создаются благоприятные условия для более эффективной отработки карьеров и снижения загазованности. Кроме того, появление на рынке оборудования крутонаклонных конвейеров позволило минимизировать горно-капитальные работы по проходке конвейерных галерей и еще больше повысило конкурентоспособность ЦПТ в сравнении с автомобильным транспортом.

Для доставки руды на завод решено оставить железнодорожный транспорт. В связи с этим необходимо разработать и выбрать перегрузочный пункт на участке конвейер - железнодорожный состав.

Опыт эксплуатации перегрузочных комплексов на карьерах России и Украины свидетельствует о том, что большинство из них работают с неполной загрузкой, т.е. имеют низкий коэффициент использования оборудования во времени. Перегрузочный

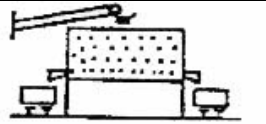
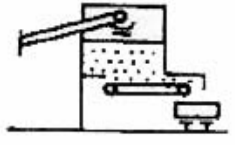
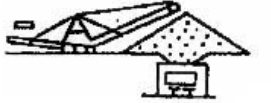
комплекс должен соответствовать требованиям простоты обслуживания, минимизации простоев, необходимой производительности, капитальных затрат. Также необходимо предусмотреть: возможность бесперебойного транспортирования руды на завод в случае аварийных или плановых остановок конвейера; непрерывную отгрузку руды из карьера в случае перебоев в работе ж/д транспорта.

Таким образом, на поверхности необходимо строительство перегрузочно-складского комплекса (ПСК), который будет удовлетворять всем вышеперечисленным требованиям.

В табл. 2 приведены основные схемы поверхностных перегрузочных пунктов с конвейерного транспорта на железнодорожный применяемые на рудных карьерах.

Таблица 2

Обзор вариантов поверхностных ПСК

Перегрузочный пункт		Технологические схемы	Технологические особенности	
			Резервирование	Усреднение
Экскаваторный	Эстакадный	 1	Независимая отсыпка	Да
	Безэстакадный	 2		
Эстакадно-бункерный	С бункерными затворами	 3	Устройство дополнительного склада	Частично
	С питателями	 4		
	С бункер-дозаторами	 5		
Тоннельный	Эстакадный	 6	Независимая отсыпка	Да
	Безэстакадный	 7		
Конвейерный с непосредственной перегрузкой		 8	Устройство дополнительного склада	Нет

Для экскаваторных перегрузочных пунктов (табл. 2, схемы 1, 2) основным оборудованием служат экскаваторы. Такие схемы характеризуются независимой отсыпкой склада от сочетаемого вида транспорта, что предопределяет высокую надежность работы перегрузки. Однако такие пункты требуют дополнительное экскавационное оборудование по мощности равное забойному карьерному.

Эстакадно-бункерные перегрузочные пункты (табл. 2, схемы 3-5) не требуют применение экскаваторов, однако характеризуются жесткой связью сочетаемых видов транспорта, поскольку ограниченная емкость бункерных устройств не может длительное время служить накопителем при отсутствии принимающего железнодорожного транспорта и наоборот - питателем при остановке конвейерного транспорта.

При использовании тоннельных перегрузочных (табл. 2, схемы 6, 7) загрузка на железнодорожный транспорт выполняется через выпускные конусные воронки. Загрузка думпкаров осуществляется непосредственно при помощи различных питателей или затворов, что исключает применение экскавационного оборудования.

Технологическая схема с непосредственной перегрузкой (табл. 2, схема 8) является наиболее простой, однако требует непрерывной подачи составов думпкаров с резервом, что требует устройства дополнительного экскавационного склада.

Жесткая связь конвейерного и железнодорожного видов транспорта в эстакадно-бункерных схемах и в схеме с непосредственной загрузкой предполагают наличие дополнительного склада и погрузочного оборудования на нем, что мало эффективно. Было составлено и рассмотрено 4 проекта на строительство ПСК на руднике Мурунтау для перегрузки руды с конвейерного транспорта на железнодорожный. Наиболее эффективной для карьера Мурунтау будет одна из следующих схем ПСК:

Экскаваторная схема ПСК (рис. 1) предусматривает транспортирование руды конвейерным транспортом с карьера на внешние промежуточные склады, с которых руда далее отгружается в думпкары экскаваторами.

Объем капитальных работ для строительства траншеи и перестройке складов ППК и строительства траншеи под новые секторы - 860 тыс м³.

Объем конвейерных и автомобильных складов 117 и 37 тыс м³, соответственно.

Достоинства:

- 1) простота обслуживания рельсовых путей;
- 2) незначительный объем капитальных работ по перестройке действующих складов;
- 3) упрощенная схема погрузки в думпкары;
- 4) использование имеющегося обо-

рудования без дополнительных приобретений;

Недостатки:

- 1) малый объем складов по сравнению с другими рассмотренными вариантами;
- 2) необходимость держать на ПСК дополнительную погрузочную технику;
- 3) низкий КИО ОПС из-за частых передвижек отвалообразователя.

Тоннельная схема ПСК (рис. 2). Отвалообразователь формирует накопительный склад, находящийся над тоннелем. Погрузка руды в думпкары осуществляется вибропитателем непосредственно с накопительного склада через пропускные устройства. Железнодорожный состав устанавливается в тоннель под погрузку.

Достоинства:

- 1) высокая скорость загрузки;
- 2) отсутствие потребности в дополнительной погрузочной технике;
- 3) высокая производительность труда.

Недостатки:

- 1) большой объем капитальных работ;
- 2) сложность контроля за загрузкой;
- 3) сложность ремонта в случае поломки или заклинивания люков;
- 4) сложность зачистки в случае просыпей.

Тоннельно-конвейерная схема ПСК (рис. 3) отличается от тоннельного тем, что в тоннеле вместо железнодорожного состава находится дополнительный конвейер, который транспортирует руду из тоннеля в думпкары.

Достоинства:

- 1) нет необходимости держать дополнительно погрузочную технику;
- 2) высокая производительность труда;
- 3) простота обслуживания рельсовых путей;
- 4) возможность загрузки одновременно двух железнодорожных составов.

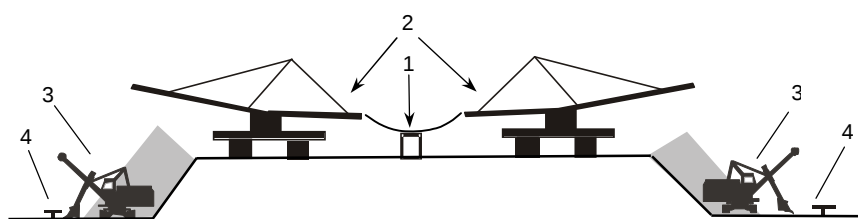


Рис. 1. Экскаваторный ПСК:

1 - конвейер, 2 - ОШС - 4000/125, 3 - экскаватор ЭКГ- 10, 4 - железнодорожный путь

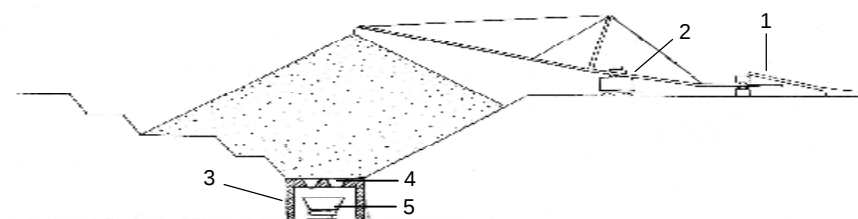


Рис. 2. Тоннельный ПСК:

1 - отвальный конвейер, 2 - ОШС - 4000/125, 3 - тоннель, 4 - разгрузочные люка, 5 - думпкары 2 ВС-105

Объем оперативного (конвейерного) и автомобильного складов: 200 и 160 тыс м³, соответственно.

Прямоточная погрузка в думп-кары обеспечивает суточную производительность до 50,6 тыс т.

Достоинства:

- 1) высокая производительности труда;
- 2) высокая производительность оборудования;
- 3) возможность отгружать руду с конвейера как в думп-кары, так и на оперативный склад;
- 4) большой объем складов;
- 5) отсутствие технологических простоев (маневры железнодорожных составов, зачистка железнодорожных путей, перебои в работе железнодорожного транспорта).

Недостатки:

- 1) необходимость держать 2 экскаватора, один из которых будет простаивать;
- 2) схема ПСК предусматривает применение опытно-промышленного образца ОПМ- 3500;

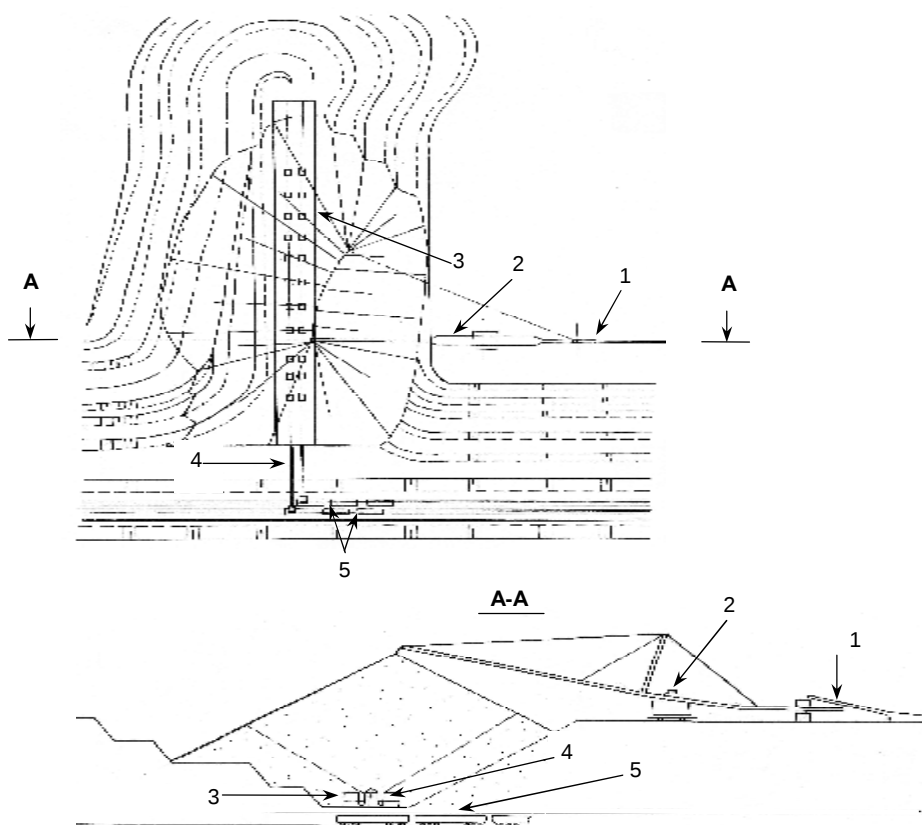


Рис. 3. Тоннельно- конвейерный ПСК:

1 - конвейер, 2 - отвалообразователь, 3 - конвейерный тоннель, 4 - тоннельный конвейер, 5 - железнодорожный состав

Недостатки:

- 1) большой объем капитальных работ;
- 2) сложность ремонта в случае поломки или заклинивания люков; необходимость в монтаже дополнительного конвейера.

Схема ПСК с применением отвально-погрузочной машины (рис. 4). Поток руды, выданный через КНК-270 из карьера, перегружается на конвейер склада. Далее по автостелле руда поступает на конвейер отвально-погрузочной машины (ОПМ - 3500). С конвейера ОПМ руда непрерывным потоком без остановок при переходе межвагонных промежутков и при смене составов поступает непосредственно в думп-кары. При погрузке состав думп-каров неподвижен, а ОПМ вместе с автостеллой перемещается вдоль состава. При сбоях в поступлении думп-каров поток руды направляется в штабель оперативного склада, с которого отгружается экскаваторами в думп-кары. Причем, только один из двух экскаваторов всегда готов к отгрузке руды. Второй экскаватор (отгружающий руду с автомобильных секторов) является резервным и ведет отгрузку, при длительной остановке ЦПТ - руда.

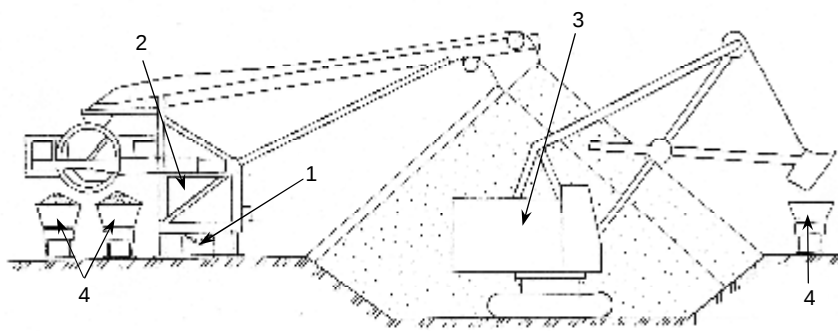


Рис. 4. Погрузочно- складской комплекс с применением ОПМ- 3500:

1 конвейер, 2 отвально- погрузочная машина ОПМ- 3500, 3 экскаватор ЭКГ- 10, 4 думп-кары 2 ВС-105

- 3) обмен составов под погрузкой должен осуществляться за 18 минут, чтобы не переключать конвейер на оперативный склад на малое время.

Таким образом, рассмотрев варианты конвейерно-железнодорожных перегрузочных пунктов, установлено, что наиболее эффективной для условий карьера Мурунтау является схема ПСК с применением отвально-погрузочной машины. Она наиболее полно удовлетворяет всем горно-техническим и экономическим требованиям, предъявляемым к ПСК на руднике Мурунтау.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО РАЗВИТИЮ КОМПЛЕКСА ЦПТ ПРИ ЛИКВИДАЦИИ ВРЕМЕННОГО ЦЕЛИКА В КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Кабиров А.Р., зам. главного инженера по БВР рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Отрицательные тенденции, связанные с понижением горных работ, характерны для карьера Мурунтау, отрабатывающего одно из крупнейших в мире золоторудных месторождений с годовой производительностью по горной массе до 40 млн м³ и по руде - 26 млн т. В настоящее время горные работы ведутся на глубине 470 м, проектная глубина - 630 м, в перспективе возможна отработка месторождения до 1000 м.

Совершенно очевидно, что при отработке такого сверхглубокого карьера наиболее сложной проблемой становится выбор эффективного вида транспорта. Согласно проекту для транспортирования скальных вскрышных пород на карьере эксплуатируется комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ). Его поточное звено представлено двумя параллельно расположенными конвейерными линиями.

Проектная производительность одной конвейерной линии составляет 12,8 млн м³, а комплекса в целом - 25,6 млн м³ в год, промышленная эксплуатация комплекса ЦПТ началась в 1984 г. Максимальная производительность комплекса была достигнута в 1998 г. - 22458 тыс. кубометров.

Опыт строительства и работы комплекса ЦПТ показал, что при достижении карьером глубины порядка 350-400 м эффективность его использования существенно снижается. Эта тенденция обусловлена тем, что строительство стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), как правило, отстает от развития горных работ и понижения рабочей зоны, вследствие этого к моменту их ввода в эксплуатацию не происходит запланированного сокращения расстояния транспортирования горной массы и транспортных затрат, кроме того, происходит зацеличивание довольно значительной части запасов полезного ископаемого под площадками создаваемых ДПП.

Необходимо отметить, что с технологической точки зрения, системы ЦПТ (в традиционном виде) являются жесткими, требуют наличия постоянных бортов или их консервации для устройства конвейерных трасс и концентрационных горизонтов. Следовательно, внедрение новых транспортных средств и систем в целом должно базироваться на детальной их оценке не только с экономической, но и с технической и технологической точек зрения, с учетом перспективы развития карьера на глубину.

В результате комплекса исследований, направленного на устранение факторов, отрицательно влияющих на работу ЦПТ, были найдены технологические решения, из которых наиболее эффективным является применение мобильного дробильно-перегрузочного комплекса (МДПК). МДПК предназначен для приема горной массы с максимальным размером кусков до 1200

мм (прочность на сжатие не более 250 МПа), ее дробления до кусков размером 300 мм и последующего транспортирования горной массы конвейерами под углом 40 градусов. МДПК не требует строительства подпорной стенки, имеет двухсторонний прием автосамосвалов.

Комплекс состоит из передвижного дробильно-перегрузочного пункта (ПДПП) на базе двухвалковой шнекозубчатой дробилки ДШЗ-2000 с двумя загрузочными ковшами и межуступного крутонаклонного перегружателя (МП) (рис. 1).

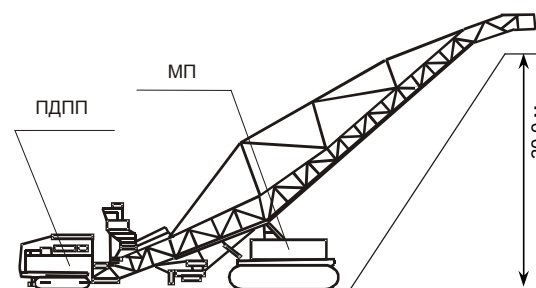


Рис. 1. Автономный МП в комплексе с ПДПП

Автономный МП представляет собой передвижной крутонаклонный конвейер высотой подъема 30 м. Для переезда МП на новое место предусмотрено использование самоходной гусеничной платформы.

Для дробления горной массы до максимального размера (300 мм), пригодного к транспортированию по конвейерам используется ПДПП выпускаемые ОАО «НКМЗ» на базе шнеко-зубчатой дробилки. Высота ПДПП позволяет обойтись без строительства подпорных стенок в местах разгрузки автосамосвалов и большого объема горно-подготовительных работ. Мобильность дробилки и небольшой вес (до 400 т) позволяет в одну-две недели произвести демонтаж и перенос ПДПП на новое место в соответствии с продвижением горных работ.

МДПК располагается на временно законсервированных участках рабочего борта карьера и перемещается, по мере отработки, вдоль борта и по глубине карьера, исходя из условий развития горных работ. Возможно увеличение количества МП в комплексе до двух-трех и более.

Поэтапная технологическая схема развития в рабочей зоне карьера по мере углубки горных работ представлена на рис. 2.

I этап - МДПК-30 м; двусторонний подъезд.

II этап - Подработка (односторонняя) нижнего 30 метрового уступа; перемонтаж КНК под углом 90° на 60 м; односторонний подъезд.

III этап - КНК-60; угол - 90°; двусторонний подъезд.

IV этап - Подработка нижнего подустапа; перемонтаж КНК на 90⁰; односторонний подъезд; переход на 2^х сторонний подъезд.

Четвертой очередью строительства карьера предусматривается ликвидация действующих конвейерных подъемников и ДПП и строительство новых дробильно-перегрузочных установок (ДПУ), в том числе с крутонаклонными конвейерами. Существующие поверхностные конвейерные линии № 1 и № 2 используются для транспортировки породы во внешние отвалы. Для транспортировки руды на северо-восточном борту карьера создается самостоятельный конвейерный комплекс.

Возможность производить монтажные работы на карьере Мурунтау, не останавливая работу действующего комплекса ЦПТ, позволит произвести его демонтаж, не прекращая ритмичной работы технологического транспорта (рис. 3).

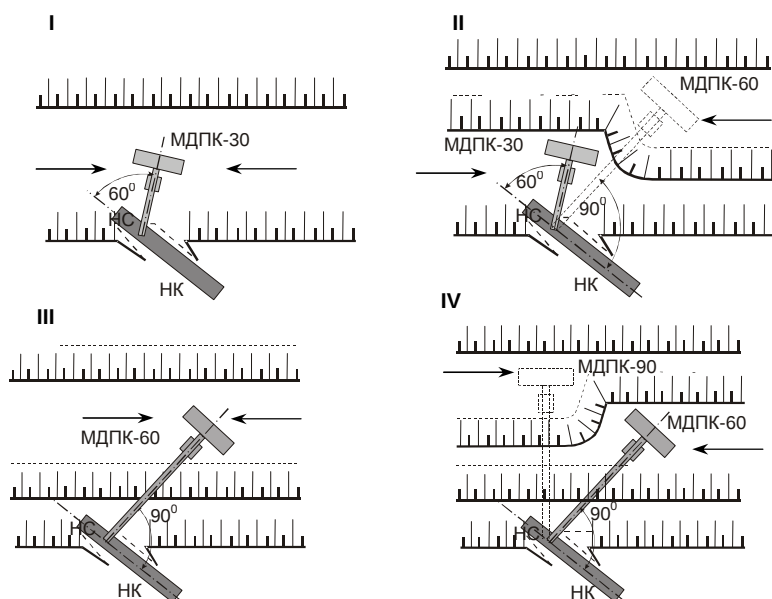


Рис. 2. Поэтапная технологическая схема развития КНК в рабочей зоне карьера по мере углубки горных работ

На первом этапе планируется перемонтаж ДПП-3 на гор. +515 м. Вскрышные породы будут транспортироваться по первой конвейерной линии, на которой будут смонтированы ПДПП и МП на гор. +315. Руда транспортируется по второй линии через ДПП - 2 и ДПП - 1. На втором этапе необходимо произвести демонтаж НК-1а и НК-1 и на их основе ввести линию бортового конвейера (БК), перенести ПДПП и МП на гор. +435 которые будут работать совместно с БК. Для транспортирования руды на гор. +335 монтируется ПДПП в комплексе с двумя крутонаклонными конвейерами (с высотой подъема 90 м). И на третьем этапе будет произведен полный демонтаж ДПП-1, ДПП-2 и наклонных конвейеров.

В целом транспортная система с использованием для вывоза горной массы из карьера автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта сохраняется. Применение крутонаклонных конвейерных подъемников с переносом ДПУ в зоны интенсивного ведения горных работ ликвидирует непроизводительные простои автосамосвалов и конвейерных комплексов при демонтаже существующего комплекса ЦПТ.

Таким образом, внедрение мобильных дробильно-перегрузочных комплексов позволит: произвести ремонт наклонной части ЦПТ-1 и ЦПТ-2 за пределы занимаемого ими целика на южном борту карьера без нарушения ритма работы карьера; обойтись без бетонных и капитальных строительных работ внутри карьера; получить гибкую, удобную и экономически эффективную технологическую схему отработки глубоких горизонтов карьера за счет возможности оперативно наращивать крутонаклонные конвейеры и перемещать дробильные перегрузочные пункты; постоянно иметь минимальное расстояние откатки автотранспортом от забоев до дробильных перегрузочных пунктов.

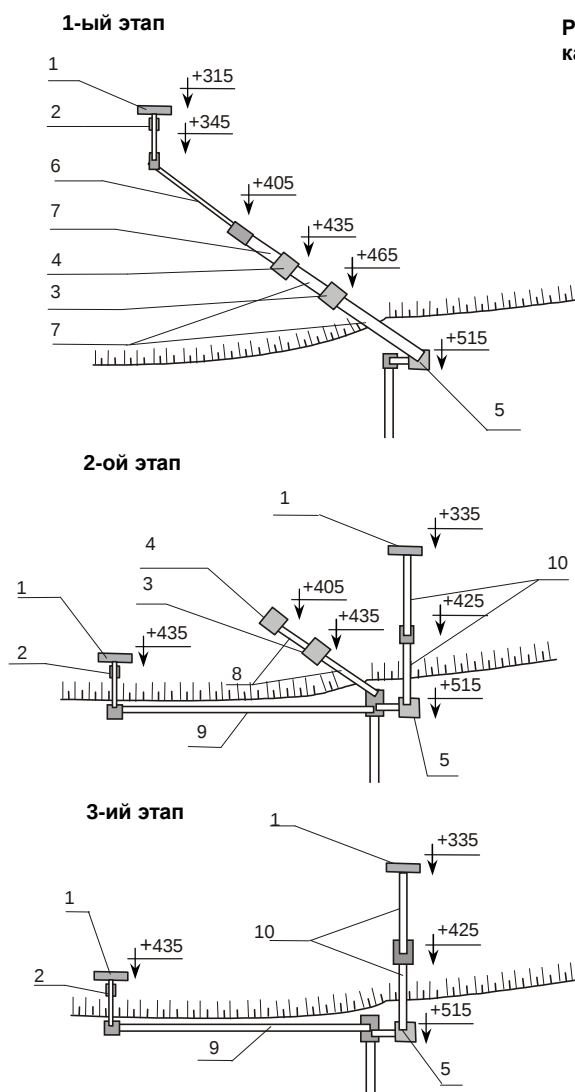


Рис. 3. Поэтапный демонтаж комплекса ЦПТ на руднике Мурунтау с использованием МП и ПДПП:
1 – ПДПП; 2 – МП; 3 – ДПП-1; 4-ДПП-2; 5-ДПП-3;
6 – НК-1а; 7 – НК-1; 8 – НК-2; 9 – БК; 10 – КНК

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ФОРМИРОВАНИЯ ВЫСОКИХ ОДНОЯРУСНЫХ ОТВАЛОВ ЦПТ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ

Наимова Р.Ш., ст. преподаватель НГГИ

Опыт формирования отвалов и анализ научных разработок в этой области свидетельствуют о том, что существует целый ряд инженерных методов и технологических схем отвалообразования, направленных на повышение устойчивости и емкости отвалов. Однако, несмотря на обширные исследования, существуют еще не реализованные резервы повышения эффективности отвалообразования.

При увеличении глубины карьера Мурунтау требуется отвод дополнительных площадей и увеличение длины транспортировки в отвалы. Естественно, что такое решение не улучшает технико-экономических показателей горных работ. Поэтому возникла необходимость разработки технологических схем формирования высоких одноярусных отвалов, имеющих участки с низкой несущей способностью, корректировки их параметров с тем, чтобы увеличить их вместимость при одновременном обеспечении безопасности работ.

Конвейерный транспорт карьера Мурунтау является составной частью комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) и представлен двумя конвейерными линиями, с помощью которых скальные породы доставляются в многоярусный отвал. Породы откладываются в отвал двумя консольными отвалообразователями ОШС-4000/125 на шагающе-рельсовом ходу. Согласно проекта, вскрышные породы должны укладываться отвалообразователями в двухярусный отвал, отсыпаемый на автомобильном предотвале. С этой целью породы с верхних горизонтов карьера в объеме 5 млн м³/год должны были вывозиться в предотвал автотранспортом на расстояние до 5 км, что существенно повышает себестоимость вскрыши.

Выполненный комплекс исследований показал, что в условиях карьера Мурунтау наиболее эффективными являются технологические схемы отвалообразования без автомобильного предотвала. Эти схемы позволяют повысить эффективность отвалообразования и обеспечить безопасные условия работы отвального оборудования на отвалах со слабым основанием.

В связи с этим был продолжен комплекс исследований особенностей развития деформаций отвалов при формировании широкими и узкими заходками по определению интенсивности и величины усадки отвала.

Так как консольный отвалообразователь находится на значительном расстоянии от верхней бровки отвала, то для него наибольшую опасность представляют уса-

дочные процессы, которые были исследованы во времени и пространстве. Исследованиями установлено, что при высоте отвала 60 м (рис. 1), представляющие опасность для отвалообразователя трещины со смещением на более 600 мм по вертикали, образуются от оси конвейера. При высоте отвала 60, 90, 120 м эти расстояния, соответственно, равны 49, 41, 32 м. Таким образом, установлено, что при критической усадке 600 мм работа отвалообразователя безопасна при высоте яруса до 120 м, если расстояние его установки от оси составляет примерно 30 м.

Исследования условий формирования отвалов и особенностей развития деформационных процессов позволили разработать новые технологические схемы и способы формирования высоких одноярусных конвейерных отвалов на слабом основании.

В основу разработки таких способов была положена идея создания условий для опережающего образования локальных деформаций, что достигается доведением отвала на локальном участке до критической высоты. Для этого на верхнюю бровку отвала консольным отвалообразователем отсыпают дестабилизирующий конус породы, создавая дополнительную нагрузку на основание отвала. Если основание отвала устойчиво, то деформации отвала не произойдет, а если ослаблено – деформация будет иметь место.

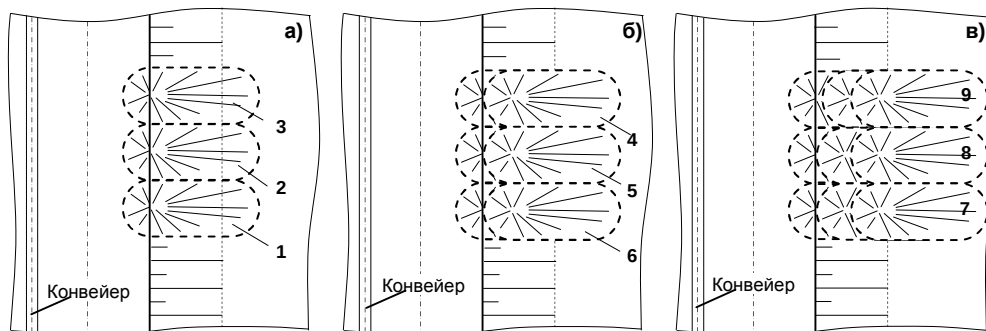


Рис. 1. Способ отвалообразования горных пород

В первом случае отсыпка дестабилизирующих конусов вдоль верхней бровки отвала продолжается (рис. 1, а) на участке, протяженность которого для рассматриваемых условий принята равной двум радиусам трещины отрыва локальной деформации, т.е. около 400 м. Затем на этом участке последовательно отсыпаются второй (рис. 1, б) и третий (рис. 1, в) ряды конусов породы.

Во втором случае, когда дестабилизирующий конус породы инициирует локальную деформацию отвала с образованием оползневого тела, отсыпку пород в конус продолжают до самостабилизации оползня. При этом оползневое тело создает своеобразный контрфорс,

обеспечивая устойчивость отвала в целом. После самостабилизации оползня на полученную боковую поверхность дестабилизирующего конуса сначала последовательно отсыпают стабилизирующие конуса породы, которые в случае продолжения деформации играют роль опережающих призм упора (или контрфорсов). При такой технологии отвалообразователь устанавливается в точку a_1 (рис. 1), из которой он последовательно перемещается сначала в точку a_2 , а затем - заканчивает цикл в a_3 . После окончания этого цикла отвалообразователь перемещается в точку a_1' и цикл повторяется. Такая технология применяется до тех пор, пока после отсыпки дестабилизирующего конуса отвал не останется в устойчивом состоянии. Тогда продолжение отсыпки отвала осуществляется по первому варианту.

В результате этого предложенная технология отсыпки высокого отвала обеспечивает безопасность отвального оборудования.

При выборе схемы формирования отвала следует учитывать не только технологические простои, связанные с передвижкой конвейеров, но безопасность работ, связанную с устойчивостью основания и высотой яруса отвала. Именно эта задача выбора рациональной схемы формирования отвала и была решена на основе выполненных исследований применительно к конвейерной линии № 2 комплекса ЦПТ карьера Мурунтау.

Вместимость отвала, формируемого линией № 2 комплекса ЦПТ, будет исчерпана к апрелю 2005 года. Поэтому предстоит перемонтаж передаточного и отвального конвейеров. Существует два наиболее приемлемых варианта такого перемонтажа конвейеров - с параллельной и веерной передвижкой отвального конвейера (рис. 2). Варианты отличаются емкостью отвальной заходки, энергоемкостью транспортирования и затратами времени на одну передвижку отвального конвейера.

Высота яруса отвала в обоих случаях одинакова и составляет по проекту 50 м. Однако вариант с веерными передвижками отвального конвейера более предпочтителен, поскольку расстояние перевозки в этом случае сокращается на 400 м. Это приводит к уменьшению энергозатрат на 0,12 кВт час/м³ ($\approx 1,4$ млн кВт час/год), что имеет для предприятия существенное значение. Преимущество такого варианта - технологически обоснованное использование отсыпки отвала узкими заходками, а недостаток - уменьшение емкости отвальной заходки на одну передвижку отвального конвейера. Устранение этого недостатка предложено путем увеличения высоты яруса с 60 на 90 м. Для этого практически требуется выполнить минимальный объем горных работ, а перемонтаж линии № 2 осуществляется в 3 этапа (рис. 3):

1. Планируется поверхность отвала, и с гор. +536,8 м на отметку +553,2 м проводится наклонная траншея

от приводной станции КЛМ-2. В этой траншее устанавливается наклонный конвейер КЛНО-2, в качестве которого используется часть конвейера КЛП-2 длиной 240 м. Затем на спланированной поверхности отвала гор. +553,2 м в положении 1 устанавливается отвальный конвейер КЛО-2 длиной 1500 м. После этого отсыпается первая заходка с частичным размещением пород на нижнем ярусе предыдущего отвала.

2. После заполнения первой заходки отвальный конвейер из положения 1 передвигается параллельно в положение 2 с наращиванием хвостовой части до приводной станции КЛМ-2 и доведением длины конвейера до 1710 м. При этом наклонный конвейер КЛНО-2 выводится из работы. Отвальная заходка заполняется полностью узкими полосами. При этом отвальный ярус достигает высоты 85÷90 м.

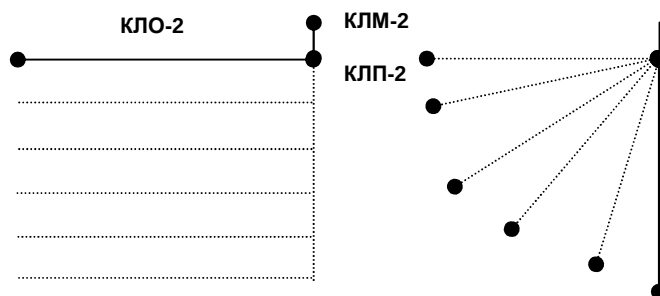


Рис. 2. Варианты перемонтажа конвейерной линии № 2 комплекса ЦПТ с параллельной (а) и веерной (б) передвижкой отвального конвейера КЛО-2

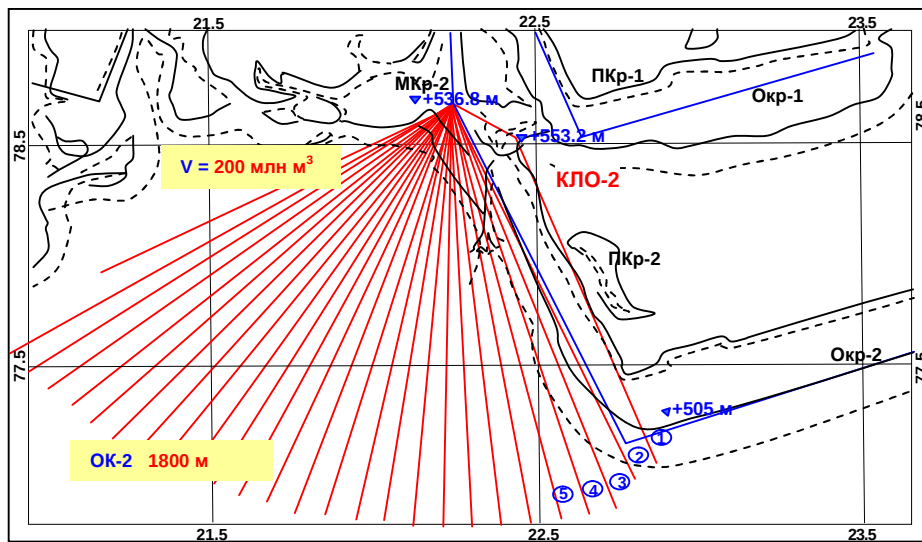


Рис. 3. Схема веерной отсыпки отвальной заходки

3. После заполнения заходки отвальный конвейер КЛО-2 передвигается веером из положения 2 сначала в положение 3, затем положения 4, 5, 6, ... и т.д.

Веерные передвижки отвального конвейера при высоком нижнем ярусе и неоднородном по устойчивости основании стимулируют применение отсыпки отвала узкими заходками, что повышает безопасность работ.

Таким образом, предложенные технологические схемы отвалообразования высоких одноярусных отвалов ЦПТ позволяют формировать высокие одноярусные отвалы на слабом основании.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОМПЛЕКСА ЦПТ

Федянин А.С., горный инженер-геофизик рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

На карьере Мурунтау для транспортирования скальных вскрышных пород эксплуатируется комплекс циклично-поточной технологии, поточное звено которого представлено двумя параллельно расположенными конвейерными линиями. Проектная производительность комплекса составляет 25,6 млн м³ в год. Размещение конвейерной линии на борту карьера предусматривает значительное уменьшение конструктивного угла наклона борта относительно расчетного. Следовательно, для минимального разноса борта, а также для увеличения вместимости приемных бункеров конвейерную траншею целесообразно углубить на локальном участке борта. Однако при этом снизится устойчивость бортов самой траншеи и примыкающих к ней уступов с транспортными бермами. В данной связи, на неустойчивых участках борта вблизи комплекса ЦПТ необходимо использование специальной технологии включающей укрепление уступов и сейсмобезопасные методы ведения БВР. Так же, для обеспечения безопасности работы комплекса необходим постоянный контроль состояния уступов с размещенными на них инженерными сооружениями ЦПТ, дробильно-перегрузочных пунктов, конвейерной линии и отвалов.

Для решения данной задачи на карьере Мурунтау внедрены методы геомеханического контроля состояния устойчивости Южного борта, реализованные в системе геодинамического мониторинга бортов карьера.

Согласно технологии, расположение конвейерной траншеи на Южном борту карьера обусловлено более пологим генеральным углом борта по условию его устойчивости. Однако Южный борт имеет неоднородное строение, характеризующееся сложными горно-геологическими условиями, сложен разнородностями углистых сланцев и алевролитов, имеющих низкие прочностные характеристики, и, кроме того, ослаблен тектоническими разломами. Наиболее нарушенная зона, шириной 200-250 м, генетически связана с зоной Южного разлома и простирается под углом 30-40° относительно конвейерной траншеи. Кроме четырех основных разломов прибортовой массив пересечен многочисленными разнонаправленными дизъюнктивными нарушениями второго порядка и примыкающими к ним опояривающими трещинами с углами падения 25-37°. В местах совпадения простираний поверхностей ослабления и откосов уступов происходят локальные деформации на участках длиной 20-100 м. В этих местах ширина транспортной бермы сокращается до недопустимых размеров. Деформация откосов на этих участках может привести к выходу КНК из строя и существенно осложнить работу карьера. Инженерно-геологический разрез неустойчивого участка показан на рис. 1.

Для составления проекта укрепительных работ на неустойчивом участке Южного борта был выполнен комплекс инженерно-геологических изысканий и исследований физико-механических свойств горных пород

(лабораторные испытания образцов и натурные испытания на сдвиг породных призм нарезанных в уступах), а также выявлены основные системы трещин, оказывающих влияние на устойчивость уступов.

Работы по укреплению неустойчивых участков уступов были начаты в 1983 г., после развития на расстоянии 50 - 70 м от ДПП № 1 деформации транспортной бермы. Длина деформации по фронту составила порядка 20 м, ширина 5-7 м.

Маркшейдерскими наблюдениями был установлен прогрессирующий во времени характер деформирования, что могло привести к полному обрушению бермы. Комплекс укрепительных работ включал: установку в устойчивых породах железобетонных вертикальных свай, объединенных монолитным ростверком; сооружение железобетонной подпорной стенки в нижней части уступа и пригрузку откоса скальной породой, засыпаемой за стенку. Устойчивость I подпорной стенки обеспечивалась путем устройства свайного фундамента (диаметр свай 250 мм, глубина заделки концов - 3 м, расстояние между сваями - 1 м). Схема укрепленного уступа показана на рис. 2.

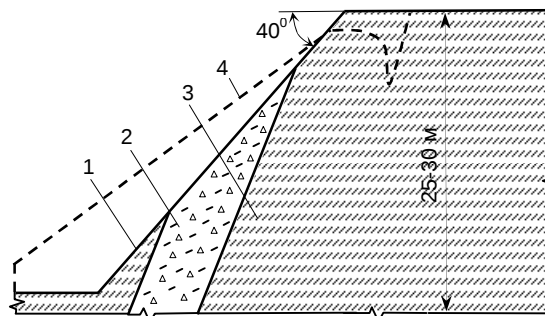


Рис. 1. Поперечный разрез неустойчивого уступа: 1 - поверхность строения нерабочего уступа с транспортной бермой; 2 - зона дробленых пород; 3 - аргиллиты и углистые сланцы; 4 - поверхность откоса после деформирования

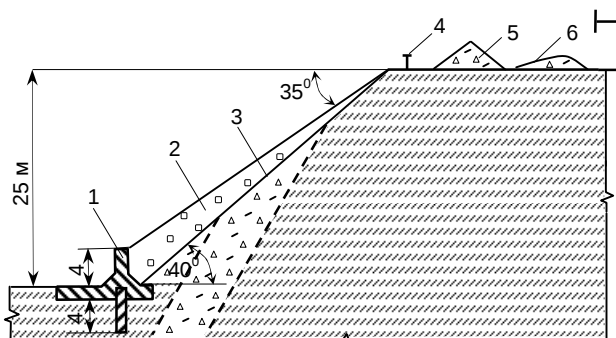


Рис. 2. Поперечный разрез укрепленного откоса уступа: 1 - железобетонная подпорная стенка на свайном фундаменте; 2 - скальная засыпка в застенном пространстве, расположенная под углом естественного откоса; 3 - поверхность откоса; 4 - репер наблюдательной станции; 5 - оградительный вал; 6 - автодорога

На нижележащем горизонте, на берме, примыкающей к ДПП № 2, во время оформления уступа образовалась трещина отрыва, что свидетельствовало о начале развития деформации. Общая протяженность участков, где появились заколы, составила 185 м, а ширина призмы возможного обрушения 12-15 м. Для предотвращения дальнейших деформаций порода после взрыва частично была оставлена в забое в виде пригрузочной призмы. В такой обстановке разнос борта вообще исключался. Это потребовало бы полной остановки работ. Наличие пригрузочной призмы препятствовало движению по берме транспортных средств. Были рассмотрены четыре варианта укрепления бермы:

- частичная уборка пригрузки с оставлением полосы шириной 10 м, сооружение подпорной стенки вдоль пригруженного откоса и засыпка застенного пространства скальной породой;

- полная уборка пригрузки и оползающих пород, сооружение подпорной стенки непосредственно у нижней бровки проектного уступа и засыпка скальной породой застенного пространства на всю высоту укрепляемого уступа;

- замена оползающих пород и пригрузки контрфорсом из скальных пород путем проходки поперечных заходок ограниченной ширины и быстрым их заполнением, при этом подпорную стенку необходимо сооружать только на участке примыкания к траншее ЦПТ;

- отсыпка контрфорса на оползающие породы с верхнего горизонта, отжатие последних на берму и уборка вместе с ранее оставленной подпорной призмой.

К исполнению был принят третий вариант, который при минимальных затратах был технически более простым в исполнении.

Внедрение технических решений по укреплению откосов в течение 1983-1988 гг. позволило восстановить транспортные бермы до проектной ширины, равной 27,5 м, а в дальнейшем, при вскрытии нижних горизонтов, предупредить деформации на участке размещения комплекса ЦПТ.

После проведения мероприятий по укреплению уступов, контроль за состоянием наклонной траншеи с расположенным на ней конвейерным подъемником проводится с помощью геомеханических методов исследований (рис. 3).

Обеспечение долговременного контроля с помощью системы мониторинга бортов карьера, позволяет оперативно выявлять места возможных деформаций и принимать меры по их предотвращению. Оценка состояния откосов бортов карьера поставленных в предельное положение устанавливается с использованием комплексных данных геофизических и инструментальных геолого-маркшейдерских наблюдений.

Так, геофизические наблюдения за состоянием устойчивости комплекса ЦПТ на Южном борту карьера проводятся с целью оценки изменения состояния устойчивости борта в целом, с учетом геодинамического влияния разломов.

С целью получения оперативного прогноза изменения напряженно-деформированного состояния Южно-

го борта карьера на участке расположения ЦПТ, в зоне влияния Южного разлома, установлены 2 стационарные геофизические станции (гор. +185 м; гор. +515 м) для проведения наблюдений методом вертикального электроразведывания. Наблюдения методом ВЭЗ проводятся с использованием аппаратуры АНЧ-3 в модификации симметричной установки.

Данные наблюдения позволяют выявить ранние стадии деформационных явлений, их взаимосвязь с геодинамической обстановкой в районе месторождения и геотектоническим строением массива.

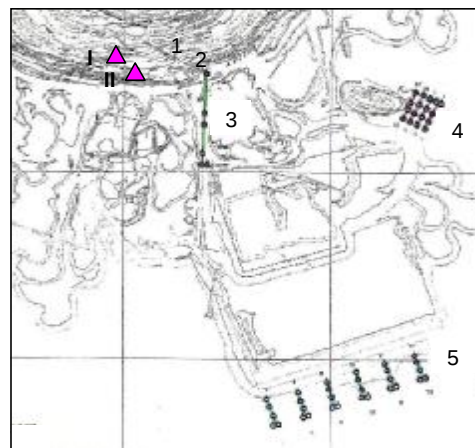


Рис. 3. Схема расположения наблюдательных станций по обеспечению контроля за состоянием инженерных сооружений ЦПТ:
I, II — геофизические станции ВЭЗ; 1 - 5 — маркшейдерские наблюдательные станции

Маркшейдерские наблюдения за состоянием устойчивости комплекса ЦПТ реализованы в системе мониторинга в качестве режимных наблюдений за центральной траншеей, конструкциями дробильно-перегрузочных пунктов и основаниями высоких конвейерных отвалов.

Для наблюдения за состоянием устойчивости центральной траншеи ЦПТ заложена маркшейдерская станция № 4. Наблюдения на станции проводятся с помощью геометрического нивелирования и промером расстояний между рабочими реперами при помощи стальной рулетки.

Наблюдения за подпорными стенками ДПП 1 и ДПП 2 проводятся на станциях № 1 и № 2 методом прямой засечки по маркам - реперам нанесенным непосредственно на подпорную стенку. Суть метода заключается в измерении горизонтальных углов между базисом и марками - реперами (рис. 4).

На монтажной площадке ДПП-3 заложена наблюдательная станция для наблюдения за состоянием фундамента и колонн мостового крана. Наблюдения проводятся методом геометрического нивелирования и промера расстояний стальной рулеткой.

С целью обеспечения безопасности работы отвалообразователя и контроля состояния оснований высоких конвейерных отвалов ЦПТ в основании КЛО-1 и КЛО-2 заложены маркшейдерские наблюдательные станции № 4 и № 5. Станции состоят из 5 реперных линий, на

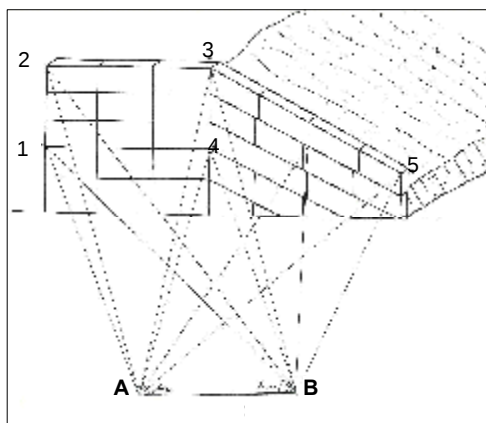


Рис. 4. Схема проведения наблюдений за подпорными стенками:
1-5 - марки реперы; А, В - точки базиса

которых проводятся наблюдения методом геометрического нивелирования и промера расстояний между реперами стальной рулеткой.

Режимные наблюдения на установленных станциях позволяют осуществлять постоянный контроль состояния устойчивости отвалов КЛО-1 и КЛО-2, своевременно фиксировать ранние стадии развития

деформационных явлений в основании отвалов, обеспечивая высокую безопасность отвальных работ. Проведение данных работ позволило увеличить высоту конвейерных отвалов с 60 м до 90 м при обеспечении их долговременной устойчивости и соблюдении проектной технологии отвалообразования.

Методы мониторинга состояния устойчивости инженерных сооружений также будут использоваться на северном борту карьера, при геомеханическом обеспечении нового технологического объекта ЦПТ который предусматривает применение конвейера КНК 270/2000, дробильно-погрузочной установки ДПУ и отвально-погрузочной машины ОМП-3500. В настоящее время разработаны наиболее вероятные схемы деформирования карьерных откосов с учетом структурных особенностей борта в зоне будущего комплекса ЦПТ, что позволило принять необходимые технологические решения для обеспечения устойчивости участков размещения опор КНК.

Таким образом, реализованный в системе мониторинга бортов контроль за состоянием устойчивости инженерных сооружений ЦПТ показал высокую точность наблюдений и в течение 20 лет позволяет обеспечить безопасность отвальных работ и бесперебойную работу комплекса в целом.

УДК 622

© Савчук А.В. 2004 г.

ГОРНО-ТРАНСПОРТНЫЕ КОМПЛЕКСЫ И МАШИНЫ ОАО «АЗОВМАШ»

Савчук А.В., президент ОАО «Азовмаш»

КОЛЛЕКТИВУ НАВОЙСКОГО ГМК

Уважаемые друзья!

Примите сердечные поздравления с двадцатилетием ввода в эксплуатацию комплекса ЦПТ карьера Мурунтау. Приятно отметить, что наше оборудование, в составе комплекса ЦПТ, вносило и вносит все эти годы свою лепту в историю развития карьера Мурунтау.

Желаю трудовому коллективу комбината процветания и достижения новых производственных высот!

ОАО «Азовмаш» - крупнейшее машиностроительное предприятие Украины с сорокалетним опытом создания горнорудного и подъемно-транспортного оборудования от проекта до ввода в промышленную эксплуатацию с последующим сервисным обслуживанием.

Один из главных видов этой продукции - горно-транспортные комплексы непрерывного действия производительностью от 1500 до 8000 м³ горной массы в час, предназначенные для вскрышных работ и добычи полезных ископаемых.

Роторные комплексы формируются из различных машин в зависимости от технологии ведения горных работ в карьере. В их составе ОАО «Азовмаш» предлагает роторные шагающе-рельсовые и гусеничные экс-

каваторы (вскрышные и добычные), отвалообразователи, перегружатели забойные и межступенные, мостовые погрузочные устройства, системы конвейеров, кабельные передвижки и вспомогательное оборудование.

В наиболее полном объеме роторные комплексы производства ОАО «Азовмаш» (поставка в период 1982-1990 гг.) представлены на разрезе «Березовский» Красноярской угольной компании, г. Шарыпово - два добычных комплекса (экскаватор - перегружатель забойный - система конвейеров) и два вскрышных комплекса (экскаватор - перегружатель вскрышной - перегружатель межступенный - отвалообразователь) производительностью 5250 м³/час каждый.

Отлично зарекомендовал себя на угольных разрезах Экибастуза и Красноярского края роторный экскаватор

ЭРП-2500 на трехопорном гусеничном ходу с повышенным усилием резания. Более 20 лет данная модель экскаватора является на этих разрезах флагманом добычи угля в условиях работы на пластах без проведения буровзрывных работ.

Конвейерно-отвальные комплексы предназначены для транспортировки и складирования горной массы на открытых горных разработках в карьерах, разрезах,



Роторный экскаватор

на строительстве ирригационных систем и различных гидротехнических сооружений. Комплексы работают при температуре от минус 50 °С до плюс 40 °С. При необходимости температурный интервал может быть расширен. Транспортируемый материал мягкий, сыпучий, твердый (твердость и абразивность не ограничиваются).

Комплексы включают в себя систему ленточных конвейеров, машину для складирования, комплекты вспомогательного оборудования, запасных частей, инструментов и приспособлений для выполнения планово-предупредительных ремонтов, техническое описание с инструкцией по монтажу и эксплуатации.

Ленточные конвейеры изготавливаются горизонтальными и наклонными, стационарными, передвижными и переносными. Их протяженность колеблется от 100 до 2000 м. Высота подъема одним конвейером достигает 125 м, угол наклона подъемных конвейеров - до 16°. Максимальная крупность транспортируемого материала - 1000 мм, скорость ленты 2-6 м/с, ширина ленты 1200-2000 мм. Конвейеры снабжены электрооборудованием, средствами контроля целостности ленты (контролируется: целостность тросов, наличие продольных и поперечных порывов, а также ползучесть стыков), средствами управления и обнаружения неполадок, контроля температуры подшипников барабанов. Конструкция трехроликовых гирляндных

роликоопор для поддержания рабочей ветви ленты позволяет производить их замену при движущейся ленте. В зоне загрузки материала под рабочей лентой устанавливаются выкатные столы с пятироликовыми гирляндными роликоопорами. При необходимости замены роликоопор один из столов выкатывается лебедкой. При этом на его место затягивается второй стол без разборки бункера. Узлы пересыпки конвейеров уплотнены для исключения рассеивания пыли в атмосферу. Управление осуществляется из кабины машиниста, выполненной в соответствии с требованием эргономики, техники безопасности, санитарии и современного дизайна. По требованию Заказчика управление всей системой конвейеров может быть смонтировано в кабине машины для складирования или в центральном пункте.

В зависимости от назначения комплекса определяется конструкция машины для складирования. При отсыпке горной массы в отвал – это отвалообразователи с одним или двумя конвейерами, установленными на приемной и отвальной консолях. Отвалообразователи могут выполнять параллельную и веерную отсыпку

верхних и нижних отвалов. Их ходовое оборудование позволяет осуществлять любые маневры.

Наилучшим образом зарекомендовали себя уникальные по своей конструкции отвалообразователи ОШС-4000/125 в составе конвейерно-отвального комплекса производительностью 6800



Шагающе-рельсовый отвалообразователь



Роторный комплекс

т/час для крепких крупно-кусковых пород на руднике Мурунтау Навоийского ГМК (поставка в 1984-1986 гг.). В 2002 гг. специалистами ОАО «Азовмаш» проведено техосвидетельствование данных отвалообразователей и после более чем 18-ти летней их эксплуатации срок службы металлоконструкций продлен еще на пять лет.

Аналогичный конвейерно-отвальный комплекс производства ОАО «Азовмаш» поставлен на разрез «Бачатский» Кемеровской области в 1998 г.



Вагон – цистерна для сжиженных газов

Для послойной укладки сыпучих материалов в штабель и забора из штабеля в условиях открытых складов могут использоваться укладчики-заборщики роторные УЗР - 1000 в комплексе с конвейером склада (поставлен на ОАО «Маркохим», г. Мариуполь, Украина).

В настоящее время ОАО «Азовмаш» продолжает активно работать над созданием современных машин для горнодобывающей и горноперерабатывающей отраслей:

- завершен монтаж и испытание перегружателя мостового грейферного ПМГ-20 на ОАО «Алчевск-кокс», г. Алчевск, Украина;

- завершена поставка и монтаж оборудования комплекса шламопе-



Кран порталный перегрузочный

- в процессе изготовления находится перегружатель круто-наклонный КНК-30 с углом транспортировки горной массы - 38° и производительностью - 2000



Большегрузный контейнер-цистерна для сжиженных газов

м³/час для рудника Мурунтау Навоийского ГМК и т.д.

ОАО «Азовмаш» постоянно оказывает консультативную помощь, предоставляет запасные части и модернизированные узлы на действующие машины собственного производства, а также других поставщиков в рамках техперевооружения горнодобывающих предприятий Украины, России, Узбекистана и Казахстана.

Современный «Азовмаш» - это уникальный научно-производственный комплекс.

Предприятием накоплен огромный опыт в области проектирования и производства авиационной и ракетно-космической топливозаправочной техники, железнодорожных вагонов-



Контейнер для выплавки стали и чугуна

регрузки для Старобешевской ТЭС, пгт. Новый Свет, Донецкая обл., Украина, в составе вагоноопрокидывателя, бункеров с вибросистемой, питателей, системы конвейеров производительностью 520 т/час и барабанной сушилки.



Полувагон для сыпучих и штучных грузов

цистерн, металлургического, горного, кранового, нефтехимического и другого оборудования, не имевшего аналогов ни в СНГ, ни за его пределами.

ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО РУДОСЕПАРАЦИИ ЗОЛОСОДЕРЖАЮЩЕЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Мальгин О.Н., зам. главного инженера НГМК, канд. техн. наук

Сырьевые запасы карьера Мурунтау складываются из запасов руды в недрах, а также из накопленных на складах и в отвалах, образовавшихся за 35 лет его существования. При этом к товарным запасам, подлежащим переработке на гидрометаллургическом заводе (ГМЗ-2), отнесены запасы руды с содержанием более 1,0 г/т. Разведочными работами установлено, что в недрах сосредоточено 300 млн т рудной массы со средним содержанием золота 0,69 г/т (класс содержания 0,5-1,0 г/т). В настоящее время ее переработка не предусмотрена, и она вывозится в отвалы, вместе со вскрышными породами, содержание золота в которых менее 0,5 г/т. По предварительной оценке в отвалах карьера Мурунтау скопилось около 1,5 млрд т горнорудной массы со средним содержанием 0,35 г/т, в которой могут быть выделены зоны с ориентировочными запасами 300÷350 млн т при среднем содержании золота 0,5-0,6 г/т.

В то же время, имеющаяся сырьевая база не обеспечивает выполнения программы по выпуску золота на перспективу из-за отсутствия достаточного количества товарной руды в продуктах добычи. Поэтому поиск путей поставки на переработку руды с повышенным содержанием золота без расширения горного производства является актуальной задачей, которая может быть решена, например, за счет предварительного обогащения горнорудной массы добычи с содержанием золота 0,5-1,0 г/т, а также части горной массы отвалов с содержанием золота до 0,5-0,6 г/т.

Исследованиями установлено, что на Мурунтау в продуктах добычи, разделяемых на технологические сорта по классам содержания золота, присутствует некоторая часть продуктов других сортов. Например, в породной массе с содержанием золота до 0,5 г/т, извлекаемой при отработке зоны внутренней вскрыши, присутствует до 30-40 % товарной руды, с содержанием золота более 1,0 г/т. Поэтому было бы логичным уже на стадии ведения очистных работ в этой зоне выделять в отдельные грузопотоки продукты с содержанием золота менее 0,5 г/т, от 0,5 до 1,0 г/т и более 1,0 г/т.

Расчеты показывают, что такая селекция позволит получить дополнительно 80-100 млн т товарной руды с содержанием золота более 1,0 г/т. Техническое решение этой задачи реализуется с помощью технологической схемы управления качеством рудопотока, которая состоит из крупно-порционной, мелко-порционной и покусковой сортировки горнорудной массы.

Крупно-порционную сортировку целесообразно осуществлять порциями в объеме кузова автосамосвала (посамосвальная сортировка). Для этого может быть использована селективная выемка по сортовым планам, с управлением работой выемочно-погрузочной горной техники через систему GPS, фотометрическая

или радиометрическая сортировка транспортных порций с помощью рудоконтрольных станций, аналогичных используемым на карьерах Кокпатас и Даугызтау (РКС-А) для посамосвальной сортировки руд, но мобильных, максимально приближенных к очистному забою. Задачей этой стадии управления грузопотоком является адресная отгрузка сортируемых порций (автосамосвалов). А именно: товарной руды – на склады, породной массы – в отвал, а горнорудной массы – на следующую стадию рудоподготовки.

Мелко-порционная и покусковая сортировка горнорудной массы реализуется с помощью рудосепарационных установок, аналогичных по модульному исполнению опытно-промышленному рудосепарационному комплексу (ОПРСК) эксплуатируемому на месторождении Кокпатас.

Предпосылками к использованию этой стадии рудоподготовки на Мурунтау послужили результаты специальных исследований, проведенных совместно специалистами НГМК и компании ЗАО INTEGRA. Эти исследования показали, что руды Мурунтау обладают высокой покусковой контрастностью по содержанию золота.

Например, во фракции класса крупности кусков 100-50 мм, составляющих значительную долю горнорудной массы в продуктах добычи, всего в 15-18 % кусков содержание золота повышенное (более 0,4 г/т) и именно в них заключено 90-92 % общих запасов золота в этой фракции. Продуктивность остальной массы кусков этой фракции (85-82 %) ничтожна. В ней сосредоточено менее 10 % запасов золота, извлечение которых на современном этапе развития технологических схем переработки нерентабельно. Из этого следует, что значительная часть затрат на транспортировку и заводской передел руд может быть сокращена при внедрении в производство технологии, позволяющей осуществлять предварительную подготовку, с целью выбраковки породной массы из продуктов добычи. Фактически эта часть для месторождения Мурунтау составляет 80-85 %, а на практике с помощью покусковой сепарации удастся исключить только половину (около 40 %) породной массы, поскольку выход фракции кусков машинных классов крупности (-200 + 25 мм) для руд Мурунтау составляет около 50 %.

Необходимо подчеркнуть, что актуальность развития и практического использования технологий предварительного обогащения руд (рудоподготовки) очевидна. Потребность в их использовании при разработке месторождений цветных и благородных металлов возрастает по мере вовлечения в добычу бедных и убогих руд, а также при решении задач переработки складов и отвалов некондиционного сырья, накопленного на ранних этапах эксплуатации горнорудных объектов.

Значительный прогресс в решении задач сортировки руд месторождения Мурунтау достигнут в период с 1996 по 2001 гг., когда специалистами НГМК и ИНТЕГРА были проведены обширные НИР и полупромышленные испытания. В основу этих работ были положены фотометрические методы, но при этом аппаратная база была существенно модифицирована для решения сложных алгоритмов анализа изображений.

Для понимания принципов разделения руд по классам содержания золота обратимся к рис. 1, отображающему распределение различных литологических типов пород в сортируемой горнорудной массе и характеризующему выход отвального продукта и концентрата (обогащенного продукта) после разделения на рудосепарационной установке. Приведенные данные получены в результате обработки технологических проб общим весом около 193 т. Из их анализа следует, что около 80 % запасов, в т.ч. более 60 % запасов с содержанием золота не менее 1,5 г/т и 100 % запасов с содержанием более 2 г/т, сосредоточены в кусках слабо- и сильно окварцованных пород, включая кварцевые прожилки. В последних, по данным Кызылкумской ГРЭ, среднее содержание золота составляет 31,1 г/т, что более чем на порядок превосходит содержание в остальных разностях рудовмещающих пород.

Литологические разности пород, обогащенных золотом и безрудные, оптически различимы, что послужило основанием для использования технологии фотосортировки в целях предварительного обогащения руд Мурунтау. В отличие от использованных ранее методов фотометрии образцов и анализа их спектров отражения были применены современные сверхбыстродействующие видеокамеры, позволяющие получить изображение движущегося на ленте куска (без фильтров и с различными фотофильтрами), ввести это изображение в компьютер и интерпретировать его, с целью обнаружения включений кварца, наличия участков окварцевания и др. Аппаратурное и программное обеспечение технологии осуществляет компания INTEGRA GROUP. Прогнозные результаты для технологических проб минерализованной массы, содержащей 0,8-1,2 г/т золота, приведены на рис. 2.

Проведенные испытания позволили принять в качестве контрольных технологических показателей рудосортировки кусков руды машинных классов крупности величины, приведенные в таблице.

Разработанная технология по кусковой сортировке горнорудной массы на

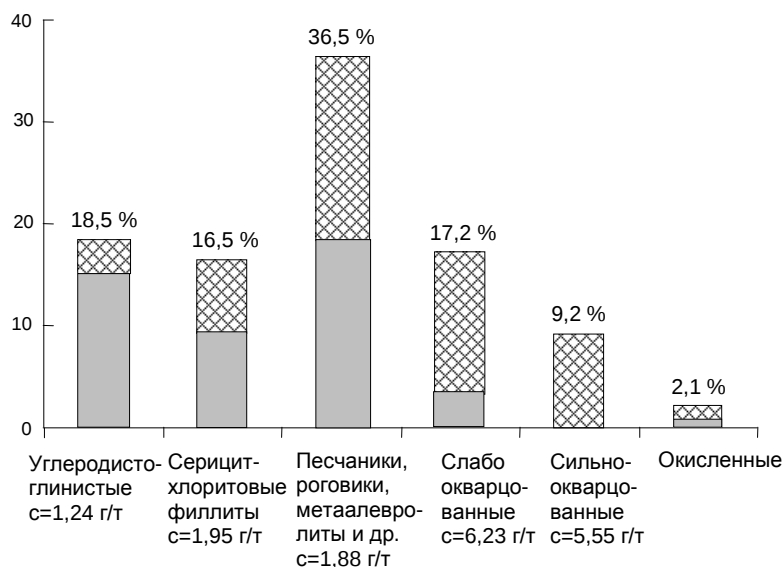


Рис. 1. Литологический состав и выход отвального и обогащенного продукта при сортировке пород различных типов:

штрихованный — обогащенный продукт, серый — отвальный продукт

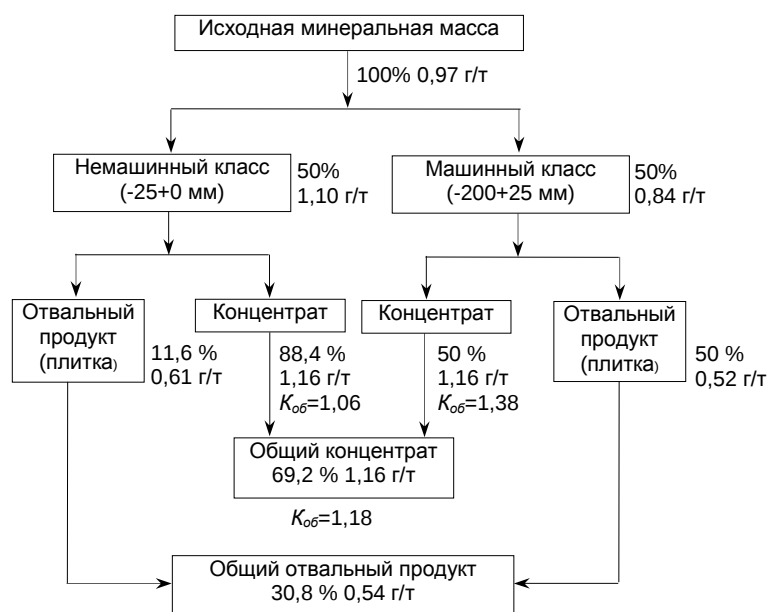


Рис. 2. Схема и результаты фотометрической рудосепарации минерализованной горной массы

Результаты фотометрической покусковой сортировки горной массы

Технологический тип горной массы	Среднее содержание, г/т	Выход концентрата, %	Среднее содержание в концентрате, г/т	Среднее содержание в отвальном продукте, г/т
Порода внутренней вскрыши	0,8	35 50	1,28 1,15	0,6 0,53
Минерализованная масса	1,15	50	1,65	0,65
Забалансовая руда	1,57	50	2,25	0,89

основе фотометрии положена в основу ТЭО вовлечения в переработку пород внутренней вскрыши и участков отвалов, обогащенных золотом.

В итоге предложена и принята к реализации следующая концепция предварительного обогащения горнорудной массы.

1. Расширение сырьевой базы Мурунтау достигается вовлечением в переработку горнорудной массы из зоны внутренней вскрыши. Для этого используется селективная добыча по сортовым планам с управлением очистными работами через систему GPS, а затем – сортировка методом фотометрического (или рентгено-радиометрического) опробования на основе сканиро-

вания поверхности порций горнорудной массы в кузове самосвала.

2. Горнорудная масса добычи, а также заскладированная масса с содержанием золота 0,5-1,0 г/т, направляется на покусковую фотометрическую (или рентгено-радиометрическую) сепарацию на опытно-промышленную установку, с целью уточнения исходных данных для дальнейшего проектирования и строительства промышленного комплекса.

3. Покусковая сепарация реализуется с помощью модульных рудо-сепарационных установок. Для этого разработан проект.

УДК 622

© Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. 2004 г.

ОБОСНОВАНИЕ ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕГО КОМПЛЕКСА ПРИ ОСВОЕНИИ КРУПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Мальгин О.Н., зам. главного инженера НГМК, канд. техн. наук; Сытенков В.Н., главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук; Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Оптимизация главных параметров горно-перерабатывающего комплекса является сложной и малоисследованной проблемой. Такое производство, созданное на базе месторождения Мурунтау, имеет ряд неоспоримых преимуществ перед другими производствами аналогичного типа - оно расположено компактно, образует единый комплекс с одинаковой формой собственности под общим управлением, характеризуется динамичным развитием на базе одного месторождения. Все это упрощает проведение исследований и стимулирует исполнителей на поиск оптимизационных решений.

В настоящее время производительность завода определяется, главным образом, директивно с обоснованием в минимальном объеме технической возможности и экономической целесообразности. Под эту производительность подбирается производительность карьера по руде и горной массе, а уже затем на основе математической модели месторождения с использованием компьютерной технологии строится график ведения годовых работ в карьере. Однако директивное задание годовой производительности карьера по руде в реальной практике далеко не всегда относится к лучшему решению, следствием которого является упущенная прибыль и снижение степени использования геоэкономического потенциала месторождения. Данный вопрос получил в настоящей работе новое развитие.

Горнодобывающий комплекс и металлургический завод по переработке руд рассмотрены как единая система, оптимизация которой может быть произведена по величине дисконтированного потока кумулятивной чистой прибыли ($NPV(D)$), максимальное значение которого достигается при определенном соотношении мощности добывающего и перерабатывающего комплекса. Причем эти мощности могут быть равны между собой, или мощность добывающего комплекса пре-

восходит перерабатывающую мощность на определенную величину. В этом случае излишки руды направляются на склад в качестве сырьевых запасов будущих периодов. Содержание в этой руде, как правило, значительно ниже содержания в перерабатываемой руде.

Теоретическое рассмотрение вопроса об оптимальной мощности горно-перерабатывающего комплекса по критерию дисконтированной накопленной прибыли показало, что определяющими показателями для принятия данного решения являются:

- бортовое содержание металла для переработки на заводе (C_6^3), представляющее собой традиционно рассматриваемое C_6 с учетом удельных амортизационных отчислений при сроке амортизации капитальных затрат, равном времени дисконтирования;

- бортовое содержание металла при складировании руды (C_6^{CK}), представляющее собой C_6 с учетом удельных затрат, возникающих в связи с перевалкой руды - карьер - склад - завод.

Если $C_6^3 \leq C_6^{CK}$, то мощность комплекса должна определяться таким образом, чтобы вся руда, добываемая на карьере, по возможности без складирования отправлялась на завод.

Если $C_6^3 \geq C_6^{CK}$, то формирование складов экономически оправдано, но только для бедных руд с содержанием C в интервале $(C_6^3 - C_6^{CK})$.

Предложена итеративная процедура решения этой задачи, состоящая в переборе различных значений значимой мощности завода и вычисляемой мощности карьера из условия, что вся руда, добываемая из карьера с содержанием выше C_6^3 , будет поступать на переработку на завод.

Основные теоретические положения по оптимизации производительности системы «карьер-завод» сводятся к следующему.

Стратегия развития системы в целом определяется:

- Стратегией развития горного производства.
- Стратегией развития перерабатывающего предприятия.

• Стратегией формирования рудопотоков из карьера на завод, из карьера на склады, со складов на завод.

Эти стратегии должны быть согласованы между собой.

Стратегия развития добывающего производства определяется объемом руды, направляемой на переработку, и объемом руды, направляемой на склад в качестве запасов сырья будущих периодов.

Стратегия развития перерабатывающего предприятия определяется вводом новых мощностей, развитием инфраструктуры и пр.

Стратегия формирования рудного потока на завод определяется комбинацией рудных потоков из карьера и со складов. При этом часть руды из карьера направляется вновь на склады в качестве сырьевых запасов будущих периодов. Однако содержание в этой руде меньше, чем в руде, направляемой со складов на завод.

Суммарный поток горной массы из карьера $G(t)$ складывается из потока вскрыши $V(t)$ и потоков $R_i^*(t)$ с содержанием $C_i(t)$ в i -том сорте руды:

$$G(t) = V(t) + \sum R_i^*(t)$$

В то же время максимально возможная на данный момент производительность карьера $Q_g(t)$ определяется наличием горно-транспортного оборудования соответствующей инфраструктуры. При этом должно выполняться условие:

$$Q(t) \leq Q_g(t) \quad (\text{ограничение 1})$$

Развитие горного производства определяется ростом его производительности (т/год за год): $Q'_g(t) = dQ_g(t)/dt$, если производительность нарастает $Q'_g(t) > 0$ если такой рост отсутствует.

Потоки руды из карьера (разных сортов) в общем случае разделяются на поток $R_i^{(1)*}(t)$, идущий непосредственно на завод, и поток $R_i^{(2)*}(t)$, идущий на склад соответствующего сорта i :

$$R_i^*(t) = R_i^{(1)*}(t) + R_i^{(2)*}(t), \text{ при этом } R_i^{(1)*}(t) \geq 0, R_i^{(2)*}(t) \geq 0$$

Содержание металла в этих потоках равно $C_i(t)$.

В свою очередь на завод поступает руда $R_i^{(1)}(t)$ непосредственно из карьера и потоки $R_i^{(2)}(t)$ со складов i -го сорта. Очевидно, что $R_i^{(1)}(t) = R_i^{(1)*}(t)$, и $R_i^{(2)}(t) \geq 0$.

Суммарное количество руды $S_i(t)$, накопленной на i -ом складе к моменту t , равно:

$$S_i(t) = \int_{(0,t)} (R_i^{(2)*}(t) - R_i^{(2)}(t)) dt$$

(За начало отсчета времени $t=0$ принят момент начала освоения месторождения). При этом в любой момент времени должно выполняться условие:

$$S_i(t) \geq 0 \quad (\text{ограничение 2})$$

Руда $R(t)$, приходящая на завод из карьера и со складов, смешивается и поступает на переработку:

$$R(t) = \sum (R_i^{(1)}(t) + R_i^{(2)}(t))$$

Среднее содержание $C(t)$ в руде, идущей на переработку, получается усреднением по сортам и потокам из карьера и со складов:

$$C(t) = [\sum (C_i(t) R_i^{(1)}(t) + C_i R_i^{(2)}(t))] / R(t)$$

Здесь принято, что руда, приходящая с i -ого склада, имеет постоянное среднее содержание C_i .

Поток конечного продукта $Me(t)$ подсчитывается как:

$$Me(t) = R(t) \cdot C(t) \cdot k_{извл}$$

где $k_{извл}$ – коэффициент извлечения, вообще говоря, зависящий от среднего содержания в руде.

Производительность перерабатывающего предприятия $Q_f(t)$ задает максимальный поток руды, который может принять завод:

$$R(t) \leq Q_f(t) \quad (\text{ограничение 3})$$

Развитие перерабатывающего предприятия определяется ростом его мощности (т/год):

$$Q'_f(t) = dQ_f(t)/dt,$$

если мощность нарастает, 0 – в противном случае

Денежный поток (\$/год) $D(t)$ определяется как разность потока дохода $DD(t)$ и расхода $DR(t)$:

$$D(t) = DD(t) - DR(t)$$

Доход от продажи конечного продукта $DD(t)$ определяется выпуском конечного продукта и ценой на него за вычетом налогов с выручки (royalty):

$$DD(t) = Me(t) \cdot C_{мет}$$

где $C_{мет}$ – цена конечного продукта.

Поток расходов:

$$BK(t) = DR_1(t) + DR_2(t) + DR_3(t) + DR_4(t) + DR_5(t) + DR_6(t) + DR_g(t) + DR_f(t)$$

где $DR_1(t)$ – расходы на ведение горных работ;

$DR_2(t)$ – расходы на транспортировку пустой породы в отвалы;

$DR_3(t)$ – расходы на транспортировку руды на завод;

$DR_4(t)$ – расходы на транспортировку руды на склады;

$DR_5(t)$ – расходы на погрузку и транспортировку руды со складов;

$DR_6(t)$ – расходы на переработку руды до получения конечного продукта, включая амортизацию и расходы периода;

$DR_g(t)$ – расходы на развитие горного комплекса;

$DR_f(t)$ – расходы на развитие перерабатывающего комплекса.

Расходы на развитие завода $R_f(t)$ и горного комплекса $R_g(t)$ пропорциональны темпу наращивания мощности, соответственно, предприятия и карьера:

$$R_f(t) = k_1 \cdot Q'_f(t),$$

$$R_g(t) = k_2 \cdot Q'_g(t)$$

где коэффициенты k_1 и k_2 имеют размерность (\$ за т/год).

Строго говоря, эти коэффициенты зависят от уже достигнутой мощности, так как расходы на развитие с нуля значительно превосходят дополнительные расходы на наращивание мощности уже работающего предприятия. В простейшем случае, когда коэффициент k_1 постоянен, суммарные расходы на достижение максимальной мощности предприятия Q_{fmax} пропорциональны этой максимальной мощности:

$$R_{fsum} = \int R_f \cdot (t) dt = \int k_1 \cdot Q'_f(t) dt = k_2 \cdot Q_{fmax}$$

То же самое относится к горному комплексу. В общем случае зависимость суммарных расходов на развитие будет нелинейной возрастающей функцией от максимальной мощности.

Как говорилось выше, в качестве критерия работы комплекса в целом мы принимаем суммарную дисконтированную прибыль за все время деятельности предприятия:

$$W = \int_{(0,T)} (DD(t) - DR(t) \cdot \exp(-lt) dt)$$

где l - коэффициент дисконтирования.

Этот критерий должен быть максимизирован с учетом ограничений (1, 2, 3), а также ограничений на развитие горных работ (максимальная скорость углубки, минимальная ширина рабочих площадок, предельные углы откосов уступов и бортов, ограничения по транспортной схеме и пр.). Механизм оптимизации по суммарной дисконтированной прибыли работает следующим образом.

При снижении производительности системы получение прибыли сдвигается на более поздние сроки и подвергается большему дисконтированию. С другой стороны увеличение производительности системы связано с увеличением расходов на ее развитие. Компромисс между этими факторами дает оптимальную мощность предприятия.

Из-за эффекта дисконтирования целесообразно отнестись вскрышу на возможно более поздний срок. Однако этому препятствуют горно-технические ограничения на соотношение между добычными и вскрышными работами.

На целесообразность использования складов низкосортных руд влияют следующие факторы. С одной стороны использование складов влечет дополнительные расходы на транспортировку руды на склады, со складов и на погрузку. Кроме того, разделение руды на сорта предполагает селективную отработку, что удорожает добычу. С другой стороны низкосортные руды во всех случаях добываются, как правило, попутно. Поэтому затраты на добычу 1 т руды практически равны затратам на 1 т вскрышных пород, что существенно ниже затрат на добычу 1 т товарной руды. Поэтому такую руду целесообразно с течением времени вовлечь в переработку. При этом прибыль от переработки низкосортной руды будет подвергаться меньшему дисконтированию.

Рассмотрим вариант, когда горный комплекс сравнительно быстро выводится на максимальную производительность $G(t) = Q_{gmax} = const$. Примем также условно, что распределение содержаний в извлекаемой горной массе постоянно во времени. Тогда, очевидно, что для оптимальной загрузки перерабатывающего завода нужно отправлять на него всю руду с содержанием выше некоторого значения $C_{зав}$, при котором мощность завода будет загружена полностью, и содержание металла в руде, отправляемой на завод, будет максимальным. При этом $C_{зав}$ будет играть роль бортового содержания, выше которого руда отправляется в передел, а ниже - на склад.

Рассмотрим задачу выбора оптимальной мощности Q_{fmax} завода, считая, что завод выводится на максимальную мощность в начальный момент и рудопоток со складов отсутствует. В действительности мы найдем оптимальное значение величины $C_{зав}$, а оптимальная мощность тогда определяется как достаточная для переработки потока руды из карьера с содержанием не ниже $C_{зав}$. В рассматриваемом случае расходы, связанные с горным комплексом будут постоянны, и их можно не учитывать в критерии. В этом случае мы получаем:

$$R(t) = R = Q_{fmax}$$

Т.е. поток руды, поступающей на завод равен его полной мощности.

Выпуск металла тоже будет постоянным и определяется потоком руды с содержанием не ниже $C_{зав}$ и средним содержанием в этом потоке:

$$Me(t) = Me = const$$

Критерий оптимального значения мощности завода при заданной производительности горного комплекса имеет вид:

$$W = \int_{(0,\infty)} (DD(t) - DR(t) \cdot \exp(-lt) dt)$$

Причем доход постоянен и равен:

$$DD(t) = Me = l_{met}$$

где l_{met} - принятая цена на металл.

Расход $DR(t)$ складывается из транспортных расходов, расходов на переработку руды и капитальных затрат на развитие завода:

$$DR(t) = Z_{мкз} R(t) + Z_{np} R(t) + DR_f(t) = (Z_{мкз} + Z_{np}) \cdot Q_{fmax} + DR_f(t)$$

где $Z_{мкз}$ - себестоимость транспортировки руды из карьера на завод;

Z_{np} - себестоимость переработки руды;

$DR_f(t)$ - денежный поток на развитие завода.

После интегрирования, принимая во внимание, что все расходы на развитие производятся в начальный момент времени, получаем:

$$W = T \cdot [Me \cdot l_{мет} - (Z_{мкз} + Z_{np}) \cdot Q_{fmax}] - k_2 \cdot Q_{fmax}$$

где $T = 1/l$ - время дисконтирования;

k_2 - удельный расход на наращивание мощности (\$ за т/год);

$k_2 Q_{fmax}$ - суммарные капитальные затраты.

Таким образом, наш критерий равен чистой прибыли от работы перерабатывающего предприятия за время T с учетом капитальных затрат. Время дисконтирования T при годовом дисконте 10 % будет 10 лет, при 15 % - 7 лет, при 20 % - 5 лет.

Для определения оптимальной производительности системы «карьер - завод» приравняем к нулю производную суммарной дисконтированной прибыли по мощности $dW/dQ_{fmax} = 0$ и получаем:

$$(dMe/dQ_{fmax}) \cdot l_{мет} = (Z_{мкз} + Z_{np}) + k_2 / T$$

Принимаем, что на завод поступает вся руда с содержанием выше некоторого $C_{зав}$. Поэтому приращение выхода металла dMe за счет приращения рудопотока dR (вследствие снижения $C_{зав}$) будет идти с содержанием $C_{зав}$. Тогда:

$$dMe/dQ_{f\max} = dMe/dR = C_{зав}$$

Откуда:

$$C_{зав} = [(C_{мкз} + C_{нр}) + k_2/T]/C_{мет}$$

Заметим, что экономически выгодное значение бортового содержания, при котором доход от реализации металла уравнивается с расходом на переработку руды, равно:

$$C_{\bar{o}} = (C_{мкз} + C_{нр})/C_{мет}$$

и оказывается ниже, чем $C_{зав}$.

Таким образом, оптимальная мощность перерабатывающего завода должна быть выбрана так, чтобы обеспечить переработку всей руды, поступающей из карьера с содержанием не ниже $C_{зав}$. (Коэффициент k_2 в этом случае выражает удельный расход на наращивание дополнительной мощности для переработки низкосортной руды, а величина k_2/T соответствует амортизационным отчислениям на тонну руды при сроке амортизации капитальных затрат $T=1/I$).

Низкосортная руда с содержанием между $C_{зав}$ и $C_{\bar{o}}$ могла бы складироваться и использоваться (на имеющихся мощностях) в тот период, когда поступление руды из карьера начнет сокращаться и перестанет обеспечивать производительность завода. Но при этом появляются дополнительные расходы на транспортировку руды на склад и ее погрузку при отправке со склада, и, при этом, меняется экономически выгодное значение бортового содержания. Оно становится равным:

$$C_{\bar{o}}^* = (C_{мкс} + C_{мсз} + C_{нр})/C_{мет}$$

где $C_{мкс}$ - себестоимость транспортировки руды из карьера на склад;

$C_{мсз}$ - себестоимость погрузки и транспортировки руды со склада на завод.

Если значение $C_{\bar{o}}^*$ выше чем $C_{зав}$, то формирование складов низкосортной руды оказывается экономически неоправданным, и горная масса с содержанием между $C_{зав}$ и $C_{\bar{o}}$ должна считаться пустой породой, а вся руда идет непосредственно на завод. В противном случае формирование складов целесообразно.

Оптимальная мощность добывающего комплекса $R_{опт}$ должна быть такой, чтобы обеспечить при определенном значении $C_{зав}$ загрузку завода при его оптимальной мощности $Q_{аmax}$. В общем случае можно таким образом определить величину $R_{опт}$ как функцию $Q_{аmax}$:

$$R = Q_f / \int_0^{C_{зав}} F(C) dC$$

Здесь $F(C)$ - плотность распределения вероятности содержаний металла в добываемой руде, которая зависит от особенностей морфологии и внутреннего строения рудных тел.

Учитывая, что эта функция на каждом месторождении уникальна, определение величины $R(t)$ (производительность карьера) можно осуществить лишь в итеративном режиме, для чего необходимо:

1) Вычислить значение $C_{зав}$.

2) Задаться рядом возможных значений полной мощности завода $Q_{f\max}$.

3) Для каждого из этих значений найти график развития горного комплекса, обеспечивающий возможно долгое снабжение завода потоком руды $R = Q_{f\max}$ с содержанием не ниже $C_{зав}$.

4) Выбрать оптимальное значение $Q_{f\max}$ по критерию (3) и соответствующее ему оптимальное значение $R_{опт}$.

Расчет графика отработки карьера производится исходя из различной годовой производительности по руде (25, 30, 35, 45, 55 и 66 млн т). При составлении графика отработки максимальная скорость понижения принята равной 45 м в год. Пример расчетов приведен на рис. 1.

Проведенные расчеты показали, что кумулятивный дисконтированный денежный поток (NPV) достигает максимума при годовой производительности 35 млн т руды в год (рис. 2). При этом время отработки месторождения составляет 53 года, годовой объем горной массы в первой и последней трети срока отработки не превышает 20 млн куб. м (во второй колеблется от 22 до 29). Выпуск золота достигает максимума (~ 78 т) на 11 год с начала отработки, а, начиная с 16 года, плавно снижается до 50 т к 48 году.

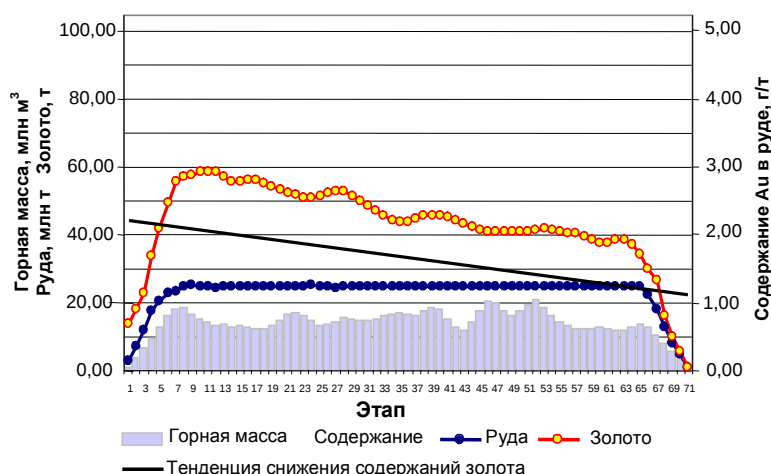


Рис. 1. Вариант изменения во времени параметров системы «карьер-завод» (производительность завода 25 млн т/год)

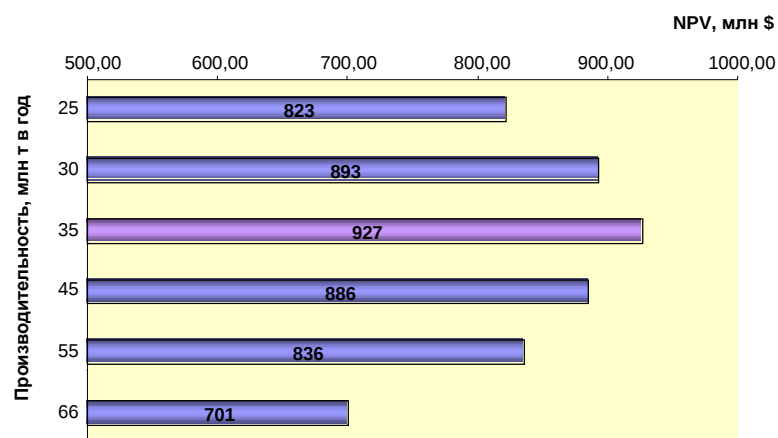


Рис. 2. Взаимосвязь кумулятивного дисконтированного денежного потока (NPV) от производительности системы «карьер-завод»

На основе полученных выводов были проведены вычислительные эксперименты, позволившие моделировать динамику отработки карьера Мурунтау, начиная от рельефа и до полного извлечения промышленных запасов. В результате было установлено, что оптимальным вариантом развития горно-металлургического комплекса Мурунтау является вариант, при котором ГМЗ-2 выводится в течение 10-15 лет на годовую мощность по переработке руды в 28 млн т, а карьер – 30 млн т; объем складов следовало минимизировать до 80-100 млн т. Такой вариант позволил бы до 2015 г. сохранять выпуск металла на уровне 55-65 т в год, что существенно превышает реально достигнутый результат.

Предложенная методика анализа и оптимизации

системы «карьер-завод» может быть использована для технико-экономической оценки крупных горно-металлургических предприятий сходного типа.

Полученные результаты показали, что реальное развитие горно-перерабатывающего комплекса на базе месторождения Мурунтау проводилось не по лучшему сценарию. Естественно, трудно ожидать, что сорок лет назад, не имея данного опыта и средств обработки данных, можно было рассуждать на оптимальное решение вопроса, связанного с выбором мощностей добывающего и перерабатывающего комплексов. Тем не менее, полагаем, что ретроспективный анализ данной проблемы имеет важное значение для разработки эффективного сценария освоения месторождений, подобных Мурунтау.

УДК 622

© Сытенков В.Н., Давранбеков У.Ю., Бибик И.П. 2004 г.

СОГЛАСОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАЗМЕЩЕНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ В МАССИВЕ ОБОСНОВАНИЯ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук; **Давранбеков У.Ю.**, декан ЗОТФ НГГИ, канд. техн. наук; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера по НТ Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Добиться требуемого качества рыхления пород взрывом при удовлетворительных технико-экономических показателях взрывных работ только регулированием удельного расхода ВВ практически невозможно, поскольку существенное влияние на результаты взрыва оказывает пространственное размещение скважинных зарядов. Поэтому, получить ожидаемый результат можно только в том случае, когда параметры такого размещения не только согласованы между собой и удельным расходом ВВ, но и соответствуют технологическими параметрами разработки (в частности, высоте уступа).

Определение согласованных параметров размещения скважинных зарядов в горном массиве базируется на прямой зависимости разрушаемого объема породы от массы заряда взрывчатого вещества. При этом работа каждого заряда ВВ должна быть согласована как со свойствами пород в разрушаемом массиве (через удельный расход ВВ), так и с расположением зарядов относительно друг друга и свободных поверхностей (через линию наименьшего сопротивления (ЛНС) в горизонтальном и вертикальном сечениях). Метод согласования скважинных зарядов прост, а его использование не требует глубоких знаний природы взрывного разрушения породных массивов. Этот метод по своей сути представляет собой «черный ящик» системы «взрыв – порода», в котором при согласованной работе одиночного заряда в одиночной воронке и при согласованной работе нескольких зарядов во всем объеме взрывающегося блока энергия взрыва в максимальной степени используется на дробление пород. При этом общепризнано, что главным исходным параметром пространственного размещения зарядов является диаметр скважины, определяющий зону регулируемого дробления пород взрывом. С ним непосредственно

взаимосвязаны остальные параметры размещения заряда (линия наименьшего сопротивления пород взрыву, величина перебура и незаряжаемой части скважины, расстояние между скважинами в ряду и рядами скважин).

Существует несколько методик определения согласованных параметров размещения скважинных зарядов. Здесь мы приводим свою методику, адаптированную к сложноструктурным месторождениям.

Методики определения диаметра взрывных скважин в карьерах [1, 2, 3, 4, 5] ориентированы на его взаимосвязь с высотой уступа, свойствами горных пород и энергетической характеристикой заряда ВВ. Причем, эта взаимосвязь в разных методиках проявляется в явном и неявном виде, а результаты, полученные для одних и тех же условий по разным методикам, могут различаться в 3-4 раза (рис. 1). Тем не менее, разработанные методики успешно используются на

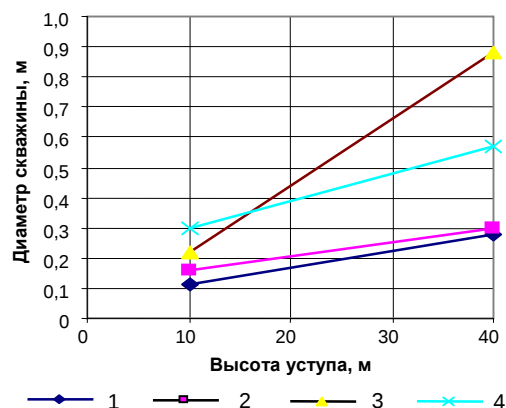


Рис. 1. Графическая иллюстрация зависимости диаметра взрывных скважин от высоты:
1, 2, 3, 4 – для методик из литературных источников соответственно [1, 2, 3, 4]

практике, а конкретный выбор зависит от преобладающих научных взглядов и существующих традиций. Такое положение можно объяснить только тем, что результаты любых расчетов рассматриваются только как ориентир, подлежащий безусловной проверке на опытных взрывах и последующей корректировке по их итогам. Однако, вполне естественным является стремление получить наглядное математическое выражение, которое при минимуме расчетных элементов позволяет уже при проектировании надежно определять диаметр скважины в соответствии с теорией взрывного воздействия на различные горные породы.

Теория взрывного воздействия на горные породы базируется на объемном принципе, согласно которому объем разрушенных пород находится в прямой зависимости от параметров и пространственного расположения заряда ВВ. В этом случае к параметрам заряда относятся его геометрические размеры (диаметр) и энергетическая характеристика ВВ, а основным параметром пространственного расположения является расстояние от заряда до открытой поверхности (линия наименьшего сопротивления). При этом существует несколько расчетных формул [1, 2, 5], близких по логике построения, использование которых позволяет получить сопоставимые результаты. Все они соответствуют принципу объемного разрушения, но наиболее наглядной, по нашему мнению, является формула [5]:

$$D = \frac{W}{\frac{32}{4\sqrt{f}} \sqrt{n_0} \sqrt[3]{\frac{Q_V}{Q_{V_0}}}} \quad (1)$$

где D - диаметр скважины, м;

W - линия сопротивления пород по подошве уступа, м;

f - коэффициент крепости пород по М.М. Протодакинову;

n_0 - количество свободных плоскостей (при порядке взрывании в карьерах $n_0 = 2$);

Q_V, Q_{V_0} - энергия используемого и эталонного ВВ, кДж/кг.

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодакинову с достаточной для практического применения точностью может быть представлен в виде $f = 0,1 \sigma_{сж}$ ($\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа).

Соотношение $\frac{Q_V}{Q_{V_0}} = K_{BB}$ - представляет собой энер-

гетический переводной коэффициент применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ. Однако, энергетическая характеристика скважинного заряда определяется не только энергией ВВ, но и плотностью его заряжения в скважину. Поэтому, для обеспечения одинаковой работоспособности скважинной заряд с более низкой плотностью заряжения должен иметь увеличенный диаметр, а с более высокой - соответственно уменьшенный диаметр. Исходя из этого, выражение (1) следует дополнить переводным коэффициентом плотности заряжения, равным отношению плотности заряжения применяемого Δ_ϕ к плотности заряжения эта-

лонного Δ_0 взрывчатого вещества: $K_\Delta = \frac{\Delta_\phi}{\Delta_0}$.

Тогда, имея в виду, что $f = 0,1 \sigma_{сж}$ и $n_0 = 2$ выражение (1) примет вид:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{4\sqrt{0,1\sigma_{сж}}} \sqrt[3]{K_{BB} K_\Delta}} \quad (2)$$

Произведение $K_\Delta = K_{BB} \cdot K_A$ представляет собой коэффициент относительной концентрации энергии ВВ, с помощью которого в скважинном заряде применяемое ВВ по энергетическим характеристикам адаптируется к эталонному ВВ. Для мощных ВВ с высокой плотностью заряжения $K_\Delta > 1,0$, а для ВВ пониженной мощности с невысокой плотностью заряжения $K_\Delta < 1,0$ (таблица). При этом в качестве эталонного ВВ вместо традиционно применяемого аммонита 6ЖВ принят граммнит 79/21,

Т а б л и ц а

Значения коэффициентов приведения для основных видов ВВ

Наименование ВВ	Коэффициент приведения по энергии ВВ, K_{BB}	Плотность заряжения, кг/м^3	Коэффициент приведения по плотности заряжения ВВ, K_Δ	Коэффициент концентрации энергии $K_\Delta = K_{BB} \cdot K_A$	$\sqrt[3]{K_\Delta}$	Рекомендуемое значение K_Δ для расчетов
Граммнит 79/21	1,00	0,9-1,0	1,0	1,00	1,00	1,0 (эталон)
Граммнит 30/70	1,14	1,1	1,1	1,25	1,08	1,25
Гранулотол	1,20	1,0	1,0	1,20	1,06	1,20
Игданит	1,13	0,8-0,9	0,8	0,90	0,97	1,00
Гранулит АС-8	0,89	0,87-0,92	0,87	0,78	0,92	0,78
Гранулит АС-4	0,98	0,80-0,85	0,8	0,78	0,92	0,78
Нобелит 2000	1,05	1,1-1,2	1,1	1,16	1,05	1,16
Нобелит 2030		1,05-1,1	1,05	1,10	1,03	1,00
Нобелит 2040		1,0-1,02	1,02	1,07	1,02	1,00
Нобелит 2050		1,0	1,0	1,05	1,01	1,00
Нобелан 2060	0,91	0,96-0,98	0,96	0,87	0,95	0,87
Нобелан 2070						
Нобелан 2080						
Нобелан 2090						

Примечание: при определении коэффициента относительной концентрации энергии K_Δ значение плотности заряжения эталонного ВВ принято равным $K_\Delta = 1,0$ при минимальной плотности заряжения других ВВ (как «худший» вариант).

имеющий с аммонитом 6ЖВ одинаковые энергетические характеристики, но более удобный в применении при проектировании взрывных работ в карьерах.

После подстановки значения K_3 в (2) имеем:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1s_{сж}}} \sqrt[3]{K_3}} \quad (3)$$

Анализ результатов расчетов показывает, что при значении $K_3 = 0,9 \div 1,1$ его влияние на W не превышает $\pm 3\%$, то есть, является несущественным [6]. Поэтому, в расчетах коэффициент относительной концентрации энергии следует принимать равным $K_3 = 1,0$ при его фактическом значении в пределах $0,9 < K_3 < 1,1$.

Обозначив в выражении (3) $K_f = \frac{45}{\sqrt[4]{0,1s_{сж}}}$, получаем:

$$D = \frac{W}{K_f \sqrt[3]{K_3}}. \quad (4)$$

Коэффициент K_f по своей сути является коэффициентом адаптации диаметра заряда к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и условиям его работы. Графическая интерпретация взаимосвязи коэффициента K_f с пределом прочности пород на сжатие приведена на рис. 2.



Рис. 2. Зависимость коэффициента адаптации пространственного расположения скважин к горно-технологическим свойствам пород от их предела прочности на сжатие

Таким образом, при использовании конкретного вида ВВ диаметр скважины находится в прямой зависимости с линией наименьшего сопротивления и в обратной зависимости с коэффициентом адаптации к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и энергетической характеристикой скважинного заряда.

Линия сопротивления по подошве уступа может быть представлена в виде:

$$W = H_y \operatorname{Ctg} \alpha + C_6, \quad (5)$$

где α - угол откоса уступа, град.;

H_y - высота уступа;

C_6 - расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

После подстановки значения ЛСПП из (5) в (3) или в (4) получаем:

$$D = \frac{H_y \operatorname{Ctg} \alpha + C_6}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1s_{сж}}} \sqrt[3]{K_3}} = \frac{H_y \operatorname{Ctg} \alpha + C_6}{K_f \sqrt[3]{K_3}}. \quad (6)$$

В результате проведенных преобразований получено выражение, имеющее отчетливо выраженную взаимосвязь диаметра скважины с высотой уступа, пределом прочности пород на сжатие и энергетическими характеристиками ВВ в скважинном заряде.

Графическая иллюстрация формулы (6) при $\alpha = 80^\circ$, $c = 2$ м и $K_3 = 1,0$ приведена на рис. 3.

По полученным графикам для пород с известным пределом прочности на сжатие и заданной высотой уступа определяют диаметр скважины, значение которого затем используют в расчетах по формуле (3) и графику (рис. 2), соответствующей ему линии наименьшего сопротивления. Например, для пород с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 120$ МПа при высоте уступа 15 м диаметр скважины равен $d_{скв} = 0,2$ м, который приводится в соответствие с буровым долотом ближайшего (предпочтительно в сторону увеличения) диаметра в типоразмерном ряду. В рассматриваемом случае таким долотом является долото диаметром 0,215 м. Тогда при $K_f = 24$ линия сопротивления по подошве уступа, соответствующая этому диаметру, будет равна:

$$W = \frac{45D}{\sqrt[4]{0,1s_{сж}}} \sqrt[3]{K_3} = \frac{45 \cdot 0,215}{\sqrt[4]{0,1 \cdot 120}} \sqrt[3]{1,0} = 5,0 \text{ м} \quad (7)$$

При использовании более мощного ВВ, например, гранулола ($K_3 = 1,2$) или менее мощного ВВ, например, нобелана 2080 ($K_3 = 0,87$) линия сопротивления по подошве уступа должна быть соответственно увеличена до 5,4 м или уменьшена до 4,8 м.

Для нормальной проработки породного массива такие параметры скважинного заряда, как длина незаряжаемой части скважины, длина перебура, длина заряда ВВ над подошвой уступа должны быть согласованы как с диаметром заряда, так и с линией наименьшего сопротивления.

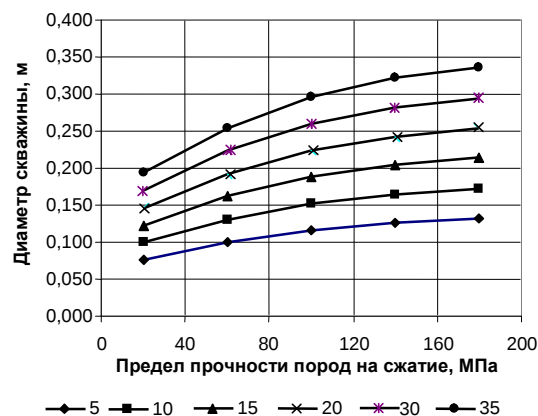


Рис. 3. Зависимость диаметра скважины от предела прочности пород на сжатие при разной высоте уступа

Длина незаряжаемой части скважины (длина забойки) практически не зависит от длины скважинного заряда. Это объясняется тем, что по мере распространения детонации по колонке заряда каждая его последующая часть уменьшает разрушающее воздействие пропорционально кубу расстояния и вскоре практически перестает влиять на разрушение пород в верхней части уступа. В то же время уменьшение этой величины не улучшает качество дробления пород, а увеличивает воздушную ударную волну и разлет кусков породы. Следовательно, существует оптимальная длина незаряжаемой части скважины, при уменьшении которой дробление переходит в выброс, а при увеличении – в камуфлет. Причем, эта длина находится в прямой зависимости от диаметра скважины и определяется экспериментально установленным соотношением:

$$l_{заб} = (18 \pm 2)D, \text{ м} \quad (8)$$

Естественно, что длина незаряженной части скважины зависит от сопротивляемости пород взрывному разрушению. Так, например, для легко-взрывааемых пород ($\sigma_{сж} = 60 \div 80$ МПа) она принимается $l_{заб} = 20D$, а для трудно-взрывааемых пород ($\sigma_{сж} = 160 \div 180$ МПа) – $l_{заб} = 16D$ (рис. 4, а).

Таким образом, соотношение (8) позволяет получить длину незаряжаемой части скважины, оставляемой под забойку.

Величина перебура также находится в прямой зависимости от диаметра заряда и, по данным практики, изменяется в пределах:

$$l_n = (10 \div 15)D \quad (9)$$

В легко-взрывааемых породах $l_n = 10D$, а в трудно-взрывааемых породах – $l_n = 15D$ (рис. 4, б).

Расстояния между скважинами в ряду «а» и рядами скважин «б» определяются по формулам:

$$a = m_c W, \quad (10)$$

$$b = m_p W, \quad (11)$$

где m_c – коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду, $m_c = 0,8 \div 1,4$;

m_p – коэффициент сближения рядов скважинных зарядов, $m_p = 0,85 \div 1,0$.

При короткозамедленном взрывании коэффициент сближения рядов скважинных зарядов принимают

равным $m_p = 1,0$.

Коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду может быть определен по эмпирической формуле [4]:

$$m_c = 0,75k_p, \quad (12)$$

где k_p – коэффициент разрыхления.

Коэффициент разрыхления, с достаточной для практического применения точностью, может быть определен по формуле [7]:

$$k_p = 1 + d_{cp} \quad (13)$$

В практике открытых горных работ наиболее часто применяется квадратная сетка скважин, когда расстояние между скважинами в ряду равно расстоянию между рядами скважин: $a=b$.

Таким образом, приведенные зависимости позволяют оперативно определить параметры пространственного размещения скважинных зарядов, ориентируясь главным образом на горно-технологические характеристики разрушаемых пород, интегрированным выражением которых является предел прочности на сжатие, и высоту разрабатываемого уступа. При этом управление пространственным размещением скважинных зарядов может осуществляться путем изменения диаметра скважины и энергетических характеристик ВВ.

Согласование пространственного расположения скважинных зарядов с удельным расходом ВВ осуществляется путем корректировки расстояния между скважинами, которое при $a=b$ определяется по формуле:

$$a_n = \sqrt{\frac{Q}{qH_y}}, \text{ м} \quad (14)$$

где a_n – откорректированное расстояние между скважинами, м;

Q – вес ВВ в скважине, кг.

$$Q = l_{зар} \cdot e, \text{ кг} \quad (15)$$

где $l_{зар}$ – длина заряда в скважине, м, $l_{зар} = H_y + l_n - l_{заб}$;

e – вместимость 1 м скважины ($e = 0,78D^2 \Delta_\phi$), кг/м;

Δ_ϕ – плотность заряжения ВВ в скважину, кг/м³.

При $a_n = (0,85 \div 1,15)a$ полученный результат считается удовлетворительным и принимается к реализации.

Значение $a_n \leq 0,85a$ свидетельствует о том, что для сохранения заданного удельного расхода ВВ потребовалось

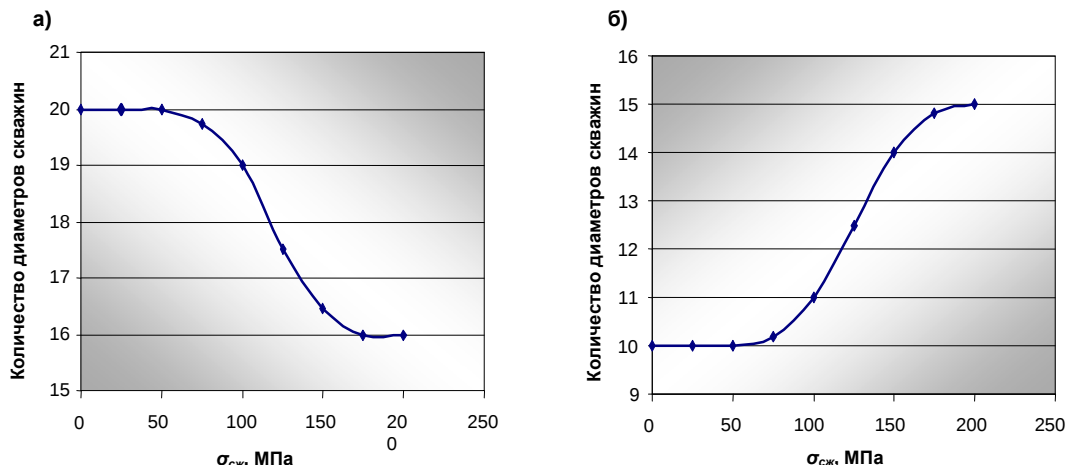


Рис. 4. Зависимость величины забойки (а) и перебура (б) от предела прочности пород на сжатие (в диаметрах скважинного заряда)

чрезмерно сгустить сетку скважин, поэтому параметры скважинного заряда должны быть откорректированы либо путем увеличения диаметра скважины, либо путем уменьшения удельного расхода ВВ за счет перехода на энергетически более мощное ВВ.

Значение $a_n \geq 0,85a$ свидетельствует о том, что для сохранения заданного удельного расхода ВВ потребовалось чрезмерно расширить сетку скважин, поэтому параметры скважинного заряда должны быть откорректированы путем либо уменьшения диаметра скважины, либо применением рассредоточенных зарядов, либо увеличения удельного расхода ВВ за счет перехода на энергетически менее мощное ВВ, либо применения метода инициирования скважинных зарядов по принципу «одно замедление – одна скважина» с изменением условий работы заряда за счет увеличения числа свободных поверхностей с двух до трех.

Естественно, что при корректировке параметров скважинных зарядов расчеты должны быть повторены.

Список литературы:

1. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. – 271 с.
2. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 1. Новожилов М.Г., Кучерявый Ф.И., Хохряков В.С. и др. – М.: Недра, 1971. – 512 с.
3. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. Барон В.Л., Блейман И.Л., Васильев Г.А. и др. – М.: Недра, 1972. – 240 с.
4. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В. и др. – М.: Недра, 1986. – 511 с. (там, где эффективная длина заряда выше подошвы).
5. Справочник взрывника / Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Ерофеев И.Е. и др. – М.: Недра, 1988. 511 с.
6. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. Пер. с англ. – М.: Недра, 1980. 453 с.
7. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 231 с.

УДК 622

© Шеметов П.А. 2004 г.

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В НАВОЙСКОМ ГМК

Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Отличительные особенности строения рудных тел месторождения Мурунтау состоит в том, что они рассматриваются как крупный, неправильной формы штотверк, состоящий из массива метаморфизованных скальных пород сложной структуры, неоднородных как по физико-механическим свойствам, так и по трещиноватости. Коэффициент крепости по Протодякову изменяется в интервале 9-14 и более, а блочность – от 0,15 до 1,5 м. Вместе с тем, до 27,0 % пород в контурах карьера представлены трудно и весьма трудно-взрывающимися породами. Породы карьера частично, до 30 %, обводнены техногенными водами.

Особенности месторождения Мурунтау и введение в 2002 г. в эксплуатацию завода по производству эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) типа Нобелит и Нобелан по технологии фирмы «Орика» в Навойском ГМК (рис. 1) позволило ликвидировать дефицит ВВ на комбинате, и предопределили следующие направления совершенствования взрывных работ:

- повышение эффективности БВР в результате внедрения эмульсионных ВВ;
- механизации заряжания скважин при помощи смесительно-зарядных машин (СЗМ);
- оптимизация основных параметров массовых взрывов в карьере с помощью ЭВМ;
- разработка сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ.

Эффективное взрывание горных пород можно обеспечить только при высоком качестве ЭВВ, которое

определяется качеством исходного сырья, параметрами технологического оборудования, строгим соблюдением технологической дисциплины. Выполнены исследования и опытно-промышленные работы по использованию при изготовлении ЭВВ сырьевых компонентов и расходных материалов, поставляемых от разных поставщиков. Основываясь на результатах по определению удерживающей способности аммиачной селитры (АС), стоимости представленного сырья и полигонных испытаний на восприимчивость к детонационному импульсу специалистами завода предложено: для изготовления ЭВВ типа Нобелан-2080 расфасованного в мешкотару использовать аммиачную селитру производства ОАО «Азот» г. Березники; для выпуска ЭВВ типа Нобелан и Нобелит изготавливаемых в процессе



Рис. 1. Завод по производству эмульсионных ВВ на месторождении Мурунтау

заряжания в СЗМ использовать гранулированную АС производства ОАО «Навоиазот» г. Навои. Установлено, что удерживающая способность аммиачной селитры производства ОАО «Навоиазот» к дизельному топливу (ДТ) - находится в пределах 3,7-3,8 %, что существенно меньше количества ДТ, необходимого для приготовления игданита с максимальной энергией взрыва [1]. Экспериментально установлено, что ДТ стекает с гранул АС в течение 2-4 ч, поэтому в верхней части скважинного заряда формируется ВВ с положительным кислородным балансом (2 % горючего), а в нижней части заряд флегматизируется стекшим ДТ, что приводит к ухудшению детонационных и энергетических показателей взрывчатой смеси. В связи с этим, игданит на карьерах Навоийского ГМК применяется в основном в легковзрываемых породах, когда заряд в скважине находится не более 5 ч, или в комбинированных зарядах в средне - и трудновзрываемых породах в сочетании с более высокобризантными эмульсионными ВВ. В этом случае, в зависимости от условий взрывания, работоспособность скважинного заряда регулируют, формируя колонку заряда из ВВ с различными взрывными характеристиками. При этом, реализуется идея первичного предразрушения массива высокобризантными ЭВВ, а на завершающей стадии разрушение осуществляется низкобризантными ВВ типа игданита (табл. 1).

Таблица 1

Рекомендуемое количество игданита в комбинированном скважинном заряде

Категория пород по взрываемости	Количество игданита в комбинированном заряде, %	
	Рудная зона	Породная зона
Легковзрываемые	80	100
Средневзрываемые	60	70
Трудновзрываемые	40	60
Весьма трудновзрываемые	20	40

В результате исследований технология, применяемая на заводе по производству ЭВВ Навоийского ГМК, адаптирована под аммиачную селитру общетехнического назначения производимую ОАО «Навоиазот». Близость завода по производству ЭВВ от г. Навои позволяет реализовать простую и эффективную бестарную систему доставки и переработки АС, исключая ручной труд на всех стадиях приготовления ЭВВ. Для приготовления эмульсии на заводе используется 80-90 %-ный раствор аммиачной селитры, доставляемый в 20-тонных ISO - термических емкостях сидельными тягачами Скания-340, гранулированная АС поступает по железной дороге в вагонах типа хоппер-минераловоз. Анализ составов эмульсионных ВВ, применяемых в настоящий момент на открытых горных работах Навоийского ГМК, показывает, что 92-96 % ассортимента составляют компоненты, производимые в Республике Узбекистан.

Основываясь на результатах опытно-промышленных взрывов, разработан рациональный ассортимент ЭВВ

для пород карьера Мурунтау, исходя из условия оптимальной производительности СЗМ. Для заряжания сухих скважин в средне - и трудновзрываемых породах - Нобелан 2070, представляющий собой механическую смесь 70 % гранулированной АС и ДТ, 30 % эмульсионной матрицы; Нобелан 2080 (80 % АСДТ, 20 % эмульсии); сухих скважин в легковзрываемых породах - игданит и Нобелан 2080; обводненных скважин - Нобелит 2030, представляющий собой механическую смесь 30 % АСДТ и 70 % эмульсионной матрицы, сенсibiliзировавшиеся газогенерирующими добавками растворов нитрита натрия и уксусной кислоты. Взрывание горных пород эмульсионными ВВ на карьере Мурунтау представлено на рис. 2.



Рис. 2. Взрывание горных пород эмульсионными ВВ на карьере Мурунтау

Динамика потребления ВВ в Навоийском ГМК после введения в эксплуатацию завода по производству ЭВВ представлена на рис. 3. Следует отметить, что на заводе ЭВВ изготавливаются эмульсионные ВВ, в том числе пакетированные и патронированные. Диаметры патронов могут варьироваться в диапазоне 36÷90 мм и по массе от 0,6 до 3,0 кг, что позволяет использовать их в скважинах различного диаметра. Взрывные работы силами цеха по производству ЭВВ и ведению взрывных работ рудника Мурунтау, ведутся на 6 месторождениях, расположенных в Центральном Кызылкумах на расстоянии до 150 км от завода.

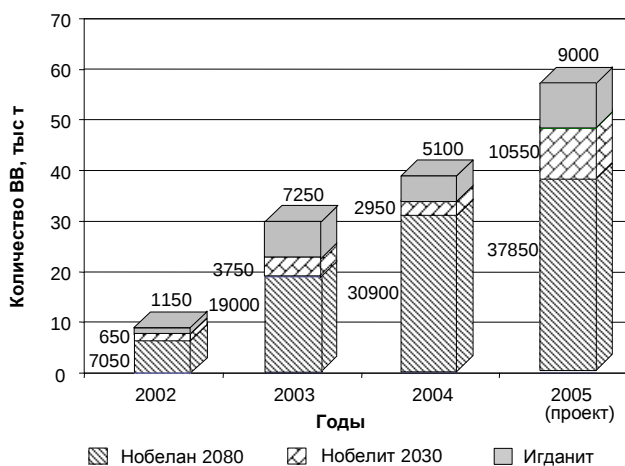


Рис. 3. Динамика потребления ВВ в Навоийском ГМК

По нашему мнению, по производительности, техническому оснащению и надежности в эксплуатации зарядная техника, производимая в России, в определенной степени копируя зарубежную, значительно уступает ей в части компьютеризации и автоматизации процессов заряжания скважин, обеспечения обратной связи, позволяющей контролировать параметры ВВ в заряжаемых полостях. В связи с этим, для завода по производству ЭВВ приобретены смесительно-зарядные машины на базе тягачей «Скания-340» зарядное оборудование «Трейдстар». Заряжание скважин Нобеланами и Нобелитами осуществляется механизированным способом при помощи СЗМ (рис. 4) типа Heavy ANFO и DN RePump, соответственно. При заряжании взрывных скважин компьютерная система СЗМ способна производить ассортимент из 12 наименований ЭВВ с разными физико-химическими и взрывчатыми показателями и их смешивание, согласно выбранного оператором-взрывником рецепта, т. е. позволяет оптимизировать заряд в зависимости от стратиграфии пород по глубине скважины. Эксплуатируемые в Навоийском ГМК СЗМ приведены в табл. 2.



Рис. 4. Заряжание скважин Нобеланом при помощи СЗМ типа Heavy ANFO

расположения и массы зарядов на результаты взрывов, выбор оптимального типа ВВ; прогнозирование зон разрушения и состояния отколов после взрывов; определение интервалов и схем короткозамедленного и замедленного взрывания; расчет среднего размера отбитого куска и оценка качества дробления верхней части уступов; прогнозирование дальности разлета кусков породы и интенсивность сейсмических колебаний. Алгоритм расчета основывается на произведенном районировании пород карьера по буримости (которая включает в себя в скрытом виде такие механические характеристики пород, как упругие свойства, прочность, пластичность, а также технологические показатели - твердость, вязкость и абразивность) и установленных корреляционных зависимостях этого показателя с величиной удельного расхода ВВ. К основным исходным данным относят характеристики ВВ, свойства взрывааемых пород, сетка расположения скважин, глубина перебура, длина забойки, способ инициирования, интервал замедления, затраты на взрывчатые материалы и буровые работы. Задача оптимизации параметров БВР успешно решена на карьере при помощи программы «Visual Basic» с удобным для пользователя интерфейсом [2].

Одним из важнейших требований к параметрам БВР является обеспечение во взорванной руде содержания фракции - 100 мм до 80 %, что оптимизирует процесс самоизмельчения на гидromеталлургическом заводе. В связи с этим, на карьере разработана и внедрена технология БВР, обеспечивающая интенсификацию взрывного воздействия на дробление руды. В результате выход негабарита в рудной зоне снизился с 1,5 до 0,9÷0,02 %. Технология повышает эффективность последующих стадий рудоподготовки - механическое дробление и измельчение и позволяет получить экономический эффект в условиях горно-обогатительного комплекса Мурунтау порядка 350,0 тыс. долл. США [3]. Запуск в эксплуатацию завода по производству ЭВВ потребовал корректировки параметров БВР на карьере Мурунтау применительно к эмульсионным ВВ. Параметры БВР на карьере Мурунтау обеспечивающие интенсификацию взрывного воздействия на горную массу представлены в табл. 3.

Дальнейшее совершенствование параметров буровзрывных работ на карьерах Навоийского ГМК, снижение затрат на их производство, напрямую связано с использованием ЭВВ. Так, себестоимость взрывания 1 м³ горной массы, после ввода в эксплуатацию завода по производству ЭВВ, снижена в 1,5 раза и составила 0,20-0,24 \$. При этом увеличение объемов выпуска ЭВВ ведет к дальнейшему снижению его себестоимости.

В результате исследований выполнен комплекс работ, обеспечивающих устойчивость бортов карьеров и защиту объектов циклично-поточной технологии (ЦПТ). Технология сейсмобезопасного ведения взрывных работ

Таблица 2

Эксплуатируемые СЗМ

Оборудование	Вместимость, т	Количество оборудования в эксплуатации, ед	Заряжаемые ВВ
Зарядные машины МЗ-4	25,7	2	Игданит
Зарядные машины МЗ-8	8,0	1	Игданит
СЗМ DN RP	20,0	2	Нобелит
СЗМ Heavy ANFO	12,0	4	Нобелан
СЗМ Heavy ANFO	20,0	3	Нобелан

Специалистами проведены исследования по оптимизации основных параметров массовых взрывов в карьере с помощью ЭВМ. Основной задачей является: определение оптимальной в рассматриваемых условиях стоимости взрыва с учетом затрат на буровые работы и стоимости экскавации горной массы; оценка влияния высоты уступа, диаметра скважин, параметров

Таблица 3

Параметры БВР на карьере Мурунтау

Коэффициент крепости по М.М. Протоdjяконову	Высота уступа, м	Диаметр зарядов, мм	Глубина скважин, м	Сетка скважин, м	Удельный расход, кг/м ³		
					Нобелан	Нобелит	Игданит
13-14	10	215	11,5	5,6 x 5,6	0,92-1,06	1,12-1,20	-
	15	215	17,0	5,6 x 5,6	0,99-1,08	1,16-1,22	-
	10	244	11,0	5,6 x 5,6	1,10-1,21	1,28-1,34	-
	15	244	16,5	5,6 x 5,6	1,23-1,30	1,23-1,38	-
11-13	10	215	12,0	6,5 x 6,5	0,74-0,84	0,90-0,95	-
	15	215	17,5	6,5 x 6,5	0,76-0,84	0,85-0,90	-
	20	215	23,0	6,5 x 6,5	0,76-0,82	0,86-0,92	-
	30	215	33,5	6,5 x 6,5	0,78-0,84	0,84-0,96	-
	10	244	11,5	6,5 x 6,5	0,99-1,04	1,05-1,10	-
	15	244	17,0	6,5 x 6,5	1,00-1,06	1,06-1,14	-
	20	244	22,5	6,5 x 6,5	1,01-1,08	1,10-1,18	-
	30	244	33,0	6,5 x 6,5	1,02-1,10	1,12-1,20	-
10-11	10	244	12,0	7,0 x 7,0	0,90-0,94	0,95-1,03	0,75-0,85
	15	244	17,5	7,0 x 7,0	0,92-0,96	0,97-1,05	0,71-0,80
	20	244	23,0	7,0 x 7,0	0,92-0,98	0,99-1,06	0,68-0,73
	30	244	33,5	7,0 x 7,0	0,94-0,98	1,00-1,06	0,67-0,70
9-10	10	244	12,5	8,0 x 8,0	0,75-0,84	0,85-0,87	0,65-0,70
	15	244	18,0	8,0 x 8,0	0,75-0,81	0,80-0,85	0,62-0,68
	20	244	23,5	8,0 x 8,0	0,74-0,80	0,78-0,82	0,64-0,68
	30	244	34,0	8,0 x 8,0	0,68-0,76	0,76-0,79	0,6-0,64

включает предварительное щелеобразование и взрывание приконтурной зоны шириной 50 м по щадящей технологии. Разработана и внедрена методика управления сейсмозрывным воздействием массовых взрывов и критерии их оценки. Методика реализована в типовых проектах буровзрывных работ в приконтурных зонах карьеров. В результате стало возможным ведение взрывных работ в непосредственной близости от комплекса ЦПТ при достижении заданного качества дробления горной массы [4].

На взрывных работах внедрены неэлектрические системы инициирования «Динашок» фирмы «Динамит Нобель», Германия и СИНВ ФГУП «НМЗ «Искра» Россия. Применение НСИ дало возможность более полно управлять энергией взрыва, а именно: увеличить продолжительность общего времени действия энергии взрыва на массив; снизить сейсмическое действие взрыва; отсутствие канального эффекта; возможность задания формы развала горной массы. Снижение сейсмического действия взрыва крайне важно при производстве БВР в приконтурной зоне и вблизи объектов ЦПТ, особенно для карьеров, имеющих значительную глубину и применяющих технологию сейсмобезопасного взрывания для защиты от нарушений прибортового массива. При применении НСИ значительно улучшается организация горных работ в приконтурной зоне. Следует сказать, что, несмотря на наличие входного контроля, от заводов-изготовителей продолжают поступать НСИ, не соответствующие требованиям технических условий, что приводит к отказам зарядов, влекущим за собой простой горного оборудования и хищения ВМ из отказов. Как показывает анализ, с 2000 г. по 2004 г. из 14 отказов около 50 %, так или иначе,

связаны с недостаточно высоким качеством НСИ.

Постоянное совершенствование техники и технологии взрывных работ в Навоийском ГМК требует переподготовки и повышения квалификации взрывников и руководителей. Подготовка специалистов ведется в Учебном Центре Навоийского ГМК. За последние пять лет в Учебном Центре для производства взрывных работ Навоийского ГМК проведена подготовка и переподготовка 56 взрывников и 41 специалиста по взрывному делу.

Таким образом, отвечая современным требованиям сокращения материальных ресурсов, снижения затрат на добычу руд, дальнейшее совершенствование взрывных работ на открытых горных работах Навоийского ГМК позволило снизить себестоимость взрывания 1 м³ горной массы 1,5 раза.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Использование сырьевых компонентов разных фирм-производителей при изготовлении ЭВВ. // Горный Вестник Узбекистана 2003 № 3. С. 44-46.
2. Шеметов П.А., Коломников С.С. Алгоритм оптимизации параметров БВР // Горный Вестник Узбекистана 2002 № 3. С. 15-17.
3. Шеметов П.А. Управление качеством рудного потока при циклично-поточной технологии разработки сложно-структурных месторождений // Горный журнал 2002. Специальный выпуск. С. 80-83.
4. Шеметов П.А. Оценка устойчивости бортов глубоких карьеров для обеспечения безопасности горных работ // Горный Вестник Узбекистана 2002 № 4. С. 41-42.

КОНЦЕПЦИЯ РУДОПОДГОТОВКИ С ПОМОЩЬЮ РРМ ПРОДУКТОВ ДОБЫЧИ НА РУДНИКЕ МУРУНТАУ

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

На месторождении Мурунтау, аналогично практически всем метаморфогенным золоторудным месторождениям, золоту свойственно нахождение в двух промышленных формах. Это свободная форма (самородное золото) и в ассоциации с сопутствующими элементами. Соответственно, по вещественному составу руд принято выделять две золоторудные геохимические формации - золотокварцевую, со свободным золотом, и золотосульфидную.

Сульфидная минерализация характерна для сланцев и представлена пиритом, арсенопиритом, халькопиритом, сфалеритом и висмутином, которые образуют мелкую вкрапленность и тонкие короткие прожилки. Они несут в себе до 80-90 % золота. В кварцах золото приурочено к жилам и прожилкам крупно- и среднезернистого размера. В них золото образует неравномерно рассеянные тонкие включения и прожилки, иногда мелкие гнезда.

Формы выделения золота разнообразны и определяются степенью трещиноватости и раскристаллизованности породной матрицы. Этим обусловлено появление изометричных зерен, комковатых, пластинчатых, дендритовидных и губчатых образований. Широко развиты монокристаллы золота (50-95 % от числа знаков), однако встречаются и их сростки. Пробность золота возрастает от 820 до 930 с повышением кремнистой составляющей и окисленности породной матрицы.

Руды кварцевой и сульфидной формации существенно отличаются по составу породообразующих элементов (породной матрицы), вследствие чего теоретически имеются благоприятные предпосылки для их разбраковки в режимах порционной (посамосвальской) сортировки или покусковой сепарации с помощью дистанционных ядерно-физических методов определения содержания ряда породообразующих и сопутствующих золоту химических элементов. Однако практическая целесообразность и эффективность решения этой задачи определяется тем, к какой из геохимических зон месторождения приурочена золоторудная минерализация.

Например, центральная часть рудной зоны, как правило, однородная по минеральному составу, хотя золото в ее пределах распределено неравномерно. Очевидно, в таких случаях эффективность сортировки руд по различию в содержании породообразующих и сопутствующих золоту элементов (далее - элементов спутников, индикаторов) сомнительна. В краевых частях рудных зон, которым на карьере Мурунтау соответствует зона «внутренней вскрыши», вмещающие породы и соответствующие сульфидной и кварцевой формации мозаично перемежаются. Следовательно,

они могут быть смешаны в разном соотношении в объеме выемочных порций.

Для достижения оптимальных технико-экономических показателей горного производства экскавация горнорудной массы на карьере Мурунтау ведется с элементами селективной добычи, т.е. по сортовому плану, уступами высотой 10-15 м. Высота очистных забоев (уступов) определяется техническими возможностями используемых модификаций горно-погрузочной техники, выбранной с учетом установленных закономерностей в морфологии рудных залежей и необходимости своевременного выполнения запланированных объемов горных работ.

Проведены статистические исследования данных геологического опробования керна (шлама) скважин детальной и эксплуатационной разведки.

В пределах рудных блоков мощность развития рудных залежей многократно превышает технические возможности используемой погрузочной техники по высоте экскавации, поэтому высота уступа очистного забоя не лимитируется.

В контурах зоны «внутренней вскрыши», где рудные тела мозаично перемежаются с вмещающими породами, уменьшение высоты уступа экскавации, порций выемки и отгрузки может негативным образом сказаться на организации и технико-экономических показателях горного производства, поэтому такой вариант селекции горнорудной массы в процессе добычи не может быть рекомендован как оптимальный. В этой связи, как порции выемки между собой, так и составляющая их масса, нуждаются в сортировке на последующих стадиях горного производства, например, при транспортировке продуктов добычи.

В работе [1] представлены результаты геологического опробования скважин эксплуатационной разведки месторождения Мурунтау за период с 1987 по 1994 гг. (табл. 1). Всего отобрано и проанализировано на содержание золота 534473 пробы, которые характеризуют объем недр в 217,9 млн м³, массой 566 млн т.

Согласно табл. 1, в 39,1 % разведанного объема недр содержание золота фоновое (0,15 г/т) и его запасы в этой доле массы не превышают 7,6 % от суммарных. Следовательно, раздельная выемка рудовмещающей и породной массы существенно улучшает технологические показатели качества рудных продуктов добычи, уменьшает объемы их переработки и способствует минимизации потерь и разубоживания, что в итоге повышает экономическую эффективность горно-перерабатывающего производства в целом.

Рентгенорадиометрический метод (РРМ) опробования, применяемый в НГМК в условиях горного производства, ориентирован на обнаружение узкого спектра химических элементов с содержанием более 0,1 %,

Таблица 1

Сводные данные опробования скважин эксплуатационной разведки

Класс сод. Au, г/т	Число проб, шт.	Суммы сод., ΣAu	Среднее сод. Au в классе, г/т	Доля проб, отн. ед.	Доля запасов золота, отн. ед.	Кумулятивные запасы, отн. ед.
Всего	534473	413558,4	0,77	1,000	1,000	1,000
<i>в том числе по классам содержаний золота</i>						
до 0,2	149351	9796,2	0,07	0,279	0,024	0,024
>0,2+0,4	59985	21340,9	0,36	0,112	0,052	0,075
>0,4+0,6	53320	29788,5	0,56	0,100	0,072	0,147
>0,6+0,8	49146	37450,5	0,76	0,092	0,091	0,238
>0,8+1,0	46900	45213,0	0,96	0,088	0,109	0,347
>1,0+1,2	43893	51144,0	1,17	0,082	0,124	0,471
>1,2+1,4	39803	54354,2	1,37	0,074	0,131	0,602
>1,4+1,6	35732	55958,1	1,57	0,067	0,135	0,738
>1,6+1,8	31190	55098,7	1,77	0,058	0,133	0,871
>1,8	25153	53414,3	2,12	0,047	0,129	1,000
<0,4	209336	31137,1	0,15	39,100	0,076	
≥0,4	325137	382421,3	1,18	60,900	0,924	

поэтому РРМ позволяет разбавить порции по вещественному (минеральному) составу породной матрицы, но не по содержанию золота. По указанным выше причинам, обусловленным геохимическими особенностями аккумуляции золота и аппаратными возможностями измерений, трудно, но не безнадежно, выявить закономерную связь между регистрируемыми параметрами (косвенными признаками) и содержанием золота в опробуемых порциях. Вместе с тем сортировка по элементам - индикаторам может оказаться эффективной для разбавки горнорудной массы добычи по минералогическому составу, определяющему упорность руд к извлечению из них золота способом прямого цианирования.

Исходя из этого постановка рассматриваемой ниже задачи, применительно к рентгенорадиометрическому способу сортировки продуктов добычи на месторождении Мурунтау, формулируется следующим образом.

Выявление различительного признака и определение его технологической эффективности для сортировки горнорудной массы Мурунтау на технологические типы (по минеральному составу породной матрицы) и технологические сорта (по классам содержания золота).

Методика нахождения различительного признака и определения его эффективности базируется на принципах решения прямой и обратной задачи рудной геофизики. Под прямой задачей принято понимать расчет конфигурации и интенсивности физического поля от рудного объекта с известным (заданным) вещественным составом, формой и объемом. Под обратной задачей понимается определение параметров рудного объекта по величине и конфигурации создаваемого им физического поля.

В конкретном случае под прямой задачей понимается определение связи величины излучения, регистрируемого в заданных

интервалах аппаратного спектра рентгеновского излучения, с вещественным составом и содержанием золота в анализируемых образцах (пробах).

Под обратной задачей – определение эффективности используемого различительного признака (РП) для разделения порций (проб) на технологические типы по составу породной матрицы и классы содержания золота.

Решение обеих задач реализовано в программе «Excel», с помощью которой была обработана статистически представительная выборка рентгенорадиометрических (РРМ) измерений и гамма-активационного анализа (ГАА) на золото образцов (1539 шт.). Выборка сформирована из кусков, отобранных из 11 технологических проб, взятых из ряда очистных забоев карьера Мурунтау и со складов. Рентгенорадиометрические измерения выполнены на лабораторной установке в ОМГТП, а ГАА в ЦЛ ГАА рудника «Мурунтау». В этой выборке отдельно по литологическим типам породной матрицы были определены средние значения измеренных параметров (скорости счета импульсов по заданным интервалам энергии рентгеновского излучения [2] и содержания золота), их стандартные отклонения и вариации средних.

Таблица 2

Средние значения Au и РП1, их стандартные отклонения по литологическим типам

Литологический тип	код	Au, г/т	dAu, г/т	РП 1	dРП 1
Филлитовидные сланцы	0	0,61	1,48	1,25	1,21
Углисто-глинистые сланцы	1	0,36	0,51	1,75	0,94
Углисто-кремнистые сланцы	2	0,81	2,11	2,12	0,78
Кремнистые сланцы	3	0,67	1,49	2,28	0,75
Метосоматиты	4	0,63	0,92	2,51	0,71
Кварциты	5	1,78	5,12	3,12	0,85

Полученные по РРМ результаты свидетельствуют о стабильности (наименьшей вариации) излучения, регистрируемого в каналах энергетического спектра «Lf» и «Rs»), т.е. эти каналы могут использоваться в качестве «стандарт-фона». В конкретном случае (для месторождения Мурунтау) в качестве «стандарт-фона» рекомендуется принять показания в канале «Lf», исходя из следующих соображений.

Однократно рассеянное излучение источника, регистрируемое в канале «Rs», обратно пропорционально эффективному атомному номеру ($Z_{эфф}$) породной матрицы (породы золотокварцевой формации обеднены тяжелыми элементами, в сравнении с породами сульфидной формации) и прямо пропорционально крепости исследуемых кусков, которая возрастает с увеличением кремнеземистости породной матрицы.

Излучение, регистрируемое в каналах «Fe» и «As», пропорционально содержанию соответственно сидерофильных и халькофильных элементов. При этом известно, что чем выше величина суммарного характеристического излучения в этих каналах, тем ниже излучение в канале «Rs». Следовательно, излучение в каналах «Fe», «As» и «Rs» может рассматриваться как различительные признаки (РП), перспективные для разбраковки порций по вещественному составу, т.е. по литологическим типам породной матрицы.

Нормирование этих показателей по каналу «Lf» позволяет свести к минимуму влияния аппаратных погрешностей на результаты РРМ-измерений, которые могут быть обусловлены аппаратным дрейфом параметров настройки в период измерений, а также измерениями кусков различных классов крупности с различной настройкой в разное время.

С учетом этого статистическая выборка РРМ-измерений была сформирована в группы по литологическим типам образцов, коды которых были даны условно, в порядке возрастания кремнеземистости. При этом литологические типы определялись только по визуальным признакам образцов. Корреляционным анализом их рентгеновских спектров был выявлен различительный признак (РП1), закономерно изменяющийся с возрастанием их кремнеземистости. Статистической обработкой выборки по каждому литологическому типу определены средние значения содержания золота (Au) и РП1, а также их стандартные отклонения (d_{Au} , $d_{РП1}$). Эти результаты представлены в табл. 3.

На основании выявленной связи между РП1 и кремнеземистостью

литологических типов пород проведено решение обратной задачи. Для этого выборка была переформатирована по возрастанию РП1 и установлены следующие закономерности (табл. 3).

Согласно табл. 3, для разбраковки образцов по кремнеземистости и содержанию золота просматриваются два пороговых значения РП1. Это «3» и «0,5», в предположении что для рудных аккумуляций золота в заведомо кремнистой формации характерны значения РП1 более «3», а для спецпороды (предположительно черно-сланцевой формации) РП1 менее «0,5». В этой связи можно сделать следующие выводы.

При отработке зоны «внутренней вскрыши» из исходной минерализованной массы руд Мурунтау сортировкой по РП1, например, опробованием самосвалов, должны выделяться:

- кварцевый концентрат, благоприятный для переработки по технологии прямого цианирования (РП более 3), с прогнозными показателями по выходу - 23,5 % и содержанию золота - 1,43 г/т;

- минерализованная масса, с прогнозными показателями по выходу 71,8 % и содержанию золота - 0,68 г/т (РП1 от 0,5 до 3,0), которая может быть разделена дополнительно по кремнеземистости на две составляющие (РП от 2 до 3 и от 0,5 до 2);

- хвосты, содержащие золото в минералах упорных к цианированию (РП1 менее 0,5, содержание золота - 0,53 г/т и выход - 4,7 %).

Исследованиями руд месторождения Кокпатас и Даугызтау установлена связь золота с РРМ-признаком «отношение мышьяка к железу». Эффективность этого признака (РП3) проверена и по рассматриваемой исходной выборке и по продуктам, выделенным после сортировки по РП1. Во втором случае избирательность признака РП3 выше. Поэтому предлагается технологическая схема, предусматривающая две стадии обогащения исходной массы добычи из зоны «внутренней вскрыши» карьера Мурунтау (табл. 4).

Таблица 3

Прогнозные показатели качества селекции руд по РП1

РП1	Au, г/т	d_{Au} , г/т	Доля запасов, отн. ед.	Число образцов	Доля образцов, %	$K_{обог.}$
4,15	0,652	2,56	0,0157	32		
3,73	2,409	6,84	0,1874	103		
3,22	1,101	3,41	0,1889	227		
более 3,0	1,43		0,3920	362	23,5	1,66
2,74	0,746	1,57	0,1713	304		
2,25	0,680	1,98	0,1623	316		
<i>От 2,0 до 3,0</i>	<i>0,71</i>		<i>0,3336</i>	<i>620</i>	<i>40,3</i>	
1,76	0,605	1,43	0,1088	238		
1,26	0,681	1,37	0,0777	151		
0,77	0,744	1,89	0,0534	95		
<i>От 0,5 до 2,0</i>	<i>0,65</i>		<i>0,2399</i>	<i>484</i>	<i>31,5</i>	
От 0,5 до 3,0	0,68		0,5784	1104	71,8	0,79
0,29	0,469	0,59	0,0124	35		
-0,83	0,599	0,93	0,0172	38		
менее 0,5	0,53		0,0296	73	4,7	0,62
Всего	0,86	2,68	1,0000	1539	100,0	

Таблица 4

Технологическая схема рентгенорадиометрического обогащения продуктов добычи для рудника Мурунтау

Исходная минерализованная масса добычи		
Au, г/т	$K_{обог.}$	выход
0,86	1,00	1,00

Сортировка по РП 1 самосвалов на РКС-А

накопительный склад 1		
концентрат РП1		
Au, г/т	$K_{обог.}$	выход
1,43	1,66	0,235

накопительный склад 2		
хвосты РП1		
Au, г/т	$K_{обог.}$	выход
0,68	0,79	0,765

Сепарация по РП 3 на ОПРСК продуктов сортировки по РП 1

	Au, г/т	$K_{обог.}$	выход
концентрат 1	4,16	4,84	0,019
продукт 1	1,24	1,44	0,192
продукт 2	0,76	0,88	0,024

Аи, г/т	$K_{обог.}$	выход	
-	-	-	
1,33	1,55	0,022	продукт 1
0,69	0,80	0,621	продукт 2
0,49	0,57	0,122	продукт 3

Конечные продукты обогащения

Вариант 1			
	Au, г/т	$K_{обог.}$	выход
концентрат 1	4,16	4,84	0,019
продукт 1	1,25	1,45	0,214
продукт 2	0,69	0,80	0,645
продукт 3	0,49	0,57	0,122

Вариант 2			
	Au, г/т	$K_{обог.}$	выход
-	-	-	На ГМЗ-2
1,49	1,73	0,233	На ГМЗ-1
0,69	0,80	0,645	На хранение
0,49	0,57	0,122	В отвал

Список литературы:

1. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Опыт изучения и разработки. Ташкент, ФАН. 2001.
2. Федянин С.Н. Отображение геохимической специализации рудовмещающих пород в аппаратном спектре рентгеновского излучения. Горный вестник Узбекистана. 2002. №3.

УДК 622

© Кабиров А.Р., Сейтбаев Ш.А., Мальгин В.О. 2004 г.

ОПЫТ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ ЭКСКАВАТОРОВ

Кабиров А.Р., зам. главного инженера по БВР рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК; Сейтбаев Ш.А., зам. начальника ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК; Мальгин В.О., зам. главного механика рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

В условиях все возрастающей глубины карьера и сокращения рабочей зоны весьма проблематичным становится строительство и перенос ЛЭП. При этом необходимо осуществлять координацию и взаимосвязь всех процессов - бурения, взрывных работ, экскавации, транспортирования. Освобождение от линий электропередач взрывных блоков, наращивание и демонтаж ЛЭП при изменении фронта работ в условиях повышенной концентрации оборудования сдерживает развитие горных работ и повышает их трудоемкость. Поэтому на добычных и вскрышных работах карьера Мурунтау используют выемочно-погрузочное оборудование повышенной маневренности, имеющего автономную систему электроснабжения и обеспечивающего более высокую производительность.

В период 1995-2004 гг. были приобретены гидравлические экскаваторы (ЭГ) фирм Caterpillar, O&K и Hitachi. По своим техническим характеристикам (табл. 1) и функциональным возможностям экскаваторы САТ-5230, RH-170, EX-3500 и RH-200 вполне удовлетворяют требованиям эксплуатации на карьере Мурунтау.

ЭГ используются в различных горно-геологических и технологических условиях: погрузка автосамосвалов в забоях третьей-четвертой категории экскавации; постановка уступов в предельное положение с соблюдением проектного угла откоса, заоткоса с переэкскавацией и разделением забоя на два подступа; разборка слабопроработанной взрывом подошвы уступа в экскаваторных забоях; проходка автомобильных съездов. Показатели работы ЭГ за период 1995-2004 гг. представлены в табл. 2.

Таблица 1

Технические параметры гидравлических экскаваторов

Показатель	CAT-5230	EX-3500	RH-170	RH-200*
Геометрическая вместимость ковша, м ³	15,1	13,7	14,8	26,0
Основные параметры (max), м:				
высота черпания	14,9	17,2	16,0	15,3
радиус черпания	14,8	15,8	16,0	16,2
высота разгрузки	10,3	12,4	10,0	11,3
радиус разгрузки	14,5	14,9	13,9	15,2
Масса экскаватора, т	315	330	340	480
Мощность привода, кВт	1175	1240	1240	1516
Продолжительность цикла, с	33	33	25	25
Усилие черпания, кН	1250	1177	1200	1500
Скорость передвижения, км/ч	0-2,5	0-2,4	0-2,6	0-2,3
Производительность, м ³ /ч:				
техническая	1083	1048	1125	3000
эксплуатационная	750	700	790	2068
Средний расход топлива, кг/м ³	0,22	0,29	0,25	-

ЛЭП, значительно облегчило производственный цикл, снизилась трудоемкость и повысилась оперативность процессов. Кроме того, независимость от ЛЭП и отсутствие питающего кабеля позволили использовать еще одно преимущество ЭГ - работа при установленных на два подъезда автосамосвалах. Данная схема весьма производительна, хотя и не часто используется на карьере. Ее ограниченное применение связано с отсутствием необходимого количества самосвалов. Однако, когда нужно ускорить отработку экскаваторного блока, эта схема наиболее производительна.

Расположение кабины машиниста с левой стороны гидравлического экскаватора потребовало изменения схем подъезда автотранспорта на погрузку.

Таблица 2

Производственные показатели гидравлических экскаваторов

Номер и тип механизма	Выполненные объемы, тыс м³												
	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004 ожидаемое	С начала эксплуатации 01.07.2004 г.		Макс. суточная произв-ность
											тыс м³	мото часы	тыс м³
CAT-5230 № 01	409	3615	4138	2329	4813	1955	2822	2013	1792	800	23886	46145	20,8
CAT-5230 № 02		2821	3848	3237	232	2649	1361	2864	1332	1750	19216	41011	20,6
EX-3500 № 03		2893	3534	3271	2883	2509	3056	3260	2524	2600	25231	50632	20,3
RH-170 № 04		2457	3748	2756	2097	1598	1540	1502	2180	2000	18855	26362	21,5
RH-170 № 05					4611	3065	2730	2919	167	1200	14069	26405	21,2
CAT-5130 № 06						770	1197	2680	1098	2600	7041	20672	13,4
CAT-5130 № 07						2683	2848	772	1555	1000	8319	23354	15,7
RH-200 № 08									1876	4500	4212	6528	28,3
RH-200 № 09									1461	4500	3571	6779	29,1
Всего	409	11786	15268	11593	14636	14459	14357	13330	13985	20950	124400	247888	

Характерная особенность гидравлических экскаваторов – шарнирно сочлененная стрела с невыдвижной рукоятью, что ограничивает радиус их черпания. Если у тросового экскаватора ЭКГ-15 максимальная высота черпания (15,6 м) в 1,5 раза меньше радиуса черпания (22,6 м), то у гидравлических экскаваторов эти параметры сопоставимы и составляют 15,0 - 16,0 м. Поэтому по условиям безопасности для ЭГ ограничивают высоту забоя или отработку ведут путем врезки ковша в забой на высоте черпания при максимальном радиусе черпания.

Наиболее значительным преимуществом ЭГ по сравнению с электрическими является их автономность, т.е. независимость от ЛЭП и маневренность за счет более высокой скорости передвижения по сравнению с электрическими экскаваторами. Поэтому введение в рабочую зону маневренных ЭГ, независимо от

Поэтому во избежание проноса ковша над кабиной самосвала применяются две основные схемы подъезда (рис. 1): а) тупиковая и б) кольцевая.

На сегодняшний день наработка всех машин колеблется от 24500 до 46000 моточасов. За этот период был проведен ремонт, замена или осмотр практически всех узлов экскаваторов. Как показал опыт эксплуатации, значительную часть всех аварий составляют отказы узлов гидросистемы (табл. 3). Накопленный опыт позволяет с большой долей вероятности говорить о фактических ресурсах отдельных узлов машин и сравнить их между собой и с тем, что декларировали фирмы-изготовители в период рекламных компаний и достаточно уверенно прогнозировать большое количество отказов и планировать как предстоящие ремонты, так и материальные затраты на эксплуатацию и содержание этих машин.

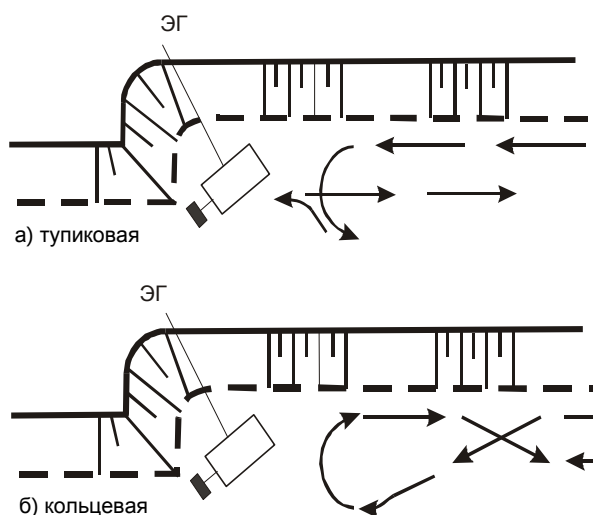


Рис. 1. Основные схемы подъезда автосамосвалов под гидравлические экскаваторы

Таблица 3

Наиболее часто возникающие неисправности на гидравлических экскаваторах

Деталь, узел	Возникающая неисправность
Насос системы смазки	Засорение
Радиатор двигателя	Трещина в трубке
Вентилятор охлаждения двигателя	Обрыв болта с последующим разрушением радиатора. Данный узел, в условиях карьера, затруднительно контролировать и обслуживать
Стрела	Трещина в кронштейне крепления гидроцилиндра стрелы
Шланги высокого давления	Обрыв у наконечника
Система управления насосом смазки	Отказ датчика давления смазки
Опорный каток	Разрушение уплотнения
Натяжное колесо	Разрушение уплотнения
Гидроцилиндр открывания	Обрыв кронштейна крепления к подвижной стенке ковша
Ковш (подвижная часть ковша)	Обрыв кронштейна крепления гидроцилиндра открывания. Данный узел, в условиях карьера, затруднительно контролировать и обслуживать
Центральная рама	Трещины (многочисленные)
Гидроцилиндр рукояти	Задир гильзы и поршня
Корпус фильтра высокого давления	Трещина
Пневмосистема	Отказ регулятора давления
Пилотные шланги	Частое перетирание

Высокое качество сборки и надежность ЭГ позволили достигнуть высокой производительности. Но производительность машины - это величина, во многом зависящая от совокупности факторов, к основным из которых можно отнести:

1. Техническое состояние машины, т.е. ее готовность выполнять рабочие операции (коэффициент технической готовности КТГ).

2. Загруженность экскаватора откаточной техникой (коэффициент использования оборудования КИО).

Следует отметить, что КИО и производительность гидравлических экскаваторов в значительной степени зависят от работы экскаваторов на «особо важном направлении» и их укомплектованности автосамосвалами.

Приведенные на гистограммах величины коэффициентов КТГ и КИО (рис. 2) позволяют сравнить эти коэффициенты по каждой машине с начала эксплуатации. Можно оценить степень стабильности и надежности каждой машины, а также увидеть некоторые организационные резервы в их использовании, следовательно, определить тенденции к ее изменению.

Высокие коэффициенты экскаватора EX-3500 объясняются тем, что базовая модель выпускается на протяжении 15 лет, а в карьер поставлен 235-й по счету экскаватор, тогда как RH-170 - только второй, а CAT-5230 спроектирован лишь семь лет назад (в карьере работают 35 и 39-й по счету экскаваторы).

Удельные затраты на экскавацию горной массы представлены на рис. 3.

Трудовые затраты на проведение регламентного технического обслуживания у экскаваторов разных фирм значительно отличаются, что в первую очередь связано с конструктивным исполнением машин, и как следствие, быстротой и удобством их обслуживания. Так, для экскаваторов CAT-5230, EX-3500 и RH-170 они, соответственно, составляют 1631, 2407 и 1875 чел./ч в год.

Следует отметить недостаток ЭГ EX-3500 - стесненность пространства двигательных отсеков экскаватора и, как следствие, трудность доступности многих узлов и агрегатов.

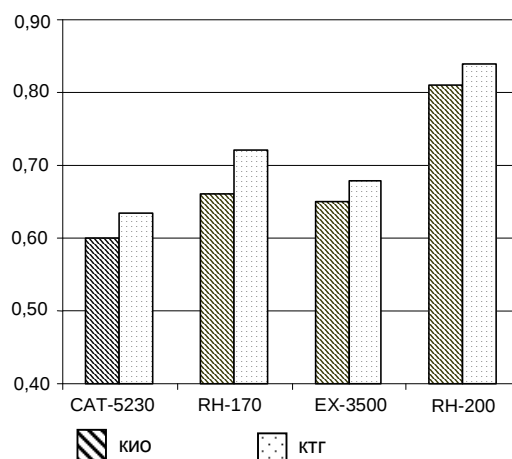


Рис. 2. КИО и КТГ с начала эксплуатации на карьере Мурунтау для различных типов ЭГ

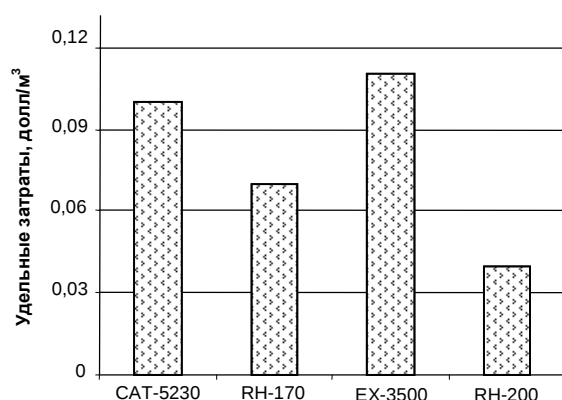


Рис. 3. Удельные затраты на экскавацию горной массы для ЭГ с начала эксплуатации на карьере Мурунтау

Значительные различия в удельном расходе дизельного топлива (рис. 4) также обусловлены наличием у экскаватора CAT-5230 одного двигателя по сравнению с двумя у экскаваторов EX-3500 и RH-170, а также наличием у экскаватора RH-170 системы электронного впрыска топлива «CENTRY» и системы «TRI POWER», которая обеспечивает щадящий режим работы двигателей при наполнении ковша. Если принять средний расход топлива экскаватора RH-170 за 100 %, то удельный расход экскаватора CAT-5230 составит 87 %, расход EX-3500 – 112 %.

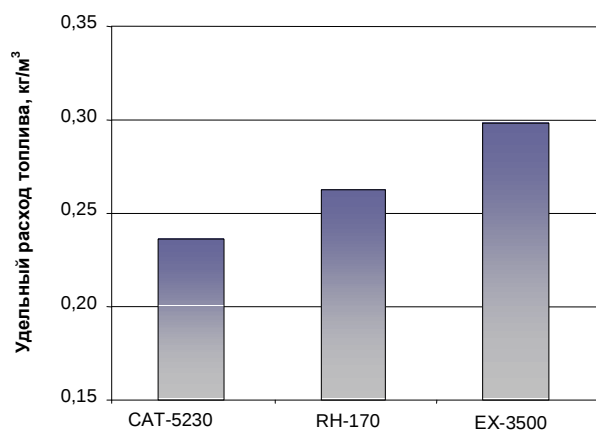


Рис. 4. Удельный расход топлива для ЭГ с начала эксплуатации на карьере Мурунтау

В целях снижения материальных затрат на эксплуатацию оборудования был выполнен комплекс следующих мероприятий: снижение ассортимента и стоимости применяемых смазочных материалов; освоение выпуска силами предприятия быстроизнашивающихся и дорогостоящих сменных элементов ковшей; унификация ковшей; увеличение срока службы и повышение ремонтпригодности ковшей; усовершенствование отдельных узлов машин.

Также следует отметить, что фирмой Caterpillar ведется планомерная работа по улучшению конструкции экскаватора (программа RIP), которая проводится на всех без исключения машинах и заключается в установке деталей и узлов улучшенной конструкции, предотвращающих возможную поломку.

Основная задача RIP – повышение надежности машин. Результаты работы, которая проводилась в феврале-мае 1996 г., можно увидеть на примере изменения коэффициента технической готовности. Проведение этих работ свидетельствует о том, что фирма учитывает опыт эксплуатации аналогичных машин во всем мире и стремится предупредить их возможные поломки. Наряду с этим фирма Caterpillar выпускает журнал «Технические новости», позволяющий заказчикам самостоятельно совершенствовать машины.

Для сокращения материальных затрат фирма Caterpillar реализовала программу «Восстановленные детали», которая заключается в том, что взамен изношенных деталей и узлов фирма предоставляет восстановленные со стоимостью около 60 % от новых и их гарантию как на новые запасные части, что значительно снижает материальные затраты на содержание экскаваторов.

В 2003 г. на карьере Мурунтау начали эксплуатироваться электрогидравлические экскаваторы RH-200 TEREX MINING с геометрической ёмкостью ковша 26 м³ производительность за 8-часовую смену, при работе на автомобильный транспорт для условий карьера Мурунтау составляет 8000-12000 м³/смену. Выбор такой высокопроизводительной погрузочной техники был обусловлен необходимостью в кратчайшие сроки на плановых направлениях развития горных работ производить вскрытие и подготовку рудных запасов к выемке.

Введение в рабочую зону экскаваторов RH-200 значительно облегчило производственный цикл, увеличило производительность труда и повысило оперативность процессов. Производительность, радиус и высота разгрузки дают возможность производить погрузку горной массы в автосамосвалы, находящиеся в эксплуатации на карьере Мурунтау грузоподъемностью 170÷190 т. С точки зрения безопасности труда обслуживающего персонала достоинства RH-200 являются малый уровень вибрации, высокий уровень шумо- и газозащиты, просторная кабина, не загроможденное машинное отделение.

Таким образом, накопленный опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов трех разных фирм позволяет оценить преимущества и недостатки каждой машины.

АНАЛИЗ КАЧЕСТВА АНАЛИТИЧЕСКИХ РАБОТ И РЕЗУЛЬТАТОВ КРУПНОПОРЦИОННОГО РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОПРОБОВАНИЯ ФОСФОРИТОВ

Голищенко Г.Н., главный геофизик Центрального РУ НГМК, канд. геол.-минер. наук; Кустова Л.А., начальник ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального РУ НГМК

По Джерой-Сардаринскому месторождению фосфоритов накоплен большой фактический материал по внутреннему и внешнему контролю химанализов проб на пятиокись фосфора различных лабораторий, по испытаниям различных экспрессных методов определения содержания фосфорного ангидрида, потребовавший обобщения и анализа их качества, а также соответствия допускам нормативной документации, как важного этапа оценки достоверности эксплоразведочных и горных работ и оценки представительности радиометрической рудосортировки. Углубленный анализ результатов контроля отсутствовал. Многолетний опыт работы с первым опытным образцом рудоконтрольной станции показал также на необходимость решения ряда методических вопросов, связанных с оперативностью получения результатов анализов с использованием экспрессных методов, способов и приемов оценки значимости расхождений и др.

В связи с вводом в опытно-промышленную эксплуатацию новой рудоконтрольной станции РКС-Ф, разработанной на современной элементной базе, необходимы оценка достоверности крупнопорционного радиометрического опробования, определение граничных значений выделяемых сортов руды по классам содержаний, определение уровня ошибок при выполнении внутреннего и внешнего контроля и их влияние на качество рудосортировки.

Управление качеством фосфоритного рудопотока в значительной степени зависит от качества аналитических работ, являющихся опорным материалом для определения граничных значений по классам содержаний рудосортировочной станции, осуществляющей крупнопорционную радиометрическую рудосортировку. В работе приведен также обзор апробированных методов определения содержаний P_2O_5 , оценка их качества, проведены регрессионный и дисперсионный анализы, получены уравнения связи между содержанием пятиокси фосфора и различительными параметрами применяемых методов.

Химические методы анализа как методы внешнего контроля (лаборатории ЦНИЛ НГМК, ЦЗЛ ГМЗ-2 ЦРУ и ОМГТП НГМК) требуют значительных затрат времени, объемов работ по формированию представительных проб и пробоподготовку. Поэтому апробировались экспрессные методы анализа: нейтронный (на определение фтора, входящего в кристаллическую решетку основного минерала фосфоритов – франколита), гамма-активационный с производительностью до 1000

проб в смену (ЦЛГАА ЦРУ), рентгено-флуоресцентный анализ (АРФ - 6), метод с использованием ИК-Фурье спектрометра «AVATAR- 320» (ЦЗЛ ГМЗ-2 ЦРУ), гамма-экспресс анализ (модель УГА-Ф) и гамма-экспресс анализ на РКС-Ф.

1. Оценка величины погрешностей результатов химического анализа

1.1. Случайная погрешность

Воспроизводимость результатов анализа контролируется на основании оценки случайных погрешностей. Допустимые относительные расхождения рассчитаны с 95 % доверительной вероятностью.

Допустимое расхождение между основными и контрольными измерениями регламентировано для фосфоритовых руд и продуктов их переработки в «Методике выполнения измерений массовой доли оксида фосфора», утвержденной главным метрологом Госстандарта 01.06.2000 г. (Свидетельство 133.03, подготовлено ОАО «Analit-servis», табл. 1).

Таблица 1

Допустимые расхождения между основными и контрольными измерениями массовой доли оксида фосфора

P_2O_5 , абс. %	Допустимое расхождение, отн. %	Допустимое расхождение, абс. %
5 – 10	8,9	0,67
10 – 20	7,5	1,13
20 – 40	4,4	1,32

Для градуировки рудоконтрольной станции РКС-Ф сформированы 213 проб из фосфоритовой руды карьера «Ташкура» из 60 автосамосвалов САТ- 777 D. Эти пробы были зашифрованы и проанализированы в трех лабораториях: ЦЗЛ ГМЗ-2, ОМГТП (опытно-методическая геотехнологическая партия) и ЦНИЛ НГМК. Результаты расчета относительных среднеквадратических погрешностей приведены в табл. 2.

Как следует из табл. 2 случайные составляющие погрешности лабораторий химического анализа на пятиокись фосфора не превышают допустимых уровней, регламентируемых нормативной документацией. Исключение составляет класс содержаний 6-12 % P_2O_5 (минерализованная масса), для которого отмечены

Таблица 2

Результаты расчета относительных среднеквадратических погрешностей

Класс содержания, %	Количество проб	Среднее содержание, %	Сумма квадратов разностей	Погрешность абсолютная	Погрешность относительная	Допустимые расхождения	Запас точности
ЦНИЛ							
6- 12	11	10	25,76	1,53	15,2	8,5	0,55
12- 16	36	14,4	15,65	0,66	4,8	7,5	1,6
16- 18	12	16,9	1,45	0,35	2,07	6,8	3,2
18- 20,5	52	19,5	8,5	0,40	2,05	6,5	3,1
> 20,5	102	21,7	14,3	0,37	1,7	4,4	2,6
ЦЗЛ ГМЗ-2							
6- 12	11	10	27,85	1,6	16	8,5	0,5
12- 16	36	14,3	13,25	0,6	4,1	7,5	1,8
16- 18	12	16,3	4,1	0,58	3,4	6,8	2,0
18- 20,5	52	18,9	14,58	0,53	2,7	6,5	2,4
> 20,5	102	21,1	36,4	0,6	2,8	4,4	1,6
ОМГТП НГМК							
6- 12	11	12,7	105,9	3,1	31	8,5	0,3
12- 16	36	14,6	8,6	0,5	3,5	7,5	2,1
16- 18	12	17,3	3,74	0,56	3,3	6,8	2,06
18- 20,5	52	19,3	10	0,44	2,2	6,5	2,9
> 20,5	102	21,7	20,13	0,44	2,02	4,4	2,2

погрешности, существенно превышающие нормативы. По классификации методов анализа точности результатов лабораторию ЦНИЛ НГМК можно отнести ко второй категории, лаборатории ЦЗЛ ГМЗ-2 и ОМГТП – к третьей категории.

1.2. Оценка значимости систематических расхождений результатов химического анализа

Результаты расчета систематических погрешностей приведены в табл. 3. При проверке гипотезы отсутствия постоянного расхождения по небольшому числу анализов используют Т-критерий Стьюдента,

т.е. сравниваются средние значения методов с разными ошибками воспроизводимости.

Показатель точности результатов анализа – относительное среднеквадратическое отклонение.

Значение Т-распределения Стьюдента зависит только от уровня значимости и числа степеней свободы. Если $T_{расч.}$ больше $T_{табл.}$, то при допустимом относительном среднеквадратическом отклонении более 5 % значимость систематической погрешности оценивается в соответствии с принципом «ничтожной погрешности». По критерию «ничтожной погрешности» систематической

Таблица 3

Оценка значимости систематических расхождений по результатам внешнего контроля между ЦНИЛ - ЦЗЛ ГМЗ-2 ЦРУ и ЦНИЛ – ОМГТП НГМК

Класс содержа- ний, %	Кол-во проб	Среднее содержание,%			Т – критерий			Критерий ничтожно малой погрешности		
		ЦНИЛ	ЦЗЛ	ОМГТП	расчет	допуск	значимость	расчет	допуск	значимость
ЦНИЛ – ЦЗЛ ГМЗ-2										
6- 12	11	10,05	10,00	-	0,10	2,20	Не значимо	13,90	4,18	Значимо
12- 16	36	14,40	14,30	-	1,01	2,03	Не значимо	1,05	3,52	Не значимо
16- 18	12	16,90	16,30	-	2,19	2,18	Значимо	2,10	3,52	Не значимо
18- 20,5	52	19,50	18,90	-	4,90	2,00	Значимо	1,05	3,52	Не значимо
> 20,5	102	21,70	21,10	-	5,90	1,98	Значимо	0	2,07	Не значимо
По всем пробам	213	19,04	18,64	-	4,70	1,97	Значимо	2,10	3,00	Не значимо
ЦНИЛ – ОМГТП										
6- 12	11	10,05	-	12,7	2,82	2,20	Значимо	13,90	4,18	Значимо
12- 16	36	14,40	-	14,6	2,38	2,03	Значимо	1,05	3,52	Не значимо
16- 18	12	16,90	-	17,3	2,51	2,18	Значимо	2,10	3,52	Не значимо
18- 20,5	52	19,50	-	19,3	3,37	2,00	Значимо	1,05	3,52	Не значимо
> 20,5	102	21,70	-	21,7	1,99	1,98	Значимо	0	2,07	Не значимо
По всем пробам	213	19,04	-	19,2	4,08	1,97	Значимо	0,84	3,00	Не значимо

составляющей погрешности можно пренебречь, если относительная систематическая составляющая погрешности меньше или равна $1/3$ от допустимого относительного среднеквадратического отклонения погрешности определений в рассматриваемом интервале содержаний.

Критерий Стьюдента позволяет установить статистическую значимость систематической погрешности. Чем меньше погрешность и больше число определений, тем меньшую систематическую погрешность можно выявить. При этом может оказаться, что статистически значимая систематическая погрешность практически несущественна.

Критерий «ничтожной погрешности» устанавливает допустимую величину систематической составляющей погрешности по отношению к величине допустимой погрешности, не вносящую существенного вклада в точность измерений. Зачастую даже при значимой по Т-критерию систематической погрешности ею можно пренебречь ввиду ее ничтожности.

Оценка значимости систематических расхождений результатов анализа проб определена сравнением рассчитанного систематического расхождения d_r и допустимой среднеквадратической погрешностью σ_{Dr} .

Из табл. 3 видно, что в классах содержаний 18 – 20,5 % и более 20,5 % между ЦНИЛ и ЦЗЛ, а также во всех классах содержаний P_2O_5 от 12 % и более, между ЦНИЛ и ОМГТП, по Т-критерию систематические расхождения значимые. Однако это не значит, что результаты анализов являются браком, поскольку применение критерия «ничтожной погрешности» позволяет оценить величины этих погрешностей как ничтожно малые, которыми можно пренебречь. Расчетные значения критерия «ничтожно малой погрешности» существенно ниже допустимых по нормативным документам. Т.е. применение критерия Стьюдента или критерия знаков недостаточно для вывода о качестве анализов при условии, что допустимая относительная среднеквадратическая погрешность более или равна 5 %. Это важное методическое требование (СТП 072.279-98) контроля качества аналитических лабораторий.

Таким образом, расхождения незначимы и результаты анализов фосфоритов по точности соответствуют допускам нормативной документации (кроме класса 6-12 % P_2O_5).

Результаты сравнительных анализов химических лабораторий ЦЗЛ ГМЗ-2 и ЦОФ РУ-2 также свидетельствуют о хорошем их качестве.

1.3. Оценка статистической значимости систематических расхождений результатов анализов проб промытой руды по данным ЦОФ РУ-2 и ЦЗЛ ГМЗ-2 ЦРУ от 28.01.03 г. – 13.02.03 г.

Получены данные по 25 пробам, отобраным из 60 полувагонов, в объеме ≈ 1500 т.

Согласно СТП 072. 279-98 («Порядок проведения контроля качества работы аналитических лабораторий»), п. 4.6-4.10, стр. 29-32 оценка значимости определяется сравнением рассчитанного систематического расхождения d_r и допустимой среднеквадратической погрешности σ_{Dr} .

Условие незначимости – вычисленная систематическая составляющая d_r должна быть меньше или равна $\sigma_{Dr} \times 0,47$. В этом случае систематической погрешностью можно пренебречь. При условии, когда $\sigma_{Dr} \geq 5$ %, значимость оценивается по критерию «ничтожно малой погрешности».

Для 3-х партий проб:

$$d = \frac{9}{25} = 0,36, \text{ тогда } d_r = 1,49 \%$$

Допустимое расхождение основной и контрольной лабораторий (согласно утвержденной методике № 133 03.2000 г. «Выполнение измерений массовой доли оксида фосфора») составляет 7,5 % относительных, т.е. $\sigma_{Dr} = 7,5$ % и условие незначимости - $d_r / \leq 0,47 \times \sigma_{Dr}$ выполняется, т.е. $1,49 \% \leq 0,47 \times 7,5$ (3,5 %). При этом запас точности:

$$Z = \frac{s_{Dr}}{s_{\Sigma}} = \frac{7,5}{3,38} = 2,2$$

Таким образом, расхождение незначимы и результаты анализов по точности соответствуют допускам нормативной документации.

II. Экспрессные методы

2.1. Анализ качества аналитических работ на пятиокись фосфора, выполненных ЦЗЛ ГМЗ-2 на ИК-Фурье спектрометре «AVATAR-320»

ЦЗЛ ГМЗ-2 получены данные химанализа и результаты измерений на спектрометре «AVATAR» по 278 пробам на пятиокись фосфора. Из них: по необожженным фосфоритам 69 проб класса содержаний 1-10 %; 57 проб класса содержаний 10-26 % и 152 пробы обожженного фосконцентрата класса содержаний 26-28,5 %.

Согласно СТП 072.279-98 («Порядок проведения контроля качества работы аналитических лабораторий»), п. 4.6-4.10, стр. 29-32 оценка значимости систематических расхождений результатов анализов проб определяется сравнением рассчитанного систематического расхождения d_r и допустимой среднеквадратической погрешности σ_{Dr} .

Проведен корреляционный анализ полученных данных с оценкой доверительных интервалов, коэффициентов корреляции и получены уравнения регрессии для соответствующих классов содержаний фосфора (рис. 1, 2).

В результате установлены основные параметры, определяющие качество анализа на P_2O_5 на спектрометре «AVATAR-320» (табл. 4).

В результате расчетов установлено:

1. Для необожженных фосфоритов в классе содержаний от 10 до 28,6 % P_2O_5 расхождения результатов между хим. анализом и данными спектрометра «AVATAR» укладываются в допуски нормативной документации.

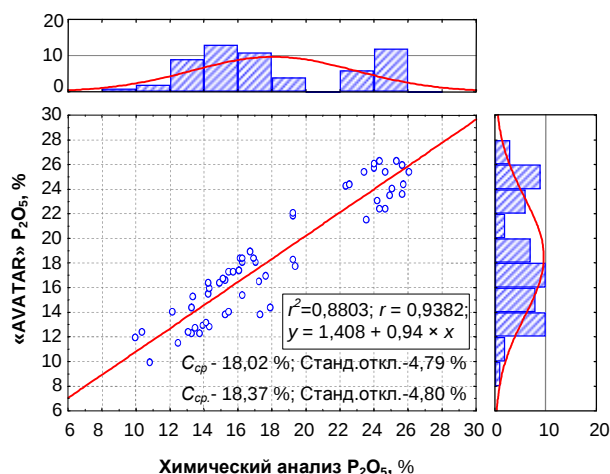


Рис. 1. Корреляционная связь результатов анализа на P_2O_5 с использованием спектрометра «AVATAR» и химического метода в классе содержаний 10-26 %

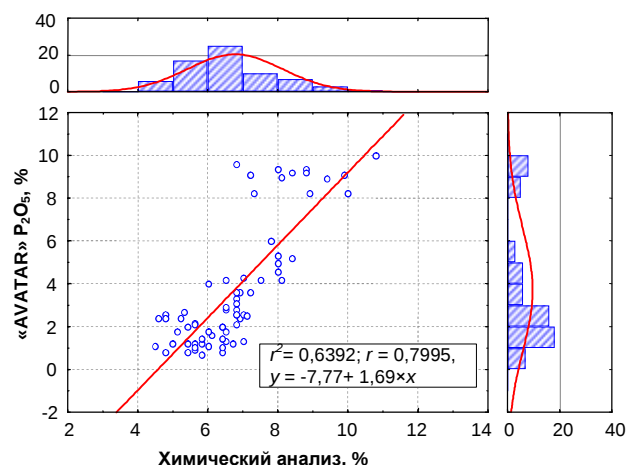


Рис. 2. Корреляционная связь результатов анализа на P_2O_5 с использованием спектрометра «AVATAR» и химического метода в классе содержаний 0-10 %

Таблица 4

Оценка качества результатов анализа с использованием ИК-Фурье спектрометра «AVATAR- 320»

	Необоженный фосфорит Класс содержаний P_2O_5 -10-26%		Обоженный фосконцентрат Класс содержаний P_2O_5 -26-28,5 %	
	«AVATAR»	Хим. анализ	«AVATAR»	Хим. анализ
<i>n</i> (число проб)	57	57	152	152
<i>S</i> (сумма содержаний)	1053,6	1035,3	4208	4115,7
<i>C_{cp}</i> (среднее содержание)	18,37	18,02	27,7	27,08
<i>s</i> (случайная погрешность)	1,16		0,69	
Стандартное отклонение	4,80	4,79	0,51	0,58
<i>R</i> (коэффициент корреляции)	0,97		0,84	
<i>σ_{Dr}</i> (допустимое расхождение - отн. %, абс. %)	7,5 (1,13)		4,4(1,32)	
<i>d_r</i> (отн. системат. погрешность)	2,98		2,16	
Уравнение регрессии	$P_2O_5, \% \text{ хим.} = 0,75 + 0,93 \times P_2O_5 \% \text{ «AVATAR»}$		$P_2O_5 \% \text{ «AVATAR»} = 7,42 + 0,74 \times P_2O_5 \% \text{ хим.}$	
Условие незначимости – <i>d_r</i> должно быть менее или равно $D_r \times 0,47$	2,98		2,16	Условие выполнено

По критерию «ничтожно малой погрешности» систематической погрешностью можно пренебречь.

Случайная погрешность оценки содержания P_2O_5 единичного анализа на установке не превышает 1,16 %. Увеличение количества анализов приведет к снижению этой погрешности в $n^{0,5}$ раз (*n* - количество проб). Коэффициент корреляции между методами составляет величину 0,97.

2. Для обожженного фосконцентрата для класса содержаний 26-28,5 % результаты сопоставления двух методов, практически, близки к допускам нормативных документов. Случайная погрешность оценки содержаний единичного анализа – 0,69. Коэффициент корреляции между методами – 0,84.

3. Для необоженных фосфоритов с низкими содержаниями (минерализованная масса) расхождения не укладываются в допуски нормативной документации.

2.2. Результаты испытаний анализатора рентгено-флуоресцентного (АРФ-6) для экспрессной оценки содержаний P_2O_5 в рудах и готовой продукции

Для оценки возможности метода, ЦЗЛ ГМЗ-2 подготовила 130 проб с различным содержанием и многократно проанализировала их химическим методом. Пробы весом 2-4 г измельчены до 200 меш, просушены до 105 градусов и многократно проанализированы на установке АРФ-6.

По результатам анализов были рассчитаны относительные среднеквадратические отклонения химического и рентгеновского методов. Расчетные значения (*S_v*) сравнивались с допустимыми значениями по методике № 133 03.2000 г. В результате выяснилось, что расчетные значения погрешности (*S_v*) измерений химического метода анализа не превышают допустимых значений погрешности измерений, а *S_v* рентгено-флуоресцентного

метода анализа превышают допустимые значения погрешности измерений в 2-4 раза.

Таким образом, проведение анализов на пятиокиси фосфора энергоемким рентгено-флуоресцентным методом нецелесообразно.

2.3. Результаты градуировки и определение граничных значений РКС-Ф

Эффективность и рентабельность добычи и обогащения фосфоритовых руд определяется качеством руды, поступающей на переработку. Управление качеством рудопотока и оперативного учета добычи по технологическим классам содержаний осуществляется с использованием крупнопорционной (в объеме кузова автосамосвала) радиометрической рудосортировки.

В основе применения радиометрической рудосортировки для экспрессного определения содержания пятиокиси фосфора лежит возможность его оценки по величине естественной гамма-активности, так как выявлена их значимая корреляционная связь,

логические сорта по содержанию P_2O_5 . Дополнительно, для оперативного внешнего контроля оценки содержаний фосфорного ангидрида, станция оборудована независимым устройством (блоком детектирования – моделью УГА-Ф), позволяющим проводить гамма экспресс-анализ на P_2O_5 в малых, но представительных по массе (12-15 кг) пробах.

Определение пересчетных коэффициентов от скорости счета импульсов РКС-Ф к массовой доле P_2O_5 в транспортной емкости проведено с использованием градуировки на основе геологического опробования автосамосвалов и последующего химического анализа отобранных проб. Проведен расчет коэффициентов уравнения регрессии гамма-активности от содержания P_2O_5 и статистических параметров, определяющих погрешности гамма экспресс-анализа. В результате исследований получен рабочий график градуировки РКС-Ф по данным опробования 60 автосамосвалов CAT-777D (рис. 4).

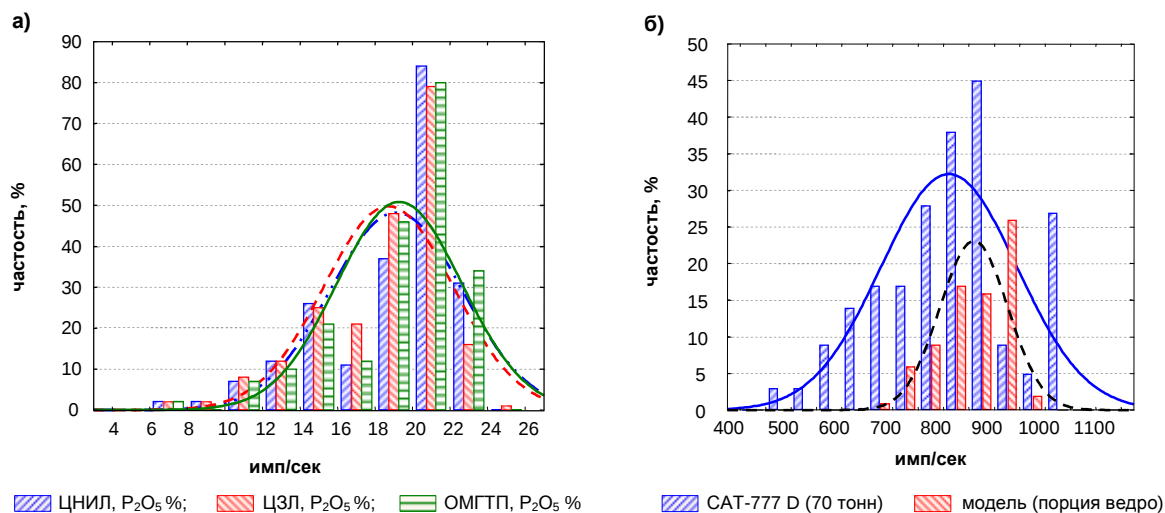


Рис. 3. Распределение содержаний пятиокиси фосфора по данным химического (а) и радиометрического (б) опробования

отражающая устойчивую геохимическую особенность – изоморфное распределение урана в основном минерале – франколите (рис. 3).

На смену опытного образца рудоконтрольной станции, в 2003 г. специалистами фирмы ЗАО «ИНТЕГРА», Центрального рудоуправления и ЦЛКИ-ПиА НГМК была внедрена в опытно-промышленную эксплуатацию новая станция РКС-Ф с усовершенствованной аппаратурной базой, программным обеспечением и методикой управления рудопотоком. Эта станция разработана в соответствии с современными требованиями надежности, автоматизации и удобства эксплуатации.

Станция обеспечивает экспрессное качественное определение содержаний пятиокиси фосфора в объеме порций автосамосвалов (CAT-777D) с воспроизводимостью не более 0,5 % абс. и их разделение на техно-

$n = 213$; Имп.ср. = 808; Станд. откл. = 133 Хим.ср. = 18,96; Станд. откл. = 3,36; $P_2O_5, \% = -15,66 + 0,0702 \times x - 3,3031E-5 \times x \times x$

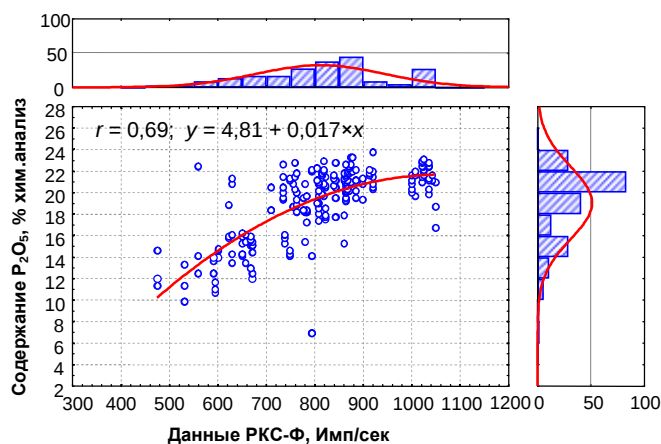


Рис. 4. Результаты градуировки РКС-Ф

Получены граничные значения содержаний пяти-окиси фосфора по классам содержаний.

Коэффициент корреляции составил $R=0,69$.

Уравнение регрессии: $P_2O_5 \% = -15,66+0,07 \times \text{PKC}$, Имп/сек $-3,3E-5 \times \text{PKC}$, Имп/сек $\times 2$

Результаты корреляционного анализа позволили оценить достоверность радиометрического опробования.

Представительность радиометрического опробования определяется погрешностями:

- химического анализа частных проб (0,5-0,6 % абс.); воспроизводимостью радиометрического опробования не более 0,4-0,5 % абс.; геологического опробования 2,7 % абс.

Расчеты показали, что граничным содержаниям P_2O_5 технологических классов соответствуют следующие активности (табл. 5).

Таблица 5

Граничные значения РКС-Ф

Класс содержаний $P_2O_5, \%$	Граничные значения, Имп/сек
До 12	520
12- 16	640
16- 18	730
18- 20,5	880

среднего минимальны для модели и максимальны для крупной порции САТа (2,5 % и 4 %).

Погрешности оценки содержания фосфорного ангидрида химическим методом как опорного метода укладываются в регламентируемые нормативы технических условий для руды и готовой продукции и составляют не более 0,4- 0,6 % абс.

Погрешности оценки содержаний экспрессными методами по воспроизводимости не превышают 1 % абс. и независимо от метода близки между собой. Так коэффициенты корреляции гамма-активационного (ЦЛГАА), нейтронного на фтор, ИК Фурье спектрометра, рентгено-флуоресцентного (АРФ-6) - анализов и химического анализа составляют, соответственно, 0,97; 0,91; 0,97; 0,94; 0,95. Погрешности оценки коэффициентов корреляции практически одинаковы. В данном случае здесь речь идет о «пробах в пробу», т.е. о малых порциях руды (табл. 6).

По результатам градуировки крупнопорционной рудоконтрольной станции РКС - Ф в объеме кузова автосамосвала САТ-777D среднеквадратическая погрешность составила 2,7 % абс. или 14,2 % относ. При воспроизводимости радиометрических измерений не более 0,5 % абс. такая погрешность связана с некорректностью сопоставления крупных порций руды в объеме автосамосвала (70 т) и частных проб

Таблица 6

Оценка качества регрессионной модели

Параметры	ЦНИЛ	ЦЗЛ	ОМГТП	РКС-Ф	УГА
Число проб	212	215	212	215	77
Среднее содержание $P_2O_5, \%$	19,04	18,6	19,2	18,5	18,95
Стандартное отклонение, %, имп/сек	3,5	3,4	3,3	66	133
Среднеквадратическая погрешность, % абс.	2,7				1
Коэффициент корреляции (РКС-Ф)	0,75	0,68	0,74	1	0,76
Коэффициент детерминации (РКС-Ф)	0,48				
Коэффициент корреляции (ЦНИЛ)	1	0,97	0,93	0,69	0,76
Уравнения регрессии: а) линейное, б) полиномиальное	а) $P_2O_5, \% = 4,81 + 0,0017 \times \text{Имп/сек РКС}$ б) $P_2O_5, \% = -15,66 + 0,07 \times \text{Имп/сек РКС} - 3,3E-5 \times \text{Имп/сек} \times 2$; $R = 0,69 + 0,03$				

Выводы:

По данным химического анализа исследуемых проб, распределение P_2O_5 подчиняется логнормальному закону и характеризует относительную неравномерность содержаний в точках отбора проб кузова САТ-777D, при этом стандартные отклонения по данным трех лабораторий находятся в пределах 3,3-3,5 %. По данным радиометрического опробования распределение содержаний фосфора крупной порции в объеме самосвала и порции модели (ведро) отвечает нормальному закону. Стандартные отклонения содержаний от

в количестве 3-5 и весом по 10 - 15 кг каждая.

Как показал многолетний опыт работ, с ней связана основная погрешность, обусловленная особенностями геологического строения месторождения; сдвигом радиоактивного равновесия; эманацией рудной массы, микроклиматическими условиями и др.

Поэтому при высоком качестве инструментальных измерений рудоконтрольной станции и результатов химических анализов ожидать их тесных связей не приходится. Этот вопрос требует доработки по оценке представительности проб, их количества и использования экспрессных лабораторных методов.

ИЗУЧЕНИЕ ЭЛЕМЕНТНОГО СОСТАВА ГОРНЫХ ПОРОД КАРАКАЛПАКИИ

Жумамуратов А., доцент Нукусского государственного пед. института им. Ажинияза

На территории Южного Приаралья на различных глубинах в разрезах многих вскрытых скважин и палеогеновых терригенных толщах, обнажающихся в останцевых возвышенностях Крантау, Ходжа-Куль, Бештубе, Ходжейли и юго-восточных окрестностях Султануиздага, встречаются горные породы богатые не только макро-, но и микроэлементами. Поэтому нами был исследован элементный состав горных пород Каракалпакии.

Образцы высушивались до постоянного веса, измельчались до состояния пудры (0,5-1 меш.), затем способом квартования отбиралась средняя проба. Образцы облучались в различных временных режимах в тепловом канале реактора ВВР СМ АН РУз потоком 5×10^{13} нейт./см² сек. Определение элементов проводилось по коротко-, средне- и долгоживущим радионуклидам [1]. Результаты анализа отдельных горных пород приведены в табл. 1, 2.

Порлытауский мел. Содержание микроэлементов (табл. 1) по отношению к коэффициенту их концентрации (KK) (табл. 2) свидетельствует о том, что он обогащен Cl, Mn, Sr и Yb. В заметном количестве ($KK > 1$) содержит Cu, Zn и PЗЭ. По сумме $KK_{\Sigma} = 1,27$ богат микроэлементами. Высокое содержание Cl, по-видимому, связано с близостью подпочвенных вод и загрязнением почв аэрозолями.

Песчаник. Изучен Коджаульский каолинизированный песчаник (Амударьинский р-н) и песчаник с о. Лазарева (середина Арала).

По микроэлементному составу он менее представлен. Сумма содержания элементов соответственно составила (по KK_{Σ}) – 0,93 и 0,27. Каолинизированные песчаники обогащены калием ($KK > 1$), гафнием, а песчаники с о. Лазарева – стронцием.

Бентониты. Эти почвообразующие породы богаты микроэлементами ($KK > 1$) и встречаются во многих

Таблица 1

Содержание некоторых химических элементов
в горных породах Каракалпакстана, мг/кг

Элемент	Порлытауский мел	Коджаульский каолинизованный песчаник	Песчаник о. Лазарева	Бентонит Бельтау	Глина	Смешанный грунт	Глауконит Крантау	Фосфорит
Na%	0,35	0,90	0,06	1,53	1,74	1,34	1,12	0,38
Cl	2,20	1,12	-	7,7	12,9	1,16	2,2	-
K%	-	2,65	-	2,2	2,84	1,5	4,3	0,7
Sc	2,6	4,01	0,46	1,6	13,1	11,0	6,8	0,91
Cr	16,0	18,6	10,4	75	62,3	77,3	23,5	23,4
Mn	1256	30,3	49,3	488	177	657	330	2342
Fe%	0,30	0,6	0,08	2,2	2,3	1,9	2,3	0,4
Co	2,7	1,8	0,3	9,4	6,7	10,7	8,4	4,02
Cu	37,5	-	38,2	49	54	25	32,3	-
Zn	41,5	78,1	13,5	288	392	285	121	17,6
As	-	-	-	10	-	-	11,2	18,4
Rb	13,8	65	4,9	77	106	43	75	10
Sr	507	-	873	-	-	140	-	506
Sb	-	-	-	1,7	1,4	2,2	1,5	1,4
Cs	0,7	2,03	0,33	6	6	3,7	2,8	0,44
Ba	-	516	377	452	123	326	292	14,5
La	19,9	19,2	3,3	24,4	21,1	40,0	24,5	18,0
Ce	15,4	30	4,2	39	28	54	42,6	27,9
Sm	3,4	2,7	0,46	2,8	2,3	3,8	4,4	0,67
Eu	1,0	0,72	-	1,2	1,43	1,5	1,4	0,64
Tb	0,55	0,3	0,11	0,3	0,3	0,36	0,45	0,25
Yb	2,5	1,57	-	2,0	2,0	1	1,72	2,0
Lu	0,26	0,15	0,10	0,20	0,32	0,28	0,19	0,14
Hf	-	1,85	0,21	3,4	2,96	3,77	3,33	0,31
Ta	0,17	0,30	-	0,67	0,5	0,4	0,36	-
Au	-	-	-	0,01	-	-	-	-
Th	0,56	3,7	0,5	9,1	8,7	8,2	4,2	0,57
U	0,6	0,7	0,64	4,5	4,9	2,13	1,8	14,2

Таблица 2

Коэффициенты Кларков концентрации горных пород Каракалпакии, мг/кг

Элемент	Порлытауский мел	Коджакульский каолиновый песчаник	Песчаник о. Лазарева	Бентонит Бельтау	Глина	Смешанный грунт	Глауконит Крантау	Фосфорит
Na%	0,44	0,36	0,03	0,61	0,70	0,54	0,45	0,15
Cl	0,13	0,007	-	0,05	0,08	0,007	0,12	-
K%	-	1,10	-	0,88	1,14	1,50	4,30	0,70
Sc	0,26	0,40	0,046	1,16	1,31	1,10	0,64	0,09
Cr	0,19	0,22	0,13	0,90	0,75	0,93	0,28	0,28
Mn	1,26	0,03	0,05	0,48	0,18	0,66	0,33	2,34
Fe%	0,07	0,13	0,02	0,47	0,49	0,41	0,50	0,22
Co	0,15	0,09	0,02	0,52	0,40	0,59	0,47	-
Cu	0,78	-	0,81	1,04	1,15	0,52	0,69	-
Zn	0,50	0,94	0,16	3,46	4,72	3,41	1,46	0,21
As	-	-	-	10,0	-	-	6,57	10,8
Rb	0,09	0,43	0,03	0,51	0,70	0,32	-	1,49
Sr	1,49	-	2,56	-	-	0,41	-	1,49
Sb	-	-	-	3,40	2,70	4,40	3,0	2,78
Cs	1,18	0,54	0,09	1,60	1,62	1,0	0,75	0,11
Ba	-	0,79	0,58	0,69	0,18	0,50	0,45	0,22
La	0,68	0,66	0,11	0,84	0,72	1,36	0,84	0,61
Ce	0,22	0,34	0,05	0,55	0,40	0,77	0,61	0,39
Sm	0,42	0,34	0,06	0,35	0,29	0,47	0,55	0,08
Eu	0,76	0,55	-	0,92	1,1	1,16	1,10	0,48
Tb	0,13	0,07	0,03	0,07	0,06	0,13	0,10	0,06
Yb	7,6	4,80	-	6,0	6,10	3,0	5,21	2,7
Lu	0,33	0,18	0,12	0,24	0,39	0,34	0,22	0,17
Hf	-	1,85	0,21	3,4	2,96	3,77	3,33	2,31
Ta	0,07	0,12	-	0,27	0,20	0,15	0,14	-
Au	-	-	-	2,61	-	-	-	-
Th	0,04	0,28	0,04	0,51	0,66	0,62	0,24	0,04
U	0,24	0,30	0,25	1,8	1,90	0,85	0,72	5,70

регионах Узбекистана, в том числе и в Каракалпакии. Максимальные KK_{cp} установлены для Cl, Sc, Cu, Zn, Sb, Cs, K, La, Eu.

Глина – является сложной по элементному составу. Обогащена K, Sc, Cu, Zn, Sb, Cs, Eu, Hf, U, Yb ($KK>1$). Содержание этих элементов не только выше Кларка земной коры, но и выше (в 2 раза для отдельных элементов) регионального фонда. Особенно высока концентрация As, а содержание Na близко к Кларку. Такая тенденция наблюдается в глинах, отобранных в северных районах Каракалпакии. В глинах обнаруживается низкая концентрация Mn, Ba, Ce, Sm, Tb, La, Ta и некоторых других элементов.

Смешанный грунт – обогащен Sc, Zn, Sb, Cs, La, Eu, Hf ($KK>1$). Содержание Th и U в нем значительно ниже Кларка земной коры. С учетом содержания Cl, величина KK_{cp} составила 1,44 (без Cl – 1,12). Содержание питательных элементов находится на уровне кларковых концентраций, но значительно выше, чем среднее содержание в почве.

Глауконит Крантау. В больших количествах содержит K, P, Zn, As, Sb, Eu, Yb, Hf. Величина $KK_{cp}=1,65$. Его можно использовать в качестве мелиоранта для внесения в почву, особенно в тех случаях, когда обнаруживается недостаток K. Содержание K – 4,3 % вес. ($KK=1,72$) и Zn – 121,5 мг/кг ($KK=1,46$) в глауконите Крантау изменяется, соответственно, в пределах 2-7,7 % вес. и

80-180 мг/кг. В заметных количествах присутствуют Cl, Cu, Cs, La, Ce и U. Без учета KK хлора, которым загрязнен регион, имеем $KK_{cp}=1,23$, что значительно выше, чем KK почвы ($KK_{cp}=1,13$).

Фосфориты. На территории Каракалпакии имеется месторождение фосфоритов, где содержание P_2O_5 доходит 40-45 %.

Среднеарифметическая величина составляет 27 % вес. Помимо P в больших количествах содержатся Mn ($Q = 2342$ мг/кг), As ($Q = 18,4$ мг/кг), Sb ($Q = 1,4$ мг/кг), Sr ($Q = 506$ мг/кг), U ($Q = 14,2$ мг/кг) и PЗЭ. Фосфориты очень богаты микроэлементами, без учета фосфора, KK_{cp} составляет 1,22.

Таким образом, горные породы Республики Каракалпакии богаты микроэлементами. Их можно использовать как мелиоранты для улучшения качества почвы и других целей.

Список литературы:

- Хатамов Ш., Жумамуратов А., Ибрагимов Б., Тиллаев Т. Нейтронно-активационный анализ почв и его использование в экологических исследованиях. Атомная энергия РАН. 2000 г. вып. 2. т. 809, с. 167-169.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОЛЬНОСТИ УГЛЯ ПО ДАННЫМ ГАММА-СЪЕМКИ УГОЛЬНЫХ СКЛАДОВ

Хурсанов Х.П., главный инженер ОАО «Узбекуголь»; Кривенко Ю.Н., главный инженер разреза «Ангренский»; Гай А.Ф., начальник бюро радиационной безопасности разреза «Ангренский»

В настоящее время качественные показатели угля определяются, как правило, путем лабораторных испытаний образцов.

Авторами рассмотрен косвенный метод экспресс-оценки качественных характеристик полезных ископаемых, основанный на корреляционной связи зольности угля, содержания германия в угле и т.п. с их естественной радиоактивностью.

Учитывая опыт изучения зольности угольных пластов в разведочных скважинах, были собраны статистические данные о зольности угля и естественной радиоактивности угля на складах разреза «Ангренский».

Отобрано около 70 проб в диапазоне зольности 10-90 %. По результатам лабораторных испытаний проб были рассчитаны уравнения связи мощности экспозиционной дозы (МЭД) гамма-излучения с зольностью, отдельно по участкам 1-бис, 2 и Апартак.

Используя полученные уравнения связи можно оперативно, в течение 20-40 мин. получить достоверную картину зольности всех угольных штабелей на складе. Уступая в точности данным химлаборатории по конкретным пробам, в целом по угольному штабелю экспресс-методика позволяет получить более достоверные сведения о зольности. Это объясняется более густой сетью гамма-опробования (40-50) точек по сравнению с лабораторным опробованием (2-3 пробы) угольного штабеля.

Работа над экспресс-методикой включала получение лабораторных определений зольности и, соответствующих им, значений мощности дозы гамма-излучения. Определялась зависимость мощности экспозиционной дозы (МЭД) от зольности угля (рис. 1, 2, 3).

Определялись коэффициенты уравнения регрессии, коэффициент корреляции, среднее квадратичное отклонение и другие статистические характеристики.

В результате проведенных исследований установлена практически линейная связь МЭД с зольностью угля.

Определение зольности угля на складах следует осуществлять в такой последовательности:

1. По каждому угольному штабелю (конусу) измеряется мощность дозы прибором СРП-88 на наиболее точных диапазонах 0,1 или 0,3. Измерения осуществляются поточно, через каждые 2-3 м, на высоте не менее 1 м от поверхности земли. Результаты фиксируются в журнале. Затем по каждому штабелю (или его части) подсчитывается среднее значение МЭД и по рабочей таблице, либо по уравнениям (рис. 1, 2, 3) определяется средняя зольность каждого штабеля угля.

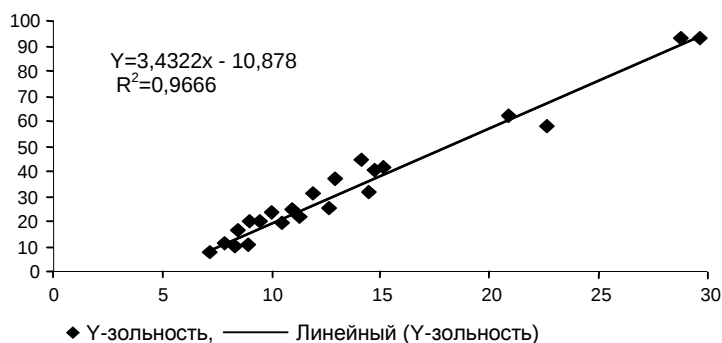


Рис. 1. График зависимости МЭД от зольности угля по участку № 1-бис

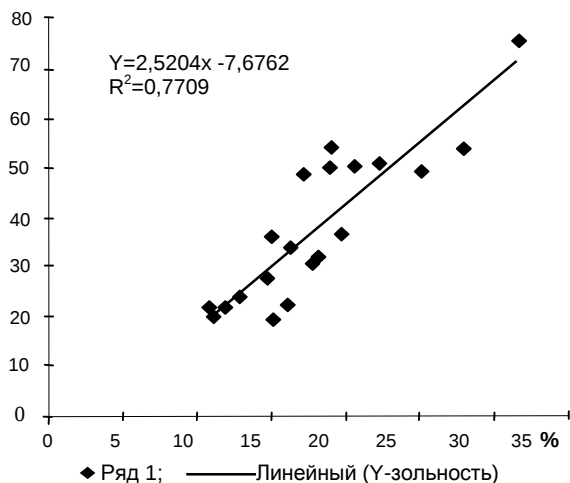


Рис. 2. График зависимости МЭД от зольности угля по участку № 2

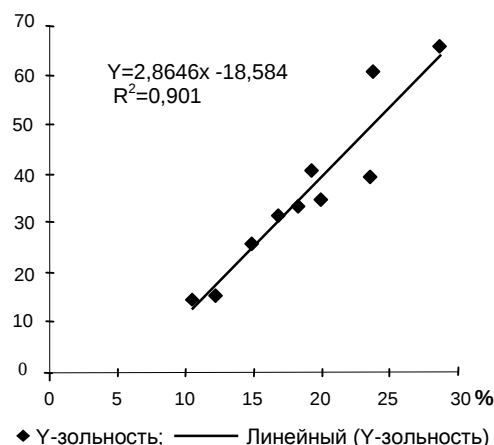


Рис. 3. График зависимости МЭД от зольности угля по участку «Апартак»

Т а б л и ц а

Рабочая таблица для
определения зольности угля

МЭД мкр/час	Зольность, %		
	1-бис	Апартак	Участок 2
8	17	-	12
9	20	7	15
10	24	10	18
11	27	13	20
12	31	16	23
13	34	19	25
14	37	22	28
15	41	24	30
16	44	27	33
17	48	30	35
18	51	33	38
19	55	36	40
20	58	39	43
22	65	44	48
24	72	50	53
26	79	56	58
28	85	62	63
30	92	67	68

По мере накопления статистических данных необходимо будет рассчитать среднее расхождение между данными лабораторных определений зольности и данными экспресс-методики, что позволит дать оценку достоверности прогноза зольности.

Для оценки корреляционной связи концентрации германия и МЭД гамма-излучения предварительно были просмотрены каротажные диаграммы по всем разведочным скважинам на продуктивной площади и отобраны 10 проб из угольных уступов в диапазоне МЭД 15-40 мкр/час, замеры выполнены радиометром СРП-88. Как показали лабораторные испытания, эти значения МЭД соответствовали содержанию германия от 54 до 1200 г/т. Анализ каротажных диаграмм ГК и результаты сопоставлений МЭД и лабораторных определений позволяют сделать вывод о наличии достаточно тесных корреляционной связи между ними, но только на продуктивной площади.

Установленная корреляционная связь позволяет использовать диаграммы ГК и результаты гамма-съемки уступов разреза для уточнения границ продуктивной площади, определение мощности германиеносного пласта и предварительной оценки содержания германия.

УДК 622.278.004.16

© Хурсанов Х.П., Чернышов А.А., Цой А.Л. 2004 г.

К ВОПРОСУ ПОТЕРЬ ДУТЯ И ГАЗА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ

Хурсанов Х.П., главный инженер ОАО «Узбекуголь»; Чернышов А.А., председатель Правления ОАО «Еростигаз»; Цой А.Л., начальник ПТО ОАО «Еростигаз»

При существующей технологии подземной газификации угля (ПГУ) потери, как угля, так и дутья и газа являются неизбежными, однако, управление процессом и ряд технологических мероприятий позволяют значительно уменьшить указанные потери.

Потери дутья и газа определяются следующими факторами: горно-геологическими условиями залегания подлежащего газификации угольного пласта, физико-механическими свойствами и составом вмещающих пород; величиной давления газа в подземном газогенераторе; конструкцией технологических скважин, определяющей их устойчивость и герметичность затрубного пространства; соотношением между количеством нагнетаемого дутья и количеством отведенного газа; интенсивностью подачи дутья и концентрацией кислорода в нем.

На Ангренской станции «Подземгаз» геологические и гидрогеологические условия залегания газифицируемого комплекса угольных пластов «Мощный» благоприятны для создания герметичных подземных газогенераторов, так как вмещающие породы представлены, в основном, плотными глинами и алевролитами. Выше угленосных глин залегают пестроцветные сухие красные глины, а ниже угленосных отложений - плотные первичные каолины.

За 40 лет эксплуатации станции ежегодные потери дутья и газа составляли от 9 до 15 %, проектные потери запланированы в количестве 20 % согласно проекта института ЮжНИИПромгаз (1952 г.). Причины потерь дутья и газа при ПГУ и влияние на них технологических и природных факторов достаточно подробно изучались еще в 50-60-е гг., однако избежать их до сих пор не удастся. Особенно велики были потери на Подмосковной станции «Углегаз», доходившие до 36-40 %, что и предопределило в те годы основной объект исследований.

Первые экспериментальные исследования потерь газа были направлены на поиск причин явления. Вначале предполагали, что газ ПГУ теряется вследствие развития сквозных трещин от выгазованного пространства до поверхности при сдвигении массива. Выполненные еще в 1940 г. на Подмосковной станции газовые съемки путем отбора проб газовой смеси из 14 скважин глубиной 4,0-6,5 м, пробуренных на контуре газогенератора, не подтвердили эту гипотезу. Несмотря на значительные сдвигения земной поверхности, миграция газа из подземных газогенераторов не была зафиксирована и позже.

В последующих работах по оценке потерь дутья и газа угольный пласт рассматривался как пористая

среда, заключенная в чехол менее проницаемых и пористых пород, что исключало возможность выхода газовой смеси на поверхность. При постановке задачи [1] учитывалось, что в первой стадии процесса идет наполнение пор и трещин в массиве дутьем и газом ПГУ, а во второй - движение газа между скважинами. Из решения этой задачи вытекало, что потери дутья и газа должны быть значительно больше на первой стадии, а на второй - быть близкими к нулевым. Фактические же потери были высокими в ходе всего процесса.

В работах И.Л. Фарберова, И.А. Чарного, Д.К. Семеновенко и др. [2-6] использовались и другие постановки задачи (проницаемый пласт в абсолютно непроницаемых породах, замена многослойных вмещающих пород однородной средой со средней проницаемостью и т. д.) при различных расположениях дутьевых и газоотводящих скважин.

Независимо от постановки задач и различий в типе расположения скважин ПГУ было установлено, что если давление на дутьевых скважинах превышает давление газа на отводящих скважинах, то всегда имеются потери дутья и газа. С увеличением давления на газоотводящих скважинах потери резко возрастают. Увеличение расстояния между скважинами приводит к росту потерь.

Р.Н. Питин [3] пришел к выводу, что если отношение забойного давления на скважине к давлению на контуре больше единицы, то увеличение давления на дутьевых скважинах приводит к сокращению потерь газа, меньше единицы - к увеличению потерь.

В.А. Смирнов [4] показал, что даже если проницаемость вмещающих пород K_1 на два порядка ниже проницаемости угольного пласта K , то потери в почву и кровлю составляют 60 % и убывают в дальнейшем при увеличении отношения K/K_1 . Автор считает, что основная причина данного явления - большая площадь соприкосновения вмещающих пород с угольным пластом по сравнению с площадью сечения последнего. Указанный вывод сомнителен и связан с большими допущениями при постановке задачи, на что указывает отсутствие выхода газа на поверхность непосредственно над газогенератором.

Полученные в результате решения задач формулы для практических расчетов потерь дутья и газа неприменимы ввиду слишком больших упрощений.

В связи с этим значительный интерес представляют результаты экспериментальных исследований потерь дутья и газа, выполненных, в основном, для условий того же Подмосковского бассейна.

Исследования подтвердили связь величины давления на отводящих скважинах с уровнем потерь газа и позволили дать рекомендации о необходимости уменьшения давления на отводящих скважинах. Одновременно рекомендовано улучшить обсадку и герметизацию скважин в связи с тем, что до 45 % от общей суммы потерь приходится на легко устранимые потери через скважины и неплотности в наземных коммуникациях.

К этому времени относится и начало поиска рациональных по фактору потерь схем размещения скважин.

Несовершенство постановки и методов решения задачи приводило к противоречащим друг другу рекомендациям по размещению сетки скважин, хотя большинство предложений сводилось к размещению батареи отводящих скважин вокруг центральной дутьевой скважины.

Заслуживают внимания исследования, выполненные на Шатской станции «Подземгаз» и проводившиеся в два этапа: в начальный период работы подземного газогенератора и на стадии выгазовывания значительного количества угля [7, 8]. Основные выводы по результатам работы: абсолютное количество и относительная величина потерь газа прямо пропорциональны разности квадратов статического давления в подземном газогенераторе и атмосферного давления; при постоянном давлении в газогенераторе относительные потери газа уменьшаются при возрастании интенсивности подачи дутья; размеры площади выгазованного пространства оказывают небольшое влияние на объемы потерь газа.

Исследованиями ВНИИПодземгаза установлено, что максимальные потери дутья имеют место в начальный период сбойки скважин и если увеличить давление нагнетания дутья с 0,2 до 1 МПа, а давление отводимого газа поддерживать неизменным в пределах 0,15-1,175 МПа, то потери дутья сократятся примерно на 20-40 %. При снижении разницы давлений потери сбоечного дутья будут минимальными и независимыми от величины давления нагнетания дутья, а в процессе выгазовывания потери дутья и газа будут близкими к нулю.

Анализ, указанных работ и других более поздних исследований показывает, что детальному исследованию подвергнут только ограниченный круг влияющих факторов, а степень применимости полученных в условиях Подмосковья выводов и рекомендаций требует перепроверки для других условий, в частности для условий Ангренской станции «Подземгаз».

Массив данных включал выборки помесечных потерь дутья и газа по газогенератору 4-5 (первый массив) и газогенератору 15 (второй массив) за периоды, соответственно, 1963-1973 гг. и 1987-1990 гг. [9]. Такой выбор объектов исследования определялся некоторым различием в геологическом строении массива на данных генераторах, связанных с отсутствием в структуре пород известняков на 15 генераторе, а также наибольшей производительностью этих генераторов.

Корреляционному анализу по стандартной программе «Корреляция» подлежали 115 наблюдений для первого массива и 46 - для второго (табл. 1).

Получены следующие уравнения множественной корреляции:

• для первого массива:

$$x_3 = 1642,20 + 1,17x_1 - 0,76x_2 - 58,01x_4 + 1,20x_5 + 123,15x_6 + 89,61x_7$$

$$R = 0,96; D = 0,93 \quad (1)$$

• для второго массива:

$$x_3 = 2668,27 + 1,16x_1 + 0,79x_2 - 57,05x_4 + 0,04x_5 + 212,03x_6 + 3,21x_7$$

$$R = 0,88; D = 0,96 \quad (2)$$

Таблица 1

Статистика исходных данных

Показатели	Значение			Дисперсия	Среднее квадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Коэффициент асимметрии	Коэффициент экссесса
	min	max	среднее					
Первый массив								
x_1	90,1	58065,3	18538,1	250502128,9	15827,2	85,4	0,58	2,1
x_2	96,0	69948,0	20743,7	319548736,9	17875,9	86,2	0,59	2,1
x_4	44,6	80,2	58,4	56,1	7,5	12,8	0,81	3,2
x_5	0,07	914,3	620,2	95164,5	308,5	49,7	-0,83	2,2
x_6	1,0	14,0	3,0	9,87	3,14	104,8	1,71	5,3
x_7	2,0	76,0	31,6	446,2	21,1	66,9	0,37	1,7
Второй массив								
x_1	0	35069,8	22570,1	72656230,5	8523,9	37,8	-0,85	3,6
x_2	0	51157,0	30153,5	148310925,3	12219,3	40,5	-0,54	3,1
x_4	0	50,9	46,3	52,5	7,2	15,6	-5,66	36,4
x_5	0	571,9	221,6	29577,3	171,9	77,6	0,41	1,9
x_6	0	5,0	2,2	1,7	1,3	58,3	0,61	2,5
x_7	0	50,0	31,1	158,9	12,6	40,5	-0,46	2,6
Сводный массив								
x_1	0	58065,3	19690,1	203006803,5	14248,0	72,4	0,36	2,2
x_2	0	64948,0	23431,5	288983614,3	16999,5	72,5	0,24	1,9
x_4	0	80,2	54,9	84,7	8,2	16,7	-0,64	9,9
x_5	0	914,3	506,4	108846,8	329,9	65,2	-0,18	1,5
x_6	0	14,0	2,8	7,7	2,8	99,5	1,98	6,8
x_7	0	76,0	31,4	364,2	19,1	60,7	0,34	2,0

где x_3 - потери дутья и газа, тыс м³/месяц; x_1 - количество дутья для газификации, тыс м³/месяц; x_2 - количество отведенного газа, тыс м³/месяц; x_4 - содержание азота в газе, %; x_5 - величина отработанных запасов, тыс т; x_6 - количество сбитых скважин; x_7 - количество рабочих скважин.

Нетрудно заметить, что по структуре и по величине коэффициентов по большому числу факторов модели оказались аналогичными. Это позволило выполнить обработку массива в целом и получить следующее уравнение:

$$x_3 = 3949,18 + 0,92x_1 - 0,51x_2 - 71,1x_4 - 0,10x_5 + 18,51x_6 - 23,50x_7$$

$$R = 0,5; D = 0,33 \quad (3)$$

Частные коэффициенты корреляции для уравнений (1-3) представлены в табл. 2.

Таблица 2

Частные коэффициенты корреляции

Уравнения	x_1	x_2	x_4	x_5	x_6	x_7
1	-0,93	-0,88	0,63	0,52	-0,67	-0,84
2	-0,69	-0,58	-0,16	-0,63	-0,02	-0,70
3	-0,90	-0,82	0,42	0,36	-0,60	-0,82

Как видно из анализа уравнения (1-3) и табл. 1 наиболее тесная связь потерь дутья и газа имеется, как и следовало ожидать, с количествами подаваемого дутья и отводимого газа, а также с числом рабочих скважин в пределах газогенератора. Остальные показатели харак-

теризуются меньшей теснотой связи. Наименьшая теснота связи стабильно отмечается между потерями дутья и газа и величиной отработанных запасов.

Исходя из ранее приведенных рекомендаций и с учетом полученных результатов, можно предположить, что для снижения потерь дутья и газа следует увеличить количество газоотводящих скважин и повысить качество дутья.

Список литературы:

1. Буюлов С.И. К вопросу газоподготовки угольного целика к подземной газификации по методу фильтрации. КПГТ АН СССР, 1944.
2. Чарный И.А. Фильтрация газов в угольном пласте. - Известия АН СССР, ОТН, 1974, № 2, с. 131-141.
3. Питин Р.Н. Об уменьшении утечек дутья и газа подземных газогенераторов. - «Подземная газификация углей», 1955, № 4-5, с. 59-65.
4. Смирнов В.А. Течение дутья в угольном пласте и вмещающих породах. - «Подземная газификация углей», 1954, № 1, с. 34-36.
5. Чарный И.А., Власов И.О. Методика гидравлического расчета утечек дутья и газа. - «Подземная газификация углей», 1955, № 4-5, с. 66-78.
6. Семенов Д.К. К методике расчета потерь газа подземной газификации. Научные труды ВНИИПодземгаза, 1963, вып. 10.
7. Крахмалюк П.Ф. и др. Результаты исследований утечек газа на опытном газогенераторе № 1 Шатской станции. «Подземгаз». «Подземная газификация углей», 1958, № 3, с. 28-29.
8. Семенов Д.К., Хенкина С.А. Влияние некоторых факторов на потери дутья и газа в условиях Подмосквонной станции. «Подземгаз» - «Подземная газификация углей», 1958, № 3, с. 20-23.
9. Лелеко А.И., Шукуров Г.З. Анализ потерь дутья и газа при подземной газификации угля на Ангренском месторождении. Научное издание МГИ, 1993.

НОВАЯ КОНСТРУКЦИЯ ТРАНШЕЙНОГО ЗАРЯДА ВВ

Насыров У.Ф., заведующий кафедрой «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; **Норов Ю.Д.**, проректор по науке и информационной технологии НГГИ, доктор техн. наук; **Ражабов А.И.**, магистр НГГИ

В основных направлениях экономического развития Республики Узбекистан предусмотрен подъем экономики страны, главным образом, за счет ускорения научно-технического прогресса и широкого внедрения энергосберегающих технологий.

При выполнении поставленной задачи особое место отводится горнодобывающей промышленности. Ведущую роль в общем технологическом комплексе процессов горного производства занимают взрывные работы.

Проведенные экспериментальные взрывные работы с целью установления эффективности применения траншейных зарядов ВВ показывают, что при взрыве траншейными однорядными зарядами на выброс в выемки возвращаются 25-30 % грунта, а при двухрядном взрыве траншейных зарядов ВВ объем обратного упавшего грунта составляет 35-40 %, а ширина выемок по дну составляла 25 м.

грунта, который возвращается обратно после выброса, оползает по дну выемки и поднимается по инерции вверх в направлении оси выработки.

Вопросы действия траншейных зарядов ВВ на выброс с высокими показателями действия взрыва в отечественной и зарубежной научной литературе не освещены.

Нами разработан способ формирования конструкции траншейных зарядов ВВ с воздушной осевой полостью. Данную конструкцию заряда ВВ можно использовать при образовании удлиненных выемок в различных грунтах при ирригационном строительстве и в горном деле.

Способ формирования траншейного заряда ВВ с воздушной осевой полостью, схема которого приведена на рисунке, осуществляется следующим образом.

Траншея, шириной 1,0 м, заполняется ВВ в мешках. ВВ при этом разделяется на две части с образованием

воздушной осевой полости шириной 0,1-0,25 м. Промежуточные детонаторы, в качестве которых используют мешки с аммонитом № 6 ЖВ массой 40 кг, устанавливаются через 40 м на каждую часть разделенного ВВ. Вдоль траншеи по обе части траншейного заряда ВВ укладываются по две нити ДШ, концы которых выводятся на поверхность. Затем осуществляется забойка, обваловка траншейного заряда ВВ грунтом, который вынимается из контура выемки и производится взрыв.

Разработанный способ формирования конструкции траншейного заряда ВВ с воздушной осевой полостью прошел полигонные испытания на объектах специализированного управления

№ 5 государственного объединения «Средазспецстрой» и дал положительные результаты. Это обусловлено достаточной надежностью инициирования заряда ВВ и использования воздушной осевой полости траншейных зарядов выброса.

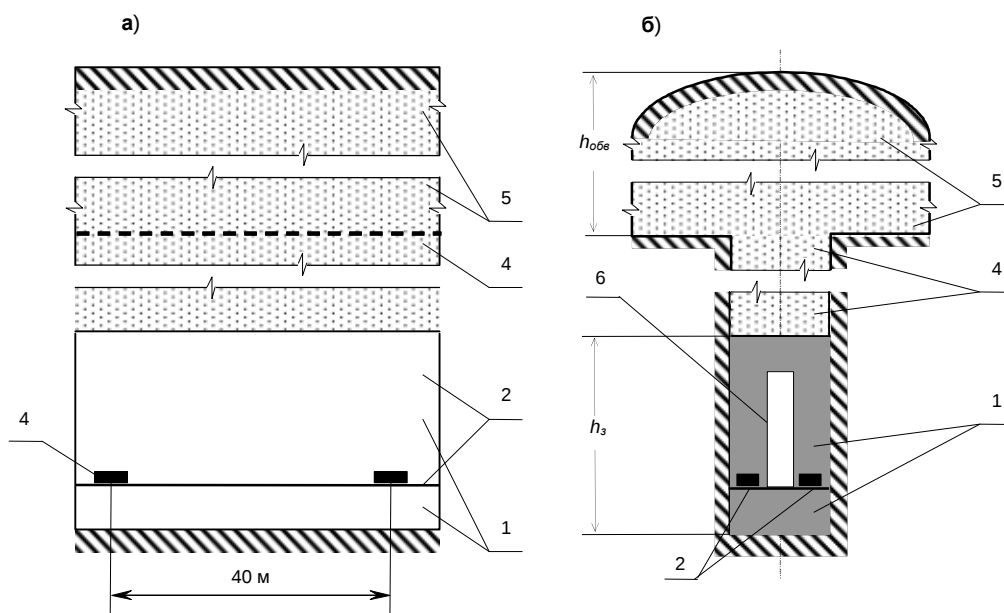


Рис. Способ формирования конструкции траншейного заряда ВВ с осевой воздушной полостью: продольный (а), поперечный разрез (б):

1-слой ВВ в мешках; 2-детонирующий шнур; 3 - промежуточные детонаторы; 4-забойка; 5-обваловка; 6-осевая воздушная полость

Исследованиями также установлено, что в условиях расположения грунтовых вод вблизи поверхности, способ образования выемок с помощью траншейных зарядов выброса считается крайне неэффективным из-за вспучивания массива по оси выработки, образовавшегося вследствие относительно большой текучести

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДОВ В РЕЖИМЕ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Зайнитдинова Л.И., стар. науч. сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Куканова С.И.**, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Колпакова Е.В.**, руководитель группы ЦНИЛ НГМК; **Лильбок Л.А.**, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Саттаров Г.С.**, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор

Кучное биовыщелачивание для вскрытия золото-сульфидных руд стало применяться недавно ввиду очевидности экологических и экономических преимуществ перед остальными конкурентными схемами вскрытия золота [1]. Биоокисидная технология в режиме кучного выщелачивания экономически выгодна для переработки определенных типов сульфидных руд [2, 3]. Одним из факторов, влияющих на процессы бактериально-химического выщелачивания, является скрининг активных штаммов железобактерий, либо ассоциаций геохимически активных микроорганизмов, участвующих в процессах окисления сульфидных минералов.

Известно, что в результате выщелачивания в раствор переходит сумма различных элементов, которая в определенных концентрациях оказывает различное влияние на рост и развитие микроорганизмов. В связи с этим, скрининг и применение местных штаммов геохимически активных бактерий является особо актуальным. Проведенные микробиологические обследования различных золотосульфидных месторождений Западного и Восточного Узбекистана позволили выделить ряд штаммов *Acidithiobacillus ferrooxidans*, обладающих различной окислительной активностью. Как известно, эти бактерии играют основную роль и даже доминируют в процессах окисления сульфидных минералов и многих металлов.

В исследованиях по выщелачиванию золота из руд мы использовали два штамма *Acidithiobacillus ferrooxidans* КСБ и 3-9 М, а также ассоциацию микроорганизмов К-1, которая включает в себя *Acidithiobacillus ferrooxidans* и термофильные микроорганизмы *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, которые способны окислять серу, железо и сульфидные минералы в интервале температур от 20 до 60° С.

A.ferrooxidans штамм КСБ был выделен из сульфидной руды месторождения Кокпатас, *A.ferrooxidans* штамм 3-9 М выделен из рудничных вод месторождения Марджанбулак и ассоциация К-1 составлена из микроорганизмов, выделенных из сульфидной руды месторождения Кокпатас. Штамм КСБ и ассоциация К-1 обладали природной устойчивостью к элементам, переходящим в раствор при выщелачивании руды месторождения Кокпатас. Однако, два штамма и ассоциация К-1 были адаптированы к руде, используемой для выщелачивания. Адаптация осуществлялась при культивировании бактерий в жидкой среде с внесени-

ем в нее измельченной руды и постепенном увеличении веса последних в этой гетерогенной среде.

В качестве твердой фазы нами использовалась руда месторождения Кокпатас, химический состав которой приведен в табл. 1.

Т а б л и ц а 1

Результаты химического анализа исходной пробы руды

Содержание, %						
Au, г/т	Fe _{общ.}	Fe ²⁺	S _{общ.}	S _{сульфид.}	As	CO ₂
3,2	4,62	2,37	2,43	2,41	0,654	5,1

Результаты гранулометрического анализа этой руды свидетельствуют о том, что золото, мышьяк и сульфидная сера в основном заключены в классах – 20 +10 мм, - 10 +5 мм – 5 +2 мм и составляют 74,6 %, 69,8 % и 77,5 %, соответственно.

Минералогический анализ исходной пробы показал наличие сульфидных минералов, таких как пирит, арсенопирит, халькопирит.

Развитие микроорганизмов в фильтрационном режиме сопровождается разрушением сульфидных минералов, в результате этого изменением химического и минералогического составов подвергаемой биоокислению руды. Процессы бактериально-химического окисления минералов, можно отнести скорее к экстенсивным процессам, нежели к интенсивным, для которых характерна высокая скорость окислительных процессов, создаваемая в искусственной гетерогенной среде (пульпе). Развитие ацидофильных железобактерий в фильтрационном режиме приближено к естественным условиям обитания этих микроорганизмов с некоторой долей интенсификации.

Анализ развития использованных микроорганизмов в условиях кучного выщелачивания золотосульфидной руды месторождения Кокпатас показал, что они все обладают различной окислительной активностью (рис. 1).

Максимальная окислительная активность была показана при использовании в бактериальном орошении ассоциации бактерий К-1. Наименьший вынос окисленного железа наблюдался в средах культивирования *A.ferrooxidans* штамм 3-9 М.

Результаты минералогического анализа позволяют судить о том, что в первые 30 суток бактериального орошения, деструкция сульфидных минералов проходила

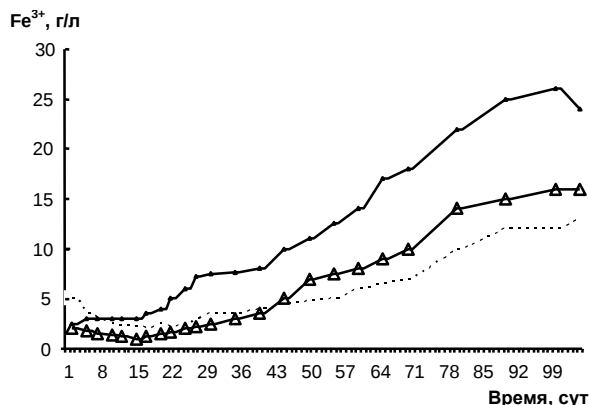


Рис. 1. Окислительная активность различных штаммов *A. ferrooxidans*, 1 - ассоциация микроорганизмов К-1, 2 - штамм КСБ, 3 - штамм 3-9 М

на одном уровне для всех исследуемых микроорганизмов. Однако, впоследствии, процесс окисления сульфидов наиболее интенсивно протекал при использовании ассоциации микроорганизмов К-1.

Известно, что пирит и арсенопирит являются концентраторами золота для Кокпатаасского рудного поля и количество пирита преобладает над арсенопиритом, кроме того, эти минералы ассоциируются с такими металлами, как кобальт, никель и цинк. Было установлено, что в первую очередь при бактериальном воздействии разрушается арсенопирит, что сопровождается выносом элементов спутников в выщелачивающий раствор.

Развитие ассоциации К-1 на дробленной руде сопровождалось активным выносом в раствор ионов кобальта, никеля и цинка, что являлось косвенным подтверждением деструкции сульфидных минералов. Показано, что степень извлечения за 106 суток бактериального орошения этой ассоциацией микроорганизмов составляет 56,25 %, в то время, как при использовании *A. ferrooxidans* штамм КСБ – 51,09 %, а для *A. ferrooxidans* штамм 3-9 М – 48,12 % (табл. 2).

Анализируя извлечение золота по всей толще колонны, установлено, что в верхней части деструкция сульфидных минералов проходила с максимальной интенсификацией и, соответственно, извлечение золота 61,2 %. Это соответствует данным геохимической активности микроорганизмов, количество которых в верхней части колонны достигает максимальных количеств $6,0 \cdot 10^6 - 2,5 \cdot 10^7$ кг/т руды.

Другим важным фактором, определяющим интенсивность бактериально-химических процессов, проходящих в условиях фильтрации, является объем орошающего раствора. Известно, что продвижение раствора внутри кучи зависит от скорости потока на единицу поверхности. При малых скоростях потоков распределение является неустойчивым, при больших объемах и высоких скоростях потока распределение является более стабильным и полным. Очевидно, трудно изменить условия раздробленной массы, однако, их можно улучшить, удаляя железо и мышьяк из раство-

Таблица 2

Показатели сорбционного цианирования кеков бактериального выщелачивания руды месторождения Кокпатаас

Бактерии	Извлечение Au, %	Расход (100%), кг/т	
		NaCN	CaO
Исходная проба	25,9	0,72	2,2
Ассоциация К-1	56,2	0,83	2,58
<i>A. ferrooxidans</i> штамм КСБ	51,09	0,85	2,42
<i>A. ferrooxidans</i> штамм 3-9 М	48,12	0,83	2,98

ра, частично заменяя богатые железом и мышьяком растворы водой и, наконец, регулируя pH раствора.

Используя различные объемы орошающих бактериальных растворов (8, 10, 15 % от веса руды) нам удалось выявить, что различные объемы орошающих растворов способствовали неравномерному выносу элементов в раствор (табл. 3). Окислительная активность бактериальных растворов также была различной (рис. 2).

Смена орошающего раствора не снизила окислительной активности, а даже, в какой-то степени, способствовала интенсификации процесса. При этом отмечается значительный вынос ионов никеля и кобальта уже на 75 сутки бактериального орошения при объеме орошающего раствора 8 %. Как отмечалось выше, это является косвенным подтверждением деструкции сульфидов в рудной массе.

Таблица 3

Результаты химического анализа растворов бактериального выщелачивания

Объем орошения	Концентрация элементов, мг/л			
	Ni	Co	Cu	Zn
10 %	76,75	26,0	34,4	66,6
15 %	69,0	22,35	24,75	51,0
8 % (75 сут.)	74,5	32,0	21,5	60,5
8 % (120 сут.)	58,1	1,0	19,9	52,0

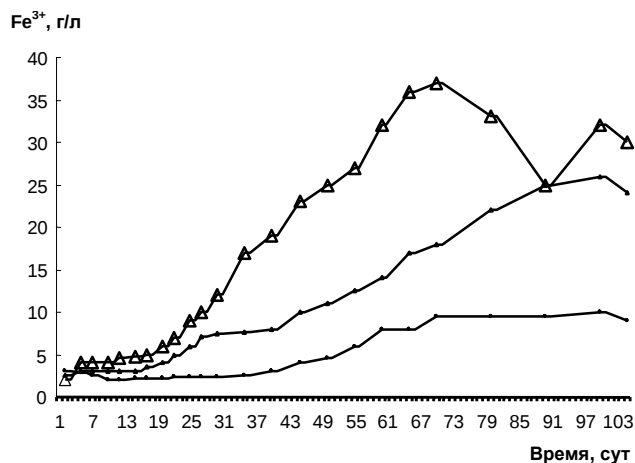


Рис. 2. Окислительная активность микроорганизмов при использовании разных объемов орошающих растворов (1 – 8 %, 2 – 10 %, 3 – 15 %)

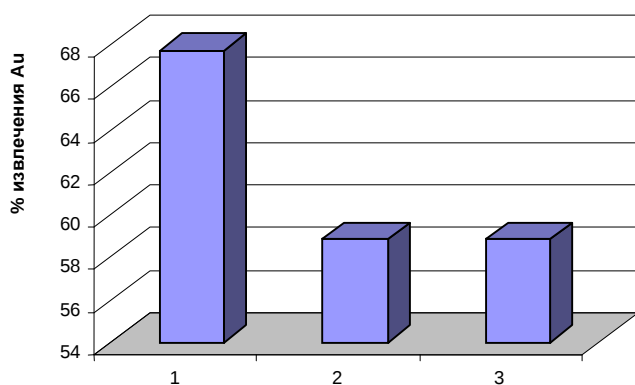


Рис. 3. Извлечение золота из кеков бактериального выщелачивания при различных объемах орошающего раствора (1 – 8 %, 2 – 10 %, 3 – 15 %)

Максимальное извлечение золота при равных условиях было в варианте с объемом орошающего раствора 8 % (рис. 3).

Таким образом, полученные данные исследований позволили нам отобрать для проведения дальнейших исследований по бактериальному выщелачиванию руды месторождения Кокпатас ассоциацию микроорга-

низмов К-1, составленную из *Acidithiobacillus ferrooxidans* и термофильных микроорганизмов *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, способную развиваться в широком диапазоне температур, что актуально для развития биоготехнологических методов в климатических условиях нашего региона, а также определить оптимальный объем орошающего раствора, который не должен превышать 8 % от объема рудной массы.

Список литературы:

1. Каравайко Г.И. Микроорганизмы и их роль в биоготехнологии металлов. «Биоготехнология металлов». Москва, 1989, с.11-28.
2. J.A. Brierley, R.Y. Wan, D.L. Hill and T.C. Logan, Biooxidation Heap Pretreatment Technology for Processing Lower Grade refractory gold Ores, in: T. Vargas, C.A. Jerez, J.V. Wiertz and H. Toledo (eds), Biohydrometallurgical Processing, vol.1, University of Chile, Santiago, 1995, p.253.
3. J.A. Brierley, Heap leaching of gold bearing deposits, Theory and operational description in: D. Rawlings (ed.), Biomining: theory, microbes and industrial processes, New-York, 1997, p. 103.

УДК 622.271

© Золотарев Ю.П., Аристов И.И., Рубцов С.К., Беленко А.П., Демидов Г.Н., Охримов И.И. 2004 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ НОРМАТИВОВ И УЧЕТ ПОТЕРЬ, РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ФОСФОПЛАСТОВ НА КАРЬЕРЕ ТАШКУРА

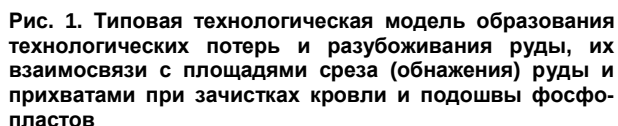
Золотарев Ю.П., зам. директора по КФК Центрального РУ НГМК; **Аристов И.И.**, ведущий инженер ВНИПИпромтехнологии; **Рубцов С.К.**, начальник лаборатории ВНИПИпромтехнологии; **Беленко А.П.**, главный геолог Центрального РУ НГМК; **Демидов Г.Н.**, главный маркшейдер Центрального РУ НГМК; **Охримов И.И.**, главный геолог карьера Ташкура Центрального РУ НГМК

В целях установления обоснованных требований к определению нормативных, плановых, отчетных и сверхнормативных потерь, разубоживания фосфоруды при отработке маломощных с невысоким содержанием фосфорного ангидрида пологопадающих пластов, институтом «ВНИПИпромтехнологии» совместно с геолого-маркшейдерской службой Навоийского ГМК разработан, согласован с Агентством «Саноатконтехназор» РУз и утвержден главным инженером комбината руководящий технический документ (РТД) - инструкция [1]. Данный документ является дополнением к ранее утвержденной рабочей инструкции по селективно-посортной добыче фосфоритовых руд, геолого-геофизическому и маркшейдерскому обслуживанию горнодобывочных работ в условиях карьера Ташкура.

РТД - инструкция разработан на основании результатов научно-производственной оценки фактических данных проведенных опытно-промышленных работ по комбайновой «Виртген-2100» и MTS-250 селективной добыче руды, геолого-геофизических и маркшейдерских замеров, учета рассортировки рудной массы в автосамосвалах на рудосортировочной станции (РКС)

и анализа отчетности карьера о добыче, потерях и разубоживании руды. Установлены следующие области применения РТД - инструкции: техническое и рабочее проектирование горных работ, оперативное и перспективное планирование добычи руды, P_2O_5 ; составление геолого-маркшейдерской отчетности; проведение сравнительных расчетов по схемам добычи и при изменении исходных геологических, технологических и экономических параметров; обоснование нормативных, плановых, отчетных и сверхнормативных показателей, расчеты налогов за недра (рис. 1, 2, табл. 1, 2).

В зависимости от мощности участков пластов и сложности рудных контуров в кровле и подошве выделяются два типа пластов: центральные (выдержанные массивные) и фланговые (невыдержанные тонкослоистые). Особенность фланговых участков пластов - резкое уменьшение мощности пласта, наличие прослоек забалансовых руд и увеличение размеров приконтурных зон в кровле и, особенно в подошве, в пределах которых образуются технологические потери и разубоживание руды при зачистке кровли и подошвы пласта.



Одно из основных требований инструкции по потерям и разубоживанию руды – четкое разделение показателей по стадиям определения и источникам образования. Выделены три стадии оценки потерь и разубоживания руды: при проектировании, повариантных геолого-технологических расчетах и эксплуатации. Проектные потери и разубоживание руды определяются для оценки их уровня по всему пласту и месторождению при учете средних условий залегания, типовых

Основной источник (причина) эксплуатационных потерь и разубоживания руды – это неизбежное технологическое несовпадение контуров зачистки кровли и подошвы пласта с рудными контурами, устанавливаемыми на разрезах и планах опробования согласно требований кондиций и геолого-геофизических инструкций (рис. 1). Транспортно-складские потери и привнос

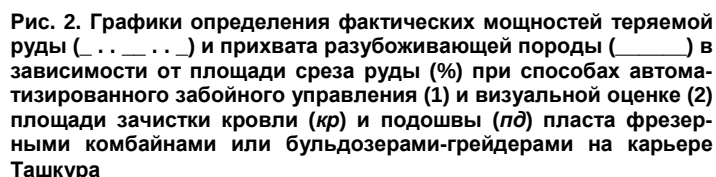


Таблица 1

Геолого-технологическая группировка условий залегания пластов, способов контроля и нормы прихватов к мощности пласта при комбайновой и бульдозерно-грейдерной зачистке кровли и подошвы на карьере Ташкура

№ п/п	Типы участков пластов и способы контроля зачистки	Зоны технологических прихватов, см/м		Нормы технологических прихватов при зачистке пластов, см/м					
		кровля	подошва	Мощность теряемой руды			Прихват разубоживающей породы		
				кровля	подошва	всего по пласту	кровля	подошва	всего по пласту
1.	Центральные выдержанные, малоизменчивые участки пласта при контроле площади зачистки кровли, подошвы:								
1.1.	Автоматизировано-радиометрическое забойное управление	3,0	5,0	2,0	1,5	3,5	1,0	3,5	4,5
1.2.	Визуальная оценка и гамма-съемка	4,0	6,0	2,6	1,8	4,4	1,4	4,2	5,6
2.	Фланговые участки пласта, тектонические нарушения и апофизы (останцы) руды в подошве на площади более 30% при контроле площади зачистки:								
2.1.	Автоматизировано-радиометрическое забойное управление	3,0	7,0	2,0	2,1	4,1	1,0	4,9	5,9
2.2.	Визуальная оценка и гамма-съемка	4,0	8,0	2,6	2,4	5,0	1,4	5,6	7,0

ветром разубоживающих золых песков в добытую руду обычно незначительные и принимаются постоянными (0,5-1,0 %). Дополнительные потери балансовой руды и P_2O_5 , при отсортировке части руды в отвалы или склады после РКС из добытой на карьере руды относятся к процессу предварительного обогащения и учитываются отдельно от добычи.

Нормативы потерь руды, P_2O_5 и разубоживание добытой руды (до РКС) рассчитываются по экономико-технологической методике, предусматривающей получение предприятием минимального суммарного экономического ущерба от потерь и разубоживания 1 т руды. Оптимальный размер площадей среза руды при зачистке пластов согласно экономических расчетов должен находиться на уровне 45-47 % от всей площади зачистки, в т.ч. при зачистке кровли в среднем 65 % и подошвы – 35 %.

При комбайновой и бульдозерно-грейдерной зачистках кровли, подошвы центральных выдержанных и фланговых разубоживаемых глинами участков пластов определены приконтурные мощности слоев перемешивания руды с разубоживающей породой ($h_{\Delta}^{кр.пд}$, см/м) и зоны технологических прихватов ($m_{\Delta}^{кр.пд} = 0,5h_{\Delta}^{кр.пд}$, см/м), которые с учетом оптимальных

площадей среза руды разделены на нормы мощностей теряемой руды ($m_T^{N_{кр.пд}}$, см/м) и прихваты разубоживающей породы ($m_B^{N_{кр.пд}}$, см/м). Размеры зон и норм технологических прихватов к мощности пласта при зачистках кровли и подошвы пластов применительно к типам участков пластов и способам контроля за площадями зачистки указаны в табл. 1.

Важное практическое значение имеют технические требования по обеспечению сопоставимости нормативных и плановых показателей с их отчетным уровнем. Для этого предусмотрено их определение по одинаковым исходным параметрам и применение единых методических принципов расчета. В качестве одинаковых исходных параметров при нормировании, планировании и учете фактических потерь, разубоживания руды используются следующие исходные данные: мощность пласта, схема добычи и тип оборудования на зачистке кровли и подошвы, площадь среза (обнажения) руды после зачистки, мощность теряемой руды, прихват разубоживающих пород и коэффициент снижения содержания P_2O_5 в теряемых приконтурных частях пластов, принимаемый постоянным ($K_{CT}=0,8$).

Таблица 2

Пример каталога эксплуатационных нормативов потерь, разубоживания руды при комбайновой и бульдозерно-грейдерной зачистке фосфопластов на карьере Ташкура

Мощность пласта, м	Автоматизировано-радиометрическое управление зачисткой, %			Визуальная оценка и гамма-съемка зачистки, %		
	потери руды	потери P_2O_5	разубоживание добытой руды	потери руды	потери P_2O_5	разубоживание добытой руды
1. Центральные выдержанные, малоизменчивые участки пластов						
0,30	11,7	9,4	14,5	14,7	11,7	18,0
0,40	8,8	7,0	11,0	11,0	8,8	13,6
0,50	7,0	5,6	8,8	8,8	7,1	10,9
0,60	5,8	4,7	7,4	7,3	5,9	9,2
0,70	5,0	4,0	6,3	6,3	5,0	7,9
0,80	4,4	3,5	5,6	5,5	4,4	6,9
0,90	3,9	3,1	5,0	4,9	3,9	6,2
1,00	3,5	2,8	4,5	4,4	3,5	5,5
1,10	3,2	2,6	4,1	4,0	3,2	5,1
2. Фланговые участки, тектонические нарушения и апофизы руды в подошве на площади более 30%						
0,30	13,7	11,0	18,6	16,7	13,3	21,9
0,40	10,3	8,2	14,1	12,5	10,0	16,7
0,50	8,2	6,6	11,4	10,0	8,0	13,5
0,60	6,8	5,5	9,6	8,3	6,7	11,3
0,70	5,9	4,7	8,2	7,2	5,7	9,7
0,80	5,1	4,1	7,2	6,3	5,0	8,5
0,90	4,6	3,7	6,4	5,6	4,5	7,6
1,00	4,1	3,3	5,8	5,0	4,0	6,9
1,10	3,7	3,0	5,3	4,6	3,6	6,3

Кроме того, в инструкции предусмотрено отчетные потери, и разубоживание добытой руды определять прямым методом с выделением нормативно-технологической их части, зависящей от размера площади зачистки кровли и подошвы пласта, и другая часть - от нарушений технологии и параметров очистных работ, установленных паспортом, инструкцией и оперативно контролируемых геолого-маркшейдерской службой (недозачистка кровли, подошвы; недоработка фланговых участков; отсутствие замеров и др.). На рис. 2 приведены рабочие графики определения фактических мощностей теряемой руды и прихвата разубоживающей породы в зависимости от площади среза руды в % при способах радиометрического приборного управления и визуальной оценки для комбайновой и бульдозерно-грейдерной зачистках пласта.

В целях упрощения расчетов и получения оперативной информации об относительном уровне потерь и разубоживания руды при отработке разнотипных участков пластов, к РТД - инструкции приложен каталог (рабочая таблица) эксплуатационных нормативов при комбайновой и бульдозерно-грейдерной зачистке фосфопластов (табл. 2). В случае изменения схемы добычи и горнодобычного оборудовании основные геолого-технологические и экономические

исходные параметры определяются по результатам опытных работ и рассчитываются новые значения зон технологических прихватов и нормативы потерь, разубоживания по принятой экономико-технологической методике.

Как следует из изложенного, основные требования РТД - инструкции по определению эксплуатационных нормативов и учету потерь, разубоживания руды при отработке фосфоритовых пластов Джерой-Сардаринского месторождения несложны для практического выполнения, понятны исполнителям (геологам, маркшейдерам, геофизикам и горнякам) и универсальны для использования при переходе на другие схемы добычи, проведении расчетов по их сравнительной оценке.

Список литературы:

1. «Инструкция по определению эксплуатационных нормативов и учету потерь и разубоживания руды при селективно-посортной отработке фосфоритовых пластов Джерой-Сардаринского месторождения, участок Ташкура», ВНИПИпромтехнологии, НГМК, 2003 г., А-175-03.

ИССЛЕДОВАНИЯ УСТАЛОСТНОГО ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МНОГОКРАТНЫХ НАГРУЗКАХ В РЕЖИМЕ СЖАТИЯ И РАСТЯЖЕНИЯ

Раимжонов Б.Р., ректор НГГИ, проф., докт. техн. наук; Норов Ю.Д., проректор по науке и информационной технологии НГГИ, докт. техн. наук; Тураев А.С., зав. кафедры НГГИ канд. геол.-мин. наук, доцент; Тухташев Б.Т., ассистент НГГИ

Особенности усталостного разрушения неоднородных горных пород под действием пульсирующих нагрузок исследовались на цилиндрических образцах

На основании полученных экспериментальных данных построены кривые усталостного разрушения горных пород при сжатии (рис., а) и растяжении (рис., б) при частоте 600 цикл/мин, где по

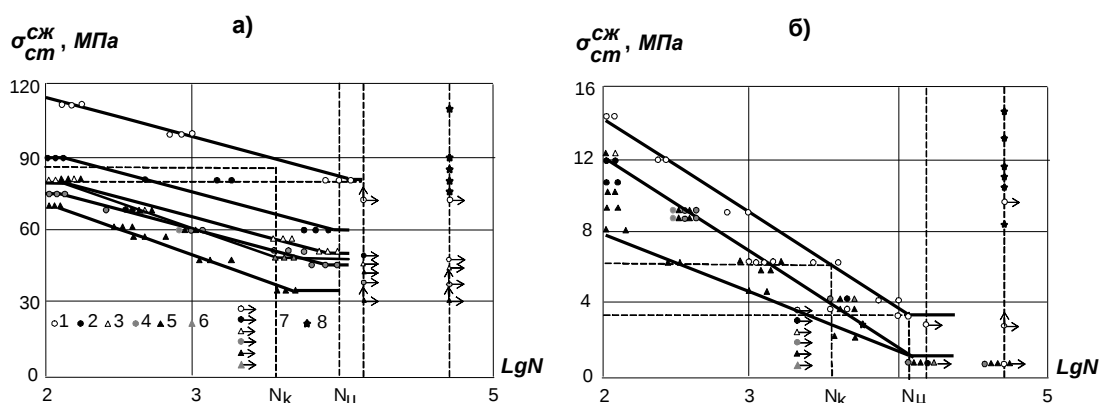


Рис. Кривые усталостного разрушения различных типов горных пород при сжатии (а) и растяжении (б) с увеличением циклов при различных амплитудах напряжения: 1 - гранит сланцево-углефицированный; 2 - граносиенит сланцево-углефицированный; 3 - кварцево-сульфидная руда; 4 - сланец слюдисто-кварцевый; 5 - граносиенит; 6 - углисто-алевротизированные сланцы; 7 - разрушившиеся образцы; 8 - не разрушившиеся образцы

оси ординат отложены разрушающие напряжения, а по оси абсцисс - число циклов разрушения.

При этом установлено (рис.), что интенсивность разрушения пород при многоциклической пульсирующей нагрузке зависит от амплитуды приложенного напряжения. Чем выше амплитуда напряжения, тем

Т а б л и ц а

Интенсивность разрушения пород при многоциклической пульсирующей нагрузке

Горные породы	Плотность $\rho \cdot 10^3, \text{кг/м}^3$	Пористость $P, \%$	Скорость упругих продольных волн, м/с		Предел прочности при сжатии, МПа		Предел прочности при растяжении, МПа		Модуль динамической упругости, МПа	
			C_p	Коэффициент вариации %	$\sigma_{ст}$	Коэффициент вариации %	$\sigma_{ст}$	Коэффициент вариации %	E_d	Коэффициент вариации %
Гранит сланцево-углефицированный	2,81	3,91	5000	10,3	120	12,5	15	13,2	6,86	7,8
Сланец слюдисто-кварцевый	2,67	4,59	4500	8,2	85	10,3	12	14,3	5,14	7,6
Руда кварцево-сульфидная	2,69	4,52	4700	6,3	91	11,6	14	6,1	5,73	3,8
Граносиенит рассланцованный серицитизированный	2,71	4,21	4900	5,2	100	8,7	14	3,9	6,33	5,0
Граносиениты	2,56	7,71	4100	7,7	76	6,3	11	4,7	4,11	8,9
Углисто-алевротизированные сланцы	2,17	12,6	3800	5,7	72	5,3	8	6,4	2,93	6,2

пород шести типов месторождений «Зармитан» и «Марджанбулак». Определены их физико-механические свойства (табл.) [1-3].

меньше количество циклов пульсирующих нагрузок необходимо для усталостного разрушения пород. Устойчивые нарушения сплошности массива могут возникнуть лишь при действии амплитуды напряжения,

равной или выше предела усталости горных пород. Из представленных на рис. данных видно, что при высоких амплитудах напряжений (110 МПа) усталостное разрушение образца наступает при 160-250 циклах, а при низких амплитудах напряжений, равных 75 МПа при $(9 \div 12) 10^3$ числе циклов (рис., а, кривая 1). Показано, что механизм усталостного разрушения при пульсирующих нагрузках такой же и для остальных типов горных пород в режиме сжатия и растяжения.

Кроме исследования усталостной прочности была также проведена серия опытов для оценки влияния пульсирующих нагрузок на разрушение горных пород в режиме сжатия и растяжения при нагрузках и амплитудах напряжений ниже предела усталостной прочности. Образцы горных пород и руд подвергались действию пульсационной нагрузки $(25 \div 75) 10^3$ числа циклов, после чего пульсирующая нагрузка снималась, и образец статической нагрузкой доводился до разрушения. Скорости нагружений при этом были те же, что и при определении предела прочности образцов при однократном статическом нагружении $(5 \div 10) \text{ кг см}^{-2} \text{ с}^{-1}$

Результаты опытных данных приведены на рис., где разрушающие нагрузки обозначены звездочкой. Установлено практическое совпадение прочности, полученной в этих условиях, с прочностью образцов, не подвергавшихся пульсирующим нагрузкам.

Исследованиями установлено, что предел усталост-

Список литературы:

1. Свойства горных пород и методы их определения. /Ильницкая Е.И. Тедер Р.И., Ватолин Е.С. и др. М.: Недра, 1969. с. 85-87.
2. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. - Л.: Недра, 1972. с. 312.
3. Ягодкин Г.И., Мохначев М.П., Кунтыш М.Ф. Прочность и деформируемость горных пород в процессе их нагружения. - М.: Наука, 1971. - с. 148.

ной прочности на сжатие составляет 35-50 %, на растяжение - 75-80 % от предела статической прочности.

УДК 622.02;622.286.4(043.3)

© Норов Ю.Д., Тураев А.С., Тухташев Б.Т., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А. 2004 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ РАЗДАВЛИВАНИЯ

Норов Ю.Д., проректор по науке и информационной технологии НГГИ, доктор техн. наук; **Тураев А.С.**, зав. кафедры НГГИ канд. геол.-мин. наук, доцент **Тухташев Б.Т.**, ассистент НГГИ; **Махмудов А.М.**, зам. декана горного факультета НГГИ; **Махмудов Ш.А.**, студент III курса Горного фак-та

Графики зависимости ослабления горных пород от числа нагружений N для исследованных амплитуд напряжений приведены на рис. 1.

Для удобства сопоставления значений ослабления прочности на растяжение образцов пород после предварительных нагружений значения s'_{δ} отнесены к значению предела прочности образцов на растяжение, не подвергавшимся нагружению, s_{δ} .

Обозначим критическую величину ослабления горных пород, определяемую сейсмоакустическим методом, при которой происходит формирование макротрещин вдоль действия нагрузки в результате многоциклических пульсирующих нагружений, через $s_{кр}$.

Анализ графиков (рис. 1) показывает, что в зависимости от амплитуд напряжений при пульсирующих нагрузках значение находится в пределах:

- для пород рудника «Зармитан»:

$$\sigma_{кр} = (0,3 \div 0,4) \sigma_p \quad (1)$$

- для пород рудника «Марджанбулак»:

$$\sigma_{кр} = (0,4 \div 0,45) \sigma_p \quad (2)$$

Полученные зависимости $s'_{\delta\delta} / s_{\delta}$ от амплитуд на-

пряжений в координатах $\frac{s'_{\delta\delta}}{s_{\delta}} - s_{\delta}$ имеют линейный

вид (рис. 2). Установленная зависимость аппроксимируется эмпирическим уравнением:

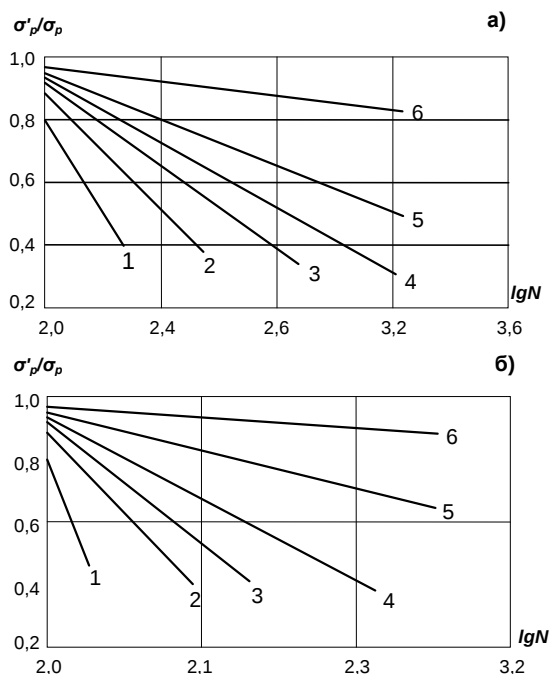


Рис. 1. Графики зависимости относительной прочности горных пород рудника «Зармитан» (а) и рудника «Марджанбулак» (б) от числа пульсирующих нагружений: 1 – $0,7\sigma_{cm}$; 2 – $0,6\sigma_{cm}$; 3 – $0,5\sigma_{cm}$; 4 – $0,4\sigma_{cm}$; 5 – $0,3\sigma_{cm}$; 6 – $0,2\sigma_{cm}$

- для пород рудника «Зармитан» (рис. 2, (1)):

$$s'_{кр} / s_p = 0,5s_A + 0,05 \quad (3)$$

Коэффициент корреляции данного уравнения составляет $0,87 \pm 0,007$.

- для пород рудника «Марджанбулак» (рис. 2, (2)):

$$s'_{ед} / s_{\delta} = 0,17s_A + 0,325 \quad (4)$$

Коэффициент корреляции данного уравнения составляет $0,91 \pm 0,007$.

Анализ установленной зависимости показывает, что последние циклы нагружения, осуществляющие разрушение образца горных пород (рудников «Зармитан» и «Марджанбулак») происходят в том случае, когда ослабляется их прочность вследствие действия предыдущих нагружений, равных, соответственно, $(0,3-0,4) \sigma_p$ и $(0,4-0,45) \sigma_p$.

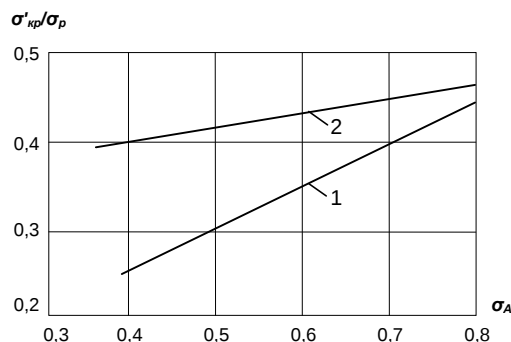


Рис. 2. График зависимости критической ослабляемости горных пород, при которой формируются макротрещины, от амплитуды нагружения: 1 – для пород рудника «Зармитан»; 2 – для пород рудника «Марджанбулак»

УДК 622

© Худайбергенов У., Эрназаров М.Т., Долгушин Н.Т. 2004 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ И СЕЛЕНА ИЗ СБРОСНЫХ РАСТВОРОВ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ ЗОЛОТА

Худайбергенов У., зав. лабораторией благородных и редких металлов Института ядерной физики АН РУз, докт. техн. наук; Эрназаров М.Т., старший науч. сотрудник Института ядерной физики АН РУз, канд. техн. наук; Долгушин Н.Т., вед. инженер ГМЗ-2 НГМК (1988-1999 гг.)

Ввиду низкого содержания золота и платиновых металлов в перерабатываемых продуктах и больших затрат энергии и материалов при их извлечении требуется всестороннее снижение потерь этих ценнейших металлов.

Благодаря благоприятным ядерно-физическим характеристикам платиновых металлов, золота, серебра и мешающих элементов возможно проведение исследований в сорбционных и экстракционных процессах.

Используя радионуклиды платиновых металлов, золота, серебра и других элементов, сравнительно легко можно разрабатывать способы разделения и извлечения малых количеств благородных металлов из сложных технологических растворов. Кроме того, ядерно-физические методы при сочетании с радиохимией позволяют отделять субмикроразделения неорганических элементов, в том числе и платиновых металлов, в геологических и технологических пробах.

Таким образом, проблема разработки способов концентрирования малых количеств металлов платиновой группы, золота, серебра и селена из сложных технологических растворов до настоящего времени остаётся решённой не полностью. В связи с этим актуальность постановки и решения этих вопросов очевидна.

Целью исследования была разработка простых, селективных и надёжных способов извлечения платиновых металлов, золота, серебра, селена (с применением их радионуклидов) из сбросных технологических растворов анионитами: АМ-2Б, ЧФО, АН-82-14Г, ВП-14КР, проведение укрупненных испытаний в условиях гидрометаллургии и внедрение результатов, а также

разработка нейтронно-активационных методик определения платины, палладия в сбросных технологических растворах НГМК.

Впервые разработаны основы сорбционных и экстракционных методов извлечения благородных металлов из многокомпонентных технологических растворов. Работа включает ряд новых принципиальных технологических схем, в том числе:

- сорбционное извлечение платиновых металлов, золота и серебра анионитами АМ-2Б и ЧФО в йодидных формах;

- впервые показано с помощью меченого йода (^{131}I), что противоион йода не обменивается на анионы металлов, а образует с ними комплексные соединения в фазе ионита;

- разработана новая методика извлечения тиомочевинных комплексных соединений золота и серебра из кислых тиомочевинных сбросных растворов гидрометаллургии анионитом АМ-2Б в йодидной форме;

- разработана новая методика сорбции и десорбции золота из растворов хвостохранилища гидрометаллургии с изменением рН исходного раствора анионитом АМ-2Б в гидрат форме;

- показана возможность сорбционного извлечения селена из щелочных растворов анионитом АМ-2Б в гидрат-форме и его десорбция.

При использовании разработанных схем для разделения и извлечения малых количеств ($0,1 \text{ мг/л}$) благородных металлов из смеси растворов: тиомочевина, кислота и неблагородные металлы анионитом АМ-2Б в йодидных формах получен следующий ряд селективности ионитов для благородных металлов:

Au>Pt>Pd>Os>Ru>Ag>Ir и соответственно ряд ёмкости анионитов по этим металлам составил, мг/г: 8>7>6>5>4>3>2. С помощью радионуклидной методики были исследованы все важнейшие технологические цепочки (более 20 точек) гидрометаллургии золота для выявления накопления платиновых металлов. При этом найдено, что палладий накапливается в электролите, где происходит осаждение золота. В настоящее время палладий добывают из этой точки.

Разработанный ядерно-физический способ доизвлечения золота и серебра анионитом АМ-2Б в йодидной форме из сбросных кислых тиомочевинных растворов проверен (испытан) на НГМК. Способ рекомендован для внедрения.

Разработка методов извлечения ионов платиновых металлов с применением их радионуклидов анионитом АМ-2Б

В фазе почти всех ионитов при определенных условиях могут происходить разные виды взаимодействия: ионный обмен, образование комплексов с функциональными группами ионитов, образование осадка с противоионами, окислительно-восстановительные процессы и молекулярная сорбция.

Так, например, при изучении сорбции платиновых металлов макропористым анионитом АМ-2Б в йодидной форме мы убедились, что ионы платиновых металлов (ПМ) не обмениваются в фазе анионита электростатическим притяжением. За этим процессом можно следить с помощью радионуклида йода ^{131}I , даже визуально (если количество ПМ более 1 мг/л) по появлению окраски в фазе ионита.

Учитывая высокую устойчивость йодидных комплексов (ПМ), ставилась серия опытов по изучению влияния концентрации кислот (HCl , HNO_3 , H_2SO_4), тиомочевины и цветных металлов (Cu , Ni , Fe) на сорбцию ПМ. При этом наиболее высокая степень сорбции платиновых металлов наблюдается при 0,1-0,3 молярной концентрации кислот. Выше этой концентрации степень сорбции платиновых металлов резко снижается.

Введение тиомочевины (1 мг/л) в кислые растворы также снижает степень сорбции платиновых металлов. Подавление сорбции платиновых металлов цветными металлами располагается в следующий ряд $\text{Cu} < \text{Ni} < \text{Fe}$. Определена статическая обменная ёмкость анионита в хлоридной форме по ионам платиновых металлов и определено, что анионит АМ-2Б в хлоридной, сульфидной и йодидной формах успешно может быть использован для концентрирования малых (0,2-0,5 мг/л) количеств ПМ из сложных технологических растворов.

Одной из важнейших и ответственных стадий технологии платиновых металлов является десорбция их со смол, восстановление сорбционного свойства анионита и возвращение его в оборот. Для этой цели используются кислые тиомочевинные растворы.

По результатам десорбции ПМ кислыми тиомочевинными растворами можно судить не только о полноте десорбции, но также и о ёмкости ионита по платиновым металлам.

Радиоактивационное определение платины и палладия в твёрдых и жидких технологических пробах с предварительным концентрированием

Используя радионуклиды платины и палладия сравнительно легко и быстро можно разработать методику разделения и извлечения малых количеств благородных металлов из сложных технологических растворов.

В данной работе приводятся методика концентрирования следовых количеств платины и палладия из руд и их радиоактивационное определение.

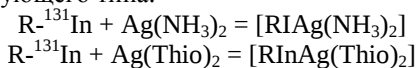
Навеску руды в количестве 5,0 г растворяли в смеси $3\text{HCl} + \text{HNO}_3$ при нагревании, добавляли свежие порции «царской водки». Растворение продолжается два-три дня. После завершения растворения раствор отделяли от не растворившегося остатка и упаривали до влажных солей. Затем добавляли 10 мг теллура, переводили в хлориды, создавали 0,5М среду по HCl и восстанавливали теллур до элементарного состояния 50 %-ным раствором солянокислого гидразина. Выпавший осадок (теллур) отфильтровывали и растворяли в царской водке, переводили в хлориды, теллур и золото удаляли обработкой раствора нитрита натрия (NaNO_2). Фильтрат сначала пропускали через КУ-2, затем микролонку с анионитом АМ-2Б в нитрит-форме со скоростью 10 капель в минуту. Подобным образом готовили образцы из жидких проб.

Микролонку облучали вместе с эталонами Pt и Pd в потоке $1,8 \cdot 10^{13}$ нейтр/см²сек. тепловых нейтронов и измеряли активность через 10-12 часов после облучения. Весь ход анализа проверялся с помощью радионуклидов платины-197 и палладия-109. По разработанной радиоактивационной методике были исследованы все важнейшие технологические цепочки (более 20 точек) гидрометаллургии золота. Надо отметить, что значительное количество палладия накапливается в отработанном золотом электролите.

Извлечение золота и серебра из сбросных растворов с применением АМ-2Б

В гидрометаллургии золота, в процессе регенерации насыщенного ионита от цинка, никеля и цианида, а также в процессе отмывки ионита от тиомочевины, теряется заметное количество золота, более 1 мг/л и серебра более 5 мг/л. Извлечение этих ценнейших металлов из сбросных растворов до настоящего времени остаётся одной из актуальнейших задач. Проведены опыты для определения оптимальных условий сорбции Au и Ag из кислых растворов (HCl , HBr , H_2SO_4 , HClO_4). Установлено, что концентрация от 0,1 до 10 М соляной, бромистоводородной и серной кислот не влияет на сорбцию золота. Азотная, хлорная кислоты в пределах 0,1-0,5 М не снижают степень сорбции золота (не ниже 50-60 %), а степень сорбции серебра существенно не меняется. Это указывает на то, что серебро с функциональной группой ионита образует координационное соединение, и поэтому анионы хлорной кислоты не влияют на ёмкость ионита по серебру. Как уже было сказано, сбросные растворы наряду с остатками кислот содержат и тиомочевину, поэтому без изучения влияния тиомочевины на сорбцию золота и серебра невозможно определить или составить схему

извлечения благородных металлов из сбросных кислых тиомочевинных растворов. Известно, что противоионы смол играют важную роль при извлечении ионов металлов из растворов. В связи с этим, с целью повышения селективности ионита АМ-2Б по отношению ионов золота и серебра, ионит переводился в различные формы: хлор-, йод-, сульфат- и гидрат- формы. Нами экспериментально установлено, что ёмкость ионита в йодидной форме по отношению к ионам золота и серебра, как из кислых аммиачных и кислых тиомочевинных растворов в три раза выше, чем других форм ионита. Это связано с образованием комплексов тройников следующего типа:



где $R-^{131}\text{In}$ - п- число радиоактивного йода - 131 в фазе анионита.

Поэтому, несмотря на катионные формы, азотно-кислые, аммиачные и тиомочевинные соединения серебра количественно сорбируются анионитом в йодной форме.

Ионит АМ-2Б в количестве 2 г, переведённый в йодидную форму, содержащий йод-131, помещали в колонку и пропускали тиомочевинные растворы различной концентрации (г/л): 50, 60, 70, 80, 90, измеряли активность йода. Во всех случаях радионуклидный йод в растворе не обнаруживался. Затем пропускали растворы серной кислоты в различной концентрации г/л: 5; 10; 20; 30. В этом случае также незаметное влияние оказывает концентрация кислоты на прочность йода, сидящего на анионите.

Однако, пропускание через ионит смеси тиомочевин и серной кислоты с концентрацией 80 г/л и 20 г/л соответственно влияет на прочность связи йода. Если этот раствор нагреть до 60°C и пропускать через ионит, то потери йода доходят до 60-70 %. Тот же раствор пропускали через ионит, содержащий нерадиоактивный йод с меченым серебром-110, в этом случае серебро полностью десорбировалось. Подобные эксперименты проводили с ионами золота.

На основании экспериментальных данных составлена технологическая схема извлечения золота и серебра из сбросных кислых тиомочевинных растворов. По этой схеме проведены полупромышленные испытания.

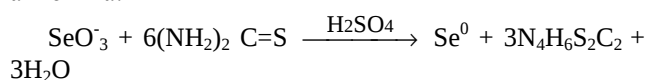
В производственных условиях удалось осуществить контакт в статических условиях 250 м^3 сбросного кислого тиомочевинного раствора с $2,5\text{ м}^3$ ионита в йодидной форме. При этом ёмкость анионита по серебру и золоту составила 3 мг/л и 0,65 мг/л соответственно. После десорбции общий объём элюата составил 6 м^3 со средним содержанием серебра 200 мг/л и золота 45 мг/л. Из элюата золото и серебро осаждают гидроокисью натрия. Общее количество гидратов составило 36 кг. Анализ гидрата дал следующие результаты (сухого остатка) в мг/г: серебра-25; золота-6,9; железа-67,5; никеля-14,12; меди-0,2; кобальта-0,12; цинка-4.

Разработанная технологическая схема извлечения золота и серебра из сбросных кислых тиомочевинных растворов с применением анионита АМ-2Б в йодидной форме рекомендована к внедрению.

Сорбционное извлечение золота и селена из осадков сбросных растворов

гидрометаллургии анионитом АМ-2Б

Основными источниками получения селена являются отходы сернокислого производства и осадок (шлам), образующиеся при очистке меди электролизом. В некоторых золото содержащих рудах появляется селен в процессе цианирования руд, селен переходит в раствор в виде SeO_3 , который совместно с золотом сорбируется анионитом АМ-2Б, а в процессе десорбции золота кислым тиомочевинным раствором селен десорбируется и восстанавливается до элементарного состояния и задерживается на поверхности анионита:



При отмывке ионита от тиомочевин и при щелочной обработке анионита в хвосты выбрасывается значительный объём раствора, содержащий благородные металлы и селен. Выщелачивание селена и золота из осадка проводили в железном пачуке объёмом 20 л с паровым нагревом. В этой установке выщелачивание селена и золота проводили в зависимости от времени нагрева пульпы, от содержания сульфита натрия, влияния воздушного перемешивания.

На основании полученных данных можно сказать, что с повышением концентрации сульфита натрия до 80-100 г/л выщелачиваемость золота и селена нарастает, выше этой концентрации выщелачиваемость золота и селена не наблюдается. Установлено, что выщелачивание селена происходит при 2-х часовом нагреве пульпы и при содержании 25 г сульфита натрия на 1 г элементарного селена. При этом выщелачивание не превышает 70% от исходного количество селена, повторное выщелачивание с добавлением Na_2SO_3 не увеличивает содержание селена в растворе.

Изучение сорбционного выщелачивания селена и золота из пульп анионитом АМ-2Б

Проверена сорбируемость ^{75}Se и ^{198}Au на анионите АМ-2Б в зависимости от концентрации NaOH и Na_2SO_3 с помощью их радионуклидов. Опыты показали, что концентрация NaOH не влияет на сорбцию Se и Au , а с повышением концентрации Na_2SO_3 сорбция селена уменьшается, и при концентрации 200 г/л сорбция Se почти прекращается, в то время как на степень сорбции золота ионы SeO_3^- не влияют, что позволяет отделить селен от золота.

Десорбция селена и золота со смолы. После окончания сорбции Au и Se из пульп, пульпу пропускают через сетку и промывают 5-6 раз горячей водой, затем помещают в десорбционную колонку, отделяют по 1 г ионита и определяют содержание селена и золота в смоле, то есть ёмкость ионита. После этого смолу помещают в колонку и готовят раствор сульфита натрия с концентрацией 200 г/л, нагревают до $70-80^\circ\text{C}$ и пропускают через ионит со скоростью 10 мл/мин. Соотношение десорбирующего раствора к смоле составляло 4:1. При этом достигается количественная десорбция селена, а золото, которое десорбируется сернокислым тиомочевинным раствором остаётся в смоле.

Далее определена ёмкость смолы по селену, которая составила 25 мг/г.

Кроме того, изучена возможность соосаждения селена из товарного регенерата с гидроокисями золота и серебра. Для этого в товарный регенерат добавляли различные количества селена, затем благородные металлы осаждали щелочью при pH 10. Выпавший осадок отфильтровывали. В фильтрате определяли селен. Установлено, что с повышением концентрации селена в растворе, соосаждение его с гидратами благородных металлов увеличивается.

Таким образом, гидраты благородных металлов являются носителями селена, и при плавке их осадка селен будет улетучиваться в виде SeO_2 , для чего необходимо установить фильтры, поглощающие окислы селена.

Полученные лабораторные результаты в НГМК позволили создать схему извлечения селена и золота из отходов НГМК. По предложенной схеме выделено более 20 г черного селена.

УДК 681.518.5

© Кадыров Амир А. 2004 г.

КОМПЬЮТЕРНАЯ СИСТЕМА МОНИТОРИНГА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДОВ

Кадыров Амир А., зав. сектором математического обеспечения Центра Стратегических Инноваций и Информатизации, магистр прикладной математики и информационных технологий

Компьютерная система мониторинга технологического оборудования разработана и внедрена как составная часть «АСУ-Механик» гидрометаллургического завода № 2. Общей целью создания автоматизированной системы «АСУ-Механик» является повышение экономической эффективности производства; достижение и поддержание оптимального режима работы механических служб, исключающего факторы дестабилизации производства и обеспечивающего бесперебойное функционирование технологического оборудования при наименьших затратах на его эксплуатацию и ремонт.

Основными задачами компьютерной системы мониторинга являются:

- обеспечение полной, надежной и оперативной информационной увязки задач учета и движения оборудования; увязки сроков службы и замены (ремонта) основных узлов и деталей; увязки задач своевременного снабжения запасными частями и ремонта оборудования и других вопросов;

- ведение динамически обновляемой электронной базы данных - «Ремонтно-эксплуатационные паспорта основного технологического оборудования завода ГМЗ-2»;

- учет и анализ наработки технологического оборудования, основных узлов и деталей;

- учет и анализ видов простоев технологического оборудования;

- прогнозирование состояния оборудования и предупреждение предаварийных ситуаций;

- минимизация неплановых простоев и увеличение коэффициента использования (КИО) оборудования.

В работе [1] был предложен теоретико-множественный метод моделирования технологического оборудования гидрометаллургических заводов на базе динамических графов и использования ЭВМ в качестве технического инструментария моделирования.

Данная статья посвящена вопросам использования разработанных математических моделей [1] для мониторинга технологического оборудования.

Моделирование и алгоритмизация режимов работы технологического оборудования

Беря за основу номинальный (P) и остаточный (Q) ресурсы узлов и деталей, можно в крупном плане выделить следующие режимы эксплуатации технологического оборудования:

- остаточный режим $Q > 0$: режим нормальной эксплуатации; состояние узла (детали) – S_1 ;
- остаточный режим $0 \leq Q \leq 5\%P$: режим предаварийной эксплуатации; состояние (узла) детали – S_2 ;
- остаточный ресурс $Q < 0$: режим аварийной эксплуатации; состояние узла (детали) – S_3 .

Состояние S технологического оборудования определяется через состояние его узлов (деталей). Если n – общее число узлов, k – число узлов с состоянием S_1 , l – число узлов с состоянием S_2 , m – число узлов с состоянием S_3 , то при режиме нормальной эксплуатации $n=k$:

$$S = \{S_1^i\}, i \in I = \{1, 2, \dots, n\} \quad (1)$$

При режиме предаварийной эксплуатации:

$$S = \{S_1^i, S_2^j\}, i \in I = \{1, 2, \dots, n-l\}, j \in I = \{1, 2, \dots, l\} \quad (2)$$

При режиме аварийной эксплуатации:

$$S = \{S_1^i, S_2^j, S_3^q\}, i \in I = \{1, 2, \dots, n-l-m\}, j \in I = \{1, 2, \dots, l\}, q \in I = \{1, 2, \dots, m\} \quad (3)$$

Для формализации режимов работы оборудования использовано моделирование процессов пуска, остановки и наработки оборудования (следовательно, наработки узлов и деталей соответствующего оборудования) в виде импульсной последовательности. Причем импульсы поставлены в соответствии с интервалами времени, в течение которых оборудование находится в работе, а паузам отвечают интервалы времени, соответствующие простоям оборудования.

Введем обозначения:

t_0 – время остановки оборудования;

t_n - время пуска оборудования;
 $t_{o,i}$ - время i -ой остановки оборудования;
 $t_{n,j}$ - время j -ого пуска оборудования;
 t_{np} - время простоя за данные сутки;
 t_{np-1} - суммарный простой на предыдущие сутки;
 $t_{np\Sigma}$ - суммарный за весь период, начиная от последней замены узла или детали;

$$t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np} \quad (4)$$

H - наработка за данные сутки;
 H_{-1} - наработка суммарная на предыдущие сутки;
 H_{Σ} - суммарный за весь период, начиная от последней замены (ремонта) узла или детали;
 $H_{\Sigma} = H_{-1} + H \quad (5)$

P - номинальный ресурс;
 Q - остаточный ресурс;
 Q_u - остаточный ресурс в часах;
 Q_c - остаточный ресурс в сутках;
 Q_m - остаточный ресурс в месяцах;
 t_3 - прогнозируемое время замены узла или детали (остановки на ремонт);
 $t_{3ч}$ - прогнозируемое время замены узла или детали в часах;
 $t_{3с}$ - прогнозируемое время замены узла или детали в сутках;
 $t_{3м}$ - прогнозируемое время замены узла или детали в месяцах.

$$t_3 = Q \cdot K \quad (6)$$

В данном случае физический смысл коэффициента K заключается в том, что во время всевозможных простоев (от капитального ремонта до капитального ремонта) все узлы и детали их также «простаивают», не работают. Это время простоя в среднем на K «удлиняет» прогнозную дату замены узла или детали.

Алгоритм учета простоев и наработки оборудования

Алгоритм расчетов построен так, что прогнозируемое время замены t_3 в итоге совпадает с истинным временем замены, обусловленным полной выработкой

При разработке алгоритмов рассматривались интервалы времени T продолжительность которых кратна 24 часам. То есть, в ЭВМ заносятся все остановки и пуски оборудования, имевшие место внутри каждого из интервалов, длительность которых составляет одни сутки.

С целью иллюстрации алгоритма рассмотрим один из возможных вариантов работы оборудования (рис. 1).

Пусть в течение первых суток произошли одна остановка, один запуск и далее несколько дней подряд оборудование работает бесперебойно (рис. 1).

1. Первые сутки

Нарботка: $H = t_o + (24 - t_n)$; Суммарная наработка: $H_{\Sigma} = H_{-1} + H$

Простой: $t_{np} = t_n - t_o$; Суммарный простой: $t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np}$

2. Вторые сутки

24(≈00) часов отмечаем «наработка» продолжается

Нарботка за сутки

$H = T = 24$ ч, Суммарная наработка: $H_{\Sigma} = H_{-1} + H$

— — — фиктивные «запуски»

$t_{np} = 0$; $t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np} = t_{np-1}$

3. Третьи сутки

24/00 ч отмечаем «наработка» продолжается

Нарботка за сутки

$H = T = 24$ ч, Суммарная наработка: $H_{\Sigma} = H_{-1} + H$

$t_{np} = 0$; $t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np} = t_{np-1}$

4. Четвертые сутки

00 часов отмечаем «наработка» продолжается, если нет остановок, то

Нарботка за сутки

$H = T = 24$ ч, $H_{\Sigma} = H_{-1} + H$, $t_{np} = 0$; $t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np} = t_{np-1}$

5. Пятые сутки

24/00 часов отмечаем: «наработка продолжается».

В t_o произошла остановка и оборудование стоит до конца суток и далее.

Нарботка за сутки

$H = t_o$; Суммарная наработка:

$H_{\Sigma} = H_{-1} + H = H_{-1} + t_o$;

Простой за сутки: $t_{np} = T - t_o = 24 - t_o$

Суммарный простой: $t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np}$

6. Шестые сутки

24/00 ч отмечаем: произошла остановка, то есть $t_o = 0$

Нарботка за сутки

$H = (T - t_n) = (24 - t_n)$; Суммарная наработка: $H_{\Sigma} = H_{-1} + H$;

Простой за сутки: $t_{np} = t_n - t_o = t_n$; Суммарный простой: $t_{np\Sigma} = t_{np-1} + t_{np}$

Алгоритм определения прогнозируемой даты замены « d_3 » узла или детали

Введем обозначения:

x - дата запуска оборудования;
 y - месяц, содержащий дату запроса, то есть $x \in y$; t_3 - прогнозируемый срок замены; y_u - число дней в

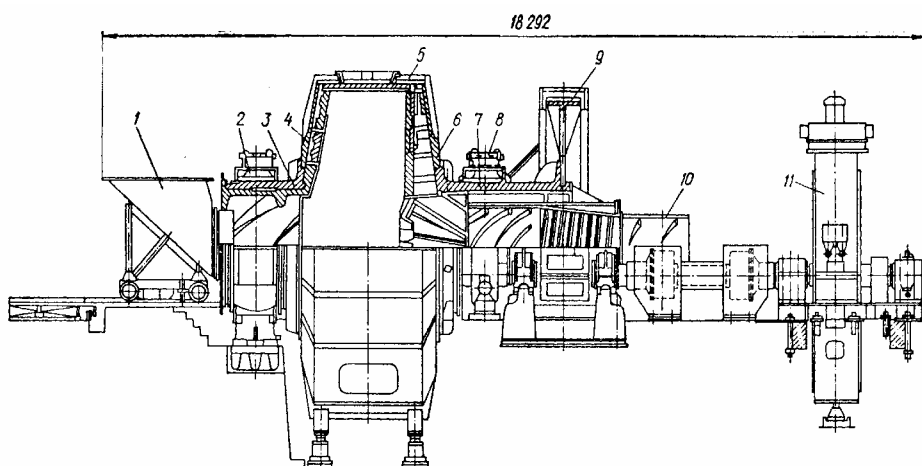


Рис. 2. Мельница MMC-70-23:

1 - загрузочное устройство; 2 - подшипник загрузки (опорный); 3 - цапфа загрузочная; 4 - крышка барабана загрузочная; 5 - цилиндрическая часть барабана; 6 - крышка торцевая разгрузочная; 7 - цапфа разгрузочная; 8 - подшипник разгрузки (опорно-упорный); 9 - венец зубчатый; 10 - бутара; 11 - электродвигатель

ресурса P .

С учетом этих обозначений **алгоритм** будет следующий:

4. Последний месяц был y_4^3 – апрель.

$$d_3 = y_4^3 - b = 30 - 5 = 25 \text{ апреля}$$

Пример прогнозирования на ЭВМ состояния технологического оборудования

таблицы, полученные на дату
частности можно видеть (рис.

— у барабана в сборе: он продолжает эксплуатироваться в течении 3396 часов после выработки номинального ресурса;

– у грузочной цапфы: она находится в эксплуатации 2303 часов после выработки номинального ресурса:

– у футеровки №3: она не заменена, ресурс выработан полностью 16.04.2004 г.

**В. Прогнозируемые даты ремонта (замены) по
ем остальным узлам (деталям).**

Таким образом, программный комплекс «Прогнозирование состояния оборудования» (8) позволяет принимать своевременные решения, обеспечивающие эксплуатацию оборудования в нормальном режиме, а также ежедневно отслеживать простои оборудования, работу, изменения в динамике остаточных ресурсов, осуществлять планирование техосмотров и ремонтов, то есть, в конечном итоге осуществлять компьютерный мониторинг состояния технологического оборудования по состоянию его узлов и деталей.

дыров. Математическое моделирование
ких объектов. – Горный вестник Узбеки-
04, с. 68.

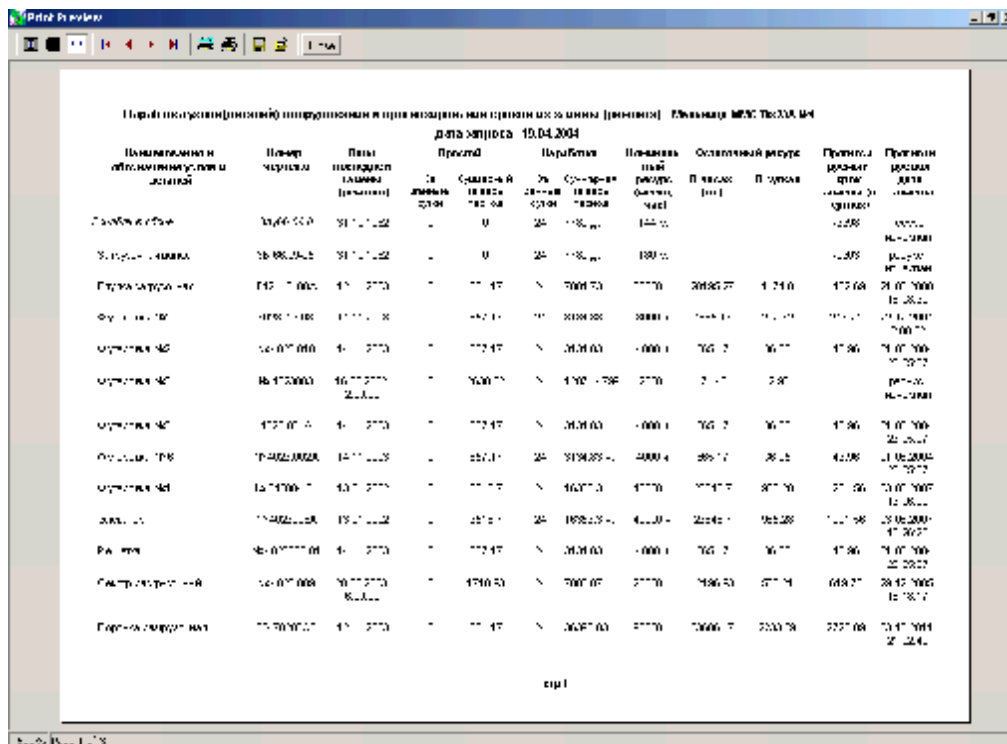


Рис. 3. Фрагмент листинга прогнозирования на ЭВМ состояния узлов (деталей) мельницы ММС-70х23А №1

$$a = y_q - x$$
$$a + y_u^1 + y_u^2 + y_u^3 + \dots + y_u^\kappa \quad (7)$$

$$a + y_u^1 + y_u^2 + y_u^3 + \dots + y_u^k \quad (7)$$

$$(a + y_y^1) \text{ c } t_3$$

$$(a + y_u^1 + y_u^2) \mathbf{c} \, t_3$$

5. Предположим на некотором шаге:

$$(a + y_q^1 + y_q^2 + y_q^3 + \dots + y_q^k) > t_3 \quad (8)$$

$$b = y_y^K - t_3$$

7. Дата замены d_3 определяется из разности:

$$d_3 = y_u^K - b$$

Поясним работу алгоритма на примере

Пусть $x=15$, y – январь

 $t_3 = 100$

v_u- 31

1. $a = y_v - x = 31 - 15 = 16$ дней

2. $(a + y_u^1) = 16 + 28 = 44 \text{ дней} < t_3$

$$(a + y_u^1 + y_u^2) = 16 + 28 + 31 = 75 \text{ дней} < t_s$$
$$(a + y_u^1 + y_u^2 + y_u^3) = 16 + 28 + 31 + 30 = 105 \text{ дней} > t_3$$

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ УГЛЕРОДИСТЫХ РУД

Шамин В.Ю., директор ГМЗ-3; Эргашев У.А., зам. главного инженера ГМЗ-3; Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

В соответствии с принятой классификацией [1, 2] углеродистые золотосодержащие руды относятся к

стороженных Кокпатас и Даугызтау. Предварительно руды измельчали до класса - 0,074 мм (80 %).

В табл. 1 приведена кинетика цианидного выщелачивания золота из двух проб шихты этих руд, взятых в соотношении 1:1, с различным исходным содержанием золота и углеродистых веществ ($C_{орг}$).

Как видно из результатов табл. 1, выщелачивание золота из руд заканчивается за четыре часа, затем происходит повышение содержания золота в твердой фазе. Это объясняется наличием в руде природных сорбентов – углеродистых веществ, способных поглощать растворенное золото. Для доказательства этого положения из руды были выделены крупные частицы углеродистого вещества. Выделенное углеродистое вещество измельчили до класса -0,1 мм и проанализировали на $C_{орг}$, содержание которого составило 10,5 %.

С использованием выделенного углеродистого вещества изучали кинетику сорбции золота из цианидных растворов с исходной концентрацией золота 0,85 мг/л, NaCN-250 мг/л и pH=10,5.

Как видно из результатов, представленных в табл. 2, равновесие в системе раствор – углеродистый сорбент наступает через четыре часа, при этом емкость последнего по золоту составляет 22 мг/кг.

Полученные данные позволяют сделать вывод о том, что в существующем процессе цианидного сорбционного выщелачивания для предотвращения сорбции растворенного золота углеродистыми веществами, необходимо сократить время предварительного цианирования (сократить число пачуков). Для подтверждения этого положения были проведены лабораторные исследования в пачуках с различным временем предварительного цианирования и сорбции; при этом суммарное время процесса составляло 18 ч.

Таблица 1

Кинетика цианидного выщелачивания золота из шихты руд.
Концентрация NaCN- 250 мг/л, Т:Ж=1:2, pH=10,5

Время, ч	Проба № 1, Au=2,3 г/т, $C_{орг}=0,2\%$		Проба № 2, Au=1,8 г/т, $C_{орг}=0,3\%$	
	Остаточное содержание Au, г/т	Извлечение, %	Остаточное содержание Au, г/т	Извлечение, %
1,0	1,13	51,5	1,03	43,4
2,0	1,03	55,8	0,97	46,1
3,0	0,99	57,5	0,84	53,8
4,0	0,88	62,2	0,80	56,0
5,0	0,93	60,1	0,86	52,7
6,0	0,96	58,8	0,88	51,7
7,0	0,96	58,8	0,88	51,7

упорному типу руд.

Таблица 2

Кинетика сорбции золота углестым веществом

Время сорбции, ч	Концентрация Au в растворе (мг/л) при расходе углеродистого сорбента	
	10 г/л	20 г/л
0	0,85	0,85
0,5	0,80	0,71
1,0	0,79	0,67
1,5	0,69	0,65
2,0	0,67	0,63
3,0	0,65	0,60
4,0	0,63	0,58
5,0	0,63	0,58
6,0	0,63	0,58

Наличие определенных запасов углеродистых золотосодержащих руд на месторождениях Кокпатас и Даугызтау является одним из серьезных факторов, сдерживающих рост добычи золота, поскольку существующая технология цианидного сорбционного выщелачивания не обеспечивает требуемых показателей по извлечению.

Поэтому совершенствование существующей технологии переработки углеродистых руд является актуальной задачей.

Лабораторные исследования по цианидному выщелачиванию золота из руд проводили в термостатированном реакторе с мешалкой, а по сорбционному выщелачиванию – в лабораторных пачуках. Исследования проводили на рудах ме-

Таблица 3

Сравнительные данные по выщелачиванию золота.
Исходное содержание Au-1,82 г/т, NaCN-250 мг/л, Т:Ж=1:2, pH=10,5

Опыт №	Время процесса, ч		Показатели процесса	
	Предварительное цианирование	Сорбция	Остаточное содержание Au, г/т	Извлечение, %
1	6	12	0,56	69,25
2	3	15	0,47	74,18
3	0	18	0,44	75,82

Как видно из результатов табл. 3, сокращение вре-

Таблица 4

Результаты промышленных испытаний

Исходное содержание Au в руде, г/т	Содержание Au в хвостах, г/т		Извлечение Au, %	
	1-я цепочка	2-я цепочка	1-я цепочка	2-я цепочка
<i>I-й этап: 1-я цепочка-6+12; 2-я цепочка- 2+12</i>				
1,62	0,57	0,41	64,8	74,7
1,95	0,52	0,51	73,3	73,8
1,91	0,73	0,64	61,8	66,5
2,24	0,94	0,86	58,0	61,6
1,98	0,69	0,63	65,2	68,2
2,35	0,67	0,64	71,5	72,8
2,57	0,85	0,77	66,9	70,0
2,22	0,83	0,75	62,6	66,2
<i>II-й этап: 1-я цепочка-6+12; 2-я цепочка- 1+12</i>				
2,21	0,86	0,79	61,1	64,3
1,97	0,78	0,77	60,4	60,9
1,50	0,72	0,69	52,0	54,0
1,85	0,63	0,61	65,9	67,0
2,27	0,92	0,89	59,5	60,8

мени предварительного цианирования с 6 до 0 ч, позволяет заметно увеличить извлечение золота.

Большой набор статистического материала, полученный при выщелачивании углеродистых руд с различным исходным содержанием Au и $C_{орг}$, подтвердил эти результаты и позволил перейти к промышленным испытаниям.

Промышленные испытания проводили в цехе сорбции ГМЗ-3, сравнивая показатели работы двух

параллельно работающих технологических цепочек цианидного сорбционного выщелачивания. Первая цепочка работала по существующей технологии, предварительное цианирование осуществляли в шести пачуках (с 1-го по 6-ой по ходу пульпы), сорбцию – в двенадцати последующих пачуках (с 7-го по 18-ый). Вторая цепочка работала по усовершенствованной технологии – с сокращенным временем предварительного цианирования, для чего процесс цианирования осуществляли в двух пачуках (с 5-го по 6-ой), сорбцию – также в последующих двенадцати пачуках. На втором этапе промышленных испытаний время предварительного цианирования было еще сокращено до пребывания пульпы в одном (6-ом) пачуке. Результаты промышленных испытаний приведены в табл. 4.

Результаты промышленных испытаний подтвердили выводы, сделанные на базе лабораторных исследований. При извлечении золота из углеродистых руд сокращение времени предварительного цианирования приводит к повышению извлечения золота. Оптимальным следует считать проведение предварительного цианирования в двух пачуках.

Список литературы:

1. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. и др. *Металлургия благородных металлов* - М.: *Металлургия*, 1987, с. 87
2. Ладейщиков В.В. *Извлечение золота из упорных руд и концентратов* - М.: *Недра*, 1968, с. 202.

УДК 669.046

© Хасанов А.С. 2004 г.

ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЖИДКИХ ШЛАКОВ И ШТЕЙНОВ

Хасанов А.С., декан Алмалыкского ГМФ НГГИ, канд. техн. наук

Существующие учебники и опубликованные статьи по теории металлургических процессов содержат необходимые сведения по основным свойствам жидких продуктов металлургии меди (штейнов и шлаков). Однако изложение этих свойств бессистемно. Поэтому в Алмалыкском горно-металлургическом факультете НГГИ под руководством кандидата технических наук Санакулова К.С. проведена систематизация свойств штейнов и шлаков.

Физические свойства расплавов непосредственно влияют на основные параметры пирометаллургических процессов и определяют особенности конструкции и эксплуатации оборудования. Физические свойства расплавов (F) являются функциями состава исследуемой фазы (X_{ij}) и внешних параметров, определяющих состояние системы, как правило P , T . Эти свойства отражают структуру расплава т.е. являются структурно-чувствительными свойствами. Под физическими свойствами жидкой фазы следует понимать также её свойства, которые не связаны с изменением её веществ-

венного состава или химических свойств или связаны в незначительной степени.

Различия между физическими и химическими свойствами довольно условны, так как физические свойства являются функциями химического состава.

Связь между физическими свойствами и химическим составом довольно сложна и в большинстве случаев не поддается теоретическому расчету, поэтому для её определения, как правило, используются экспериментальные методы.

Физические свойства (F_l) могут относиться как к одной фазе (j):

$$F_l = F_l(X_{ij})$$

где l - индекс свойств, так и к межфазному взаимодействию в отсутствии материального обмена между фазами:

$$F = F(X_{ij=1} X_{ij=2} \dots X_{ij=n})$$

Практическое значение имеют физические свойства, характеризующие взаимодействие двух фаз: межфазные натяжения, параметры двойного электрического слоя и т.п.

Если j -ая фаза состоит из m компонентов, т.е. ($i = 1, 2, \dots, m$), то в случае выполнения условия:

$$F(X_{ij}) = \sum_{i=1}^{i=m} X_{ij} F_i,$$

$$\sum X_{ij} = 1$$

где F_i - аналогичное свойство i -го компонента свойства F , являющееся аддитивным по отношению к своему компонентному составу.

Для установления аддитивности необходим правильный выбор способа выражения величины свойства и его размерности. Например, в ряде случаев плотность жидких шлаков является аддитивной по отношению к плотности входящих в них компонентов, в случае если эти плотности представлены в виде мольных объемов при соответствующей размерности.

Условия аддитивности можно также записать в виде:

$$\frac{\partial F(X_{ij})}{\partial X_{ij}} = F'_{ij} = C, C = \text{const}$$

В большинстве случаев аддитивность не соблюдается.

Важнейшими свойствами являются: зависимость агрегатного состояния от температуры, плотность, вязкость, поверхностные свойства, электропроводность, межфазные свойства, параметры двойного электрического слоя. Эти свойства являются важнейшими, потому что они существенно влияют на технологический процесс и конструкцию используемой аппаратуры. Ими определяются скорость разделения фаз, стойкость огнеупоров, габариты плавильного агрегата, температура процесса и многое другое.

Однако существуют и другие физические свойства, которые можно условно разделить на две группы:

- физические свойства, влияние которых на технологию и аппаратуру известны и величины этих свойств используют в технологических и конструктивных расчетах;
- физические свойства, влияние которых на технологический процесс не установлено, либо отсутствует.

К первой группе относятся такие свойства, как теплофизические (теплопроводность, степень черноты поверхности и т.п.), параметры диффузии, теплосодержания, теплоемкости и т.п.

Ко второй группе относятся: радиоактивность, радиационная проницаемость и параметры взаимодействия с ионизирующим излучением, магнитные свойства, акустические свойства.

Однако, отсутствие сведений о практическом использовании свойств второй группы ещё не говорит о том, что их использование невозможно. Так в литературе имеются сведения о попытках применить акустическую или магнитную обработку для нарушения устойчивости дисперсионных расслаивания и интенсификации процессов укрупнения мелкодисперсной взвеси [1, 2].

В чёрной металлургии разрабатываются системы МГД - сепарации для отделения металла от доменных и мартеновских шлаков [3].

Диаграммы состояния штейновых и шлаковых систем характеризуют их фазовое состояние в каждой заданной точке общего состава. В состав диаграмм состояния входят зависимости от состава температур начала и окончания кристаллизации F_1 и F_2 :

$$F_1 = F^l \text{ (температура на линии ликвидуса),}$$

$$F_2 = F^c \text{ (температура на линии солидуса),}$$

$$F = F(X_i^0)$$

где $\{X_i^0\}$ - множество концентраций компонентов, отражающих исходное состояние системы.

В литературе встречаются диаграммы состояния штейновых шлаковых систем различного состава. Если они приведены в весовых долях (процентах), то они требуют пересчёта в мольные доли для удобства пользования. В случае применения единой системы обозначения используются известные формулы пересчёта. При заданном исходном состоянии можно определить равновесные составы и соотношение жидкой и твёрдой фаз в интервале температур начала и окончания кристаллизации.

Это означает, что по диаграмме состояния можно установить зависимость:

$$M_j = F_j(X_j^0 TP)$$

$$X_{ij} = F_{ij}(X_i^0 TP)$$

Аналитически любую, даже разрывную функцию методами современной математики можно представить в виде набора известных функций, с любой наперёд заданной степенью точности.

Набор известных функций представляет собой аппроксимирующую функцию. Однако пользование классическим математическим аппаратом затруднено из-за большой сложности аппроксимирующих функций для реальных систем. До недавнего времени пользование такими функциями было практически невозможным из-за чисто математических трудностей и сложности вычисления. Поэтому некоторое развитие получило только аналитическое выражение зависимости $F^l \{x_{ij}\}$ для ограниченных областей фазовой диаграммы. Ограничение областей, как правило, проводится по замкнутым контурам, не содержащим внутри фигуративных точек, отвечающих составам эвтектик и линий кристаллизации. В этом случае аппроксимационные формулы значительно проще.

Другой сложностью, не позволяющей зачастую использовать принцип полной аппроксимации, является отсутствие данных по отдельным областям системы.

Поэтому в большинстве случаев до сих пор используются графические методы определения состояния систем: диаграммы состояния. Здесь следует сделать одно существенное предположение. В настоящее время существует огромная база данных в виде диаграмм состояния двойных, тройных и более сложных систем. Развитие современной математики и вычислительной техники позволяет превратить любую графическую информацию в цифровую и обратно. Даже формальным сканированием с чертежа или рисунка без участия пользователя.

Содержащиеся в памяти компьютера диаграммы состояния уже являются записанными в цифровом виде. Развитие цифровых технологий позволяет надеяться, что они в состоянии заменить аналитические мето-

ды аппроксимации и могут быть использованы для выполнения технологических расчётов. При этом пользователь может иметь в своём распоряжении как иллюстративный графический материал, так и возможность его анализа путём компьютерного построения парциальных зависимостей и их графиков по заданным переменным и интервалам.

Анализ диаграммы состояния шлаковых систем позволяет определить состав и соотношение фаз в фазовой ассоциации при кристаллизации шлака, а также оценить температуру плавления (ликвидус) и окончание кристаллизации (солидус). По диаграмме состояния можно определить состав выделенных соединений и эвтектик.

В соответствии с работами школы Н.С. Курнакова по диаграмме плавности можно судить о наличии и в некоторой мере диссоциации химического соединения. Если на бинарной диаграмме плавности линии ликвидус имеет в вершине общую касательную для общих ветвей, то это свидетельствует о почти полной диссоциации соединения в расплавленном состоянии. Если вершина максимума образовалась двумя ветвями линии ликвидус и в ней имеется разрыв производной dT/dX , то это свидетельствует о незначительной дис-

социации. Мерой прочности химических соединений является угол между касательными в точке максимума [4].

Выводы:

1. Существующая база данных по физическим свойствам штейнов и шлаков весьма обширна, однако способ представления данных не удовлетворяет современным требованиям.

2. Существующие математические методы в сочетании с цифровыми технологиями и возможностями современной вычислительной техники позволяют сделать использование этой базы данных в удобной форме формальной операции для ЭВМ.

Список литературы:

1. Хасанов А.С. *Физическая химия медного производства*. Под ред. Санакулова К.С. г. Навои, 2003 г.
2. Шмонин Ю.Б. *Пирометаллургическое обеднение шлаков цветной металлургии*. М.: Металлургия, 1981 г.
3. Ванюков А.В., Зайцев В.Л. *Шлаки и штейны цветной металлургии*. М.: Металлургия, 1964 г.
4. Филиппов С.И. *Теория пирометаллургических процессов*. М.: Металлургия, 1967 г.

УДК 669.046

© Абдурахманов С.А., Холикулов Д.Б. 2004 г.

ОЧИСТКА МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА ОТ МЕДИ

Абдурахманов С.А., декан ХМФ НГИИ, докт. техн. наук; Холикулов Д.Б., старший преподаватель кафедры «Металлургия» ХМФ НГИИ

В Алмалыкском горно-металлургическом комбинате при обогащении медно-молибденовых руд получают медный концентрат, а также медно-молибденовый промпродукт, являющийся основным источником для получения молибдена для Узбекского комбината твердых и жаропрочных металлов (УзКТЖМ). Существующая технология производства молибдена гидрометаллургическим способом рассчитана на переработку только стандартного молибденового концентрата с высоким содержанием молибдена (более 48 %) и низким содержанием ряда примесей.

В настоящее время этот продукт перерабатывается по азотно-кислотной технологии (так как технология предназначена для стандартного концентрата) имея ряд недостатков [1].

Задача создания рациональной, комплексной и безотходной технологии переработки медно-молибденового продукта является весьма актуальной. Цель исследований заключается в разработке экономически и экологически эффективной и безвредной технологии переработки промпродуктов.

Объектом исследований служит медно-молибденовый промпродукт (ММП) Алмалыкского горно-металлургического комбината (АГМК), следующим химическим составом, %: Мо - 26,41; Cu_{об} - 4,7; Cu_{ок} - 0,34; S_{об} - 28,91; As - 0,01; Re - 0,091; H₂O - 0,6; флотомасло - 1,16; Fe - 6,7; Zn - 0,78; C - 2,33; P - 0,11; SiO₂ - 10,4; Mg - 1,9; Ca - 2,1. Как показал фазовый анализ, молибден представлен в основном молиб-

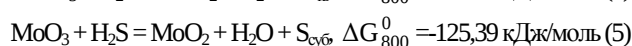
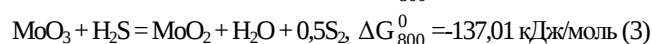
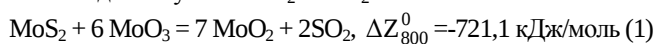
денитом MoS₂ и в незначительном количестве вольфрамитом PbMoO₄.

Очевидно, что основной источник растворяющегося металла – медь и молибден, ассоциированы с сульфидами, что препятствует эффективному выщелачиванию. Крупность продукта составила - 0,074 мм (до 96 %), + 0,074 (до 6 %). Влажность продукта – до 2,41 %.

Термопарообработку медно-молибденового продукта, выщелачивание огарка осуществляли на лабораторной установке [2].

Прежде чем, приступить к лабораторным исследованиям, провели термодинамический анализ возможных протекающих реакций при термопарообработке сульфидного медномолибденового продукта. Расчеты производились по специально разработанной компьютерной программе [3].

Установлено, что сульфид молибдена в присутствии водяного пара окисляется в основном до MoO₂ и в незначительном количестве до MoO₃. MoO₃ вторично взаимодействует с MoS₂ и с H₂S:



Следует отметить, что одной из причин высокого извлечения молибдена при азотнокислотном разложении молибденового сырья является наличие в них флото-масла. От 200 °С начинается улетучивание флото-масла и практически полностью заканчивается при 300 °С.

Начиная с 400 °С CuS разлагается, кроме того, водяные пары разлагают CuS при повышенной темпера-

- 2) стоимость растворителя;
- 3) коррозионное действие растворителя на аппаратуру;
- 4) селективность действия растворителя по отношению к выщелачиваемому продукту.

По предварительным экспериментам [4] для выщелачивания продукта термopарообpаботки медно-молибденового продукта наиболее подходит серная

Таблица 1

Вещественный состав исходного продукта и огарков получающихся при термopарообpаботке медно-молибденового продукта, %

Соединение	Mo _{об}	MoS ₂	MoO ₂	MoO ₃	Cu _{об}	Сульфиды меди	Оксиды меди	Сульфаты меди	Cu _{мет}	Fe _{об}	Сульфиды железа
В исходном	26,41	44,02	-	-	4,7	6,3	0,58	-	-	6,7	12,32
В огарке	35,5	0,88	45,44	1,33	6,32	0,07	7,32	0,05	0,03	9,02	0,05

туре (выше 750 °С):



В зависимости от температуры продолжительности процесса и расхода водяного пара, выход огарка составляет от 64 до 75 %. Материальный баланс, расчеты и химический анализ показывают, что при оптимальной температуре 800 °С удаляется 98,9 % серы.

Особое значение с точки зрения дальнейшей переработки огарка имеют формы нахождения серо- и медьсодержащих соединений. Сера, представленная в

кислота. Серная кислота является хорошим растворителем окисленных медных минералов, при этом растворимость оксидов молибдена незначительна. И еще, серная кислота отличается низкой стоимостью и оказывает сравнительно слабое коррозионное действие на гидрометаллургическую аппаратуру.

Результаты экспериментов (табл. 2) показывают, что при выщелачивании продукта раствором серной кислоты, извлечение меди в раствор в начале достигает ≈ 96,5 %, а затем пропорционально продолжительности процесса падает. Это объясняется, что медь после этого начнет осаждаться в виде CuSO₄. Степень извлечения меди при выщелачивании огарка находится в определенной зависимости от температуры, концентрации серной кислоты, Ж:Т и продолжительности опытов. Определены оптимальные условия выщелачивания медно-молибденового продукта: концентрация серной кислоты 100-150 г/л, температура 70-75 °С, продолжительность 30 минут. В этих условиях степень извлечения меди в раствор составляет 98,5-99 % и молибдена 5-6 %, а выход кека 30 % от веса исходного концентрата.

Кек сернокислотного выщелачивания содержит 0,27 % меди в форме сульфида; молибдена 43,5 %, из них 98-99 % в

форме двуоксида; 1-2 % в форме трехоксида; 0,1-0,5 % в форме сульфида; т.е. очевидно, что оксиды меди полностью перешли в сернокислый раствор, а сульфиды в незначительном количестве остались в твердой фазе.

Сернокислый раствор, полученный при выщелачивании имел pH=5-6 и содержал (г/л): медь – 8÷8,5; молибден – 2,0÷2,5; железо – 5÷5,5; цинк – 0,8÷1. Медь, железо и цинк находятся в растворе в сернокислой форме. Молибден находится в растворе в его наиболее устойчивой шестивалентной форме.

С целью выбора собирателя исследовалась зависимость извлечения ионов меди в «пенку» от pH раствора, расхода собирателя и продолжительности флотации

Таблица 2

Состав осадка и раствора

№ опыта	Концентрация H ₂ SO ₄ , г/л	Продолжительность, мин	Состав раствора, г/л		Состав кека, %	
			Mo	Cu	Mo	Cu
1.	50	10	0,32	3,8	45,3	0,65
2.	50	30	0,56	4,5	44,1	0,37
3.	50	60	0,83	5,3	41,0	0,36
4.	100	10	0,68	6,71	45,1	0,61
5.	100	30	0,92	8,1	43,7	0,36
6.	100	60	1,38	8,34	40,2	0,24
7.	150	10	1,36	7,65	44,6	0,58
8.	150	30	2,16	8,5	43,4	0,27
9.	150	60	2,81	8,63	38,8	0,17
10.	200	10	1,65	8,45	44,2	0,51
11.	200	30	3,16	8,73	39,9	0,25
12.	200	60	3,8	8,9	36,6	0,12

огарке, находится в двух степенях окисления: сульфидная (MoS₂, CuS, CuS₂) и сульфатная (CaSO₄, CuSO₄) (табл. 1).

Термopарообpаботка обеспечивает получение огарков с низким содержанием общей серы (< 1,1 %), что трудно достигнуть при обжиге традиционными методами. Кроме того, в огарке отсутствует CuMoO₄. Это объясняется тем, что CuMoO₄ выше 700 °С разлагается с образованием оксидов меди и молибдена.

При выборе растворителя, для выщелачивания продукта термopарообpаботки, учтены многие факторы, из которых главными являются:

- 1) химическая и физическая природа продукта термopарообpаботки;

для следующих собирателей: амиловый ксантогенат, этиловый ксантогенат, ксантогенат C₇-C₉, изопропиловый ксантогенат и диэтилдиокрбамовой кислоты натрия (ДЭДТКН) (табл. 3).

Как следует из приведенных данных, относительно низкое извлечение ионов получено с амиловым ксантогенатом. Смесь высокомолекулярных ксантогенатов (C_7 – C_9) при флотации дает обильную пену и образуется в жидкую «пенку». Остальные собиратели образуют сухую «пенку» при высоком извлечении ионов меди. Из всех испытаний собирателей наиболее приемлемыми оказались ДЭДТКН. При оптимальном расходе реагентов (от 110 % от стехиометрического) извлечение меди составляет 99,6–100 %.

Исследования показали, возможность использования собирателя ДЭДТКН при ионной флотации меди, молибдена, железа из кислых растворов, полученных при гидрометаллургической переработке продукта термопарообработки медно-молибденового продукта.

Установили, что извлечение меди, молибдена, железа и цинка из раствора происходит в определенном интервале значений pH. Раньше всех флотируется железо (при $\text{pH} \approx 3$); молибден (при $\text{pH} \approx 3,5$); медь (при $\text{pH} \approx 6$); цинк (при $\text{pH} \approx 7-8$). Максимумы извлечения отдельных металлов соответствуют широкому интервалу pH от 3 до 8), однако оптимальное значение pH для железа и молибдена близки между собой.

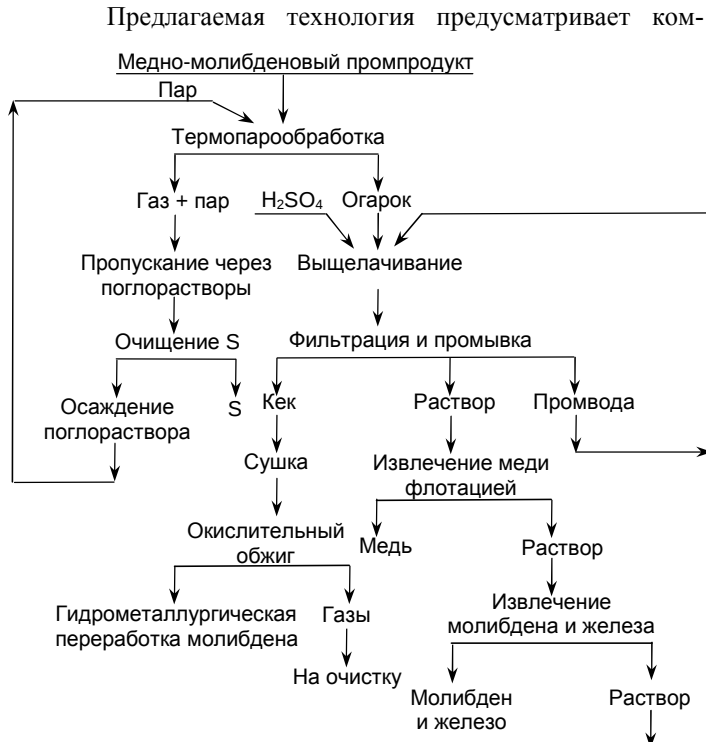


Рис. Рекомендуемая технологическая схема переработки молибденового продукта

Таблица 3

Оптимальный режим флотации ионов меди из серноокислых растворов различными собирателями

Собиратели	pH	Расход собирателя, в % от стехиометри- ческого	Продолжительность флотации, в мин.	Извлечение, в %
Амиловый ксантогенат	2-3	130	10	96,0
Этиловый ксантогенат	5-6	125	10	98,0-99,0
Ксантогенат C ₇ -C ₉	3-4	130	10	98,0
Изопропиловый ксантогенат	5,0	140	12	99,0-99,2
ДЭДТКН	6	110	10	99,2-99,8

На основании проведенных исследований рекомендуется следующая технологическая схема переработки сульфидных медно-молибденовых продуктов (рис.).

либденового продукта от меди и повышение ее качества, при этом медь извлекается в отдельный продукт.

Список литературы:

1. Абдурахманов С.А., Холикулов Д.Б. Комплексная переработка медно-молибденового сырья. «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». Материалы первой международной конференции. Москва, 16-18 сентября 2002 г. – М.: Изд-во РУДН. С. 144-145.
2. Абдурахманов С.А. Разработка и усовершенствование технологии извлечения золота и серебра из труднообогатимых руд. Автореферат докт. дисс. на соис. докт. тех. наук. Навоий 1997.
3. Абдурахманов С.А., Холикулов Д.Б., Курбонов Ш.К., Кутбиддинов Б.А. Механизм окисления сульфидов, входящих в состав медно-молибденового продукта, при термопарообработке. Цветная металлургия. 2003, № 2, с. 22-26.
4. Абдурахманов С.А., Холикулов Д.Б. Растворимость меди и молибдена при выщелачивании продуктов термопарообработкой медно-молибденового продукта. Международная научно-практическая конференция «Инновация-2002». Сборник научных статей. Ташкент. 2002. С. 144-146.

плексную переработку продуктов, включающую: очистку от серы и флото-масла, окисления основных сульфидов (молибдена, меди, железа, цинка, свинца), выщелачивание серно-кислыми растворами, разделение фаз фильтрацией, извлечение металлов из сернокислых растворов методом ионной флотации.

Таким образом, рекомендуемая технология, обеспечивает очистку меди и повышение ее качества в отдельный продукт.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ЧАДАКСКОЙ ЗИФ

Ахмедов Х., зав. лабор. обогащения ИМП, канд. техн. наук; Попов Е.Л., зав. ОТПМС ИМП, канд. техн. наук; Хайдаров А.А., инженер ИМП

Продукты технологического передела руд, представляющие собой, так называемые, техногенные месторождения, являются дополнительными источниками получения полезных компонентов, так как в них ежегодно складываются значительные запасы ценных металлов.

После извлечения из хвостов ценных компонентов остаются большие массы тонко измельченного материала, который зачастую можно использовать в качестве строительного материала. Техногенные месторождения могут и должны использоваться как источник получения дополнительных количеств металлов, хранение которых в невостребованном состоянии крайне нерационально (рис. 1, 2, табл. 1, 2).

На Чадакской ЗИФ руда измельчается до 85 % класса - 0,074 мм и затем подвергается цианированию по иловому процессу. Извлечение золота варьирует в пределах 75-94,6 %, серебра 36,7-67,7 %.

На хвостохранилище № 1 фабрики находится примерно 3,2 млн т хвостов. Среднее содержание в них золота 0,4 г/т, серебра - 7,3 г/т.

Технологические исследования проводились на пробах № 1 и № 2 лежалых хвостов, отобранных на хвостохранилище № 1. Содержание благородных металлов в пробах составило (в г/т): проба № 1 - 0,36 и 15,8; проба № 2 - 0,3 и 16,2 - золота и серебра, соответственно. Кроме благородных металлов, ценными компонентами хвостов могут считаться оксиды железа, шеелит и силикатная часть хвостов для использования в строительной и керамической промышленности.

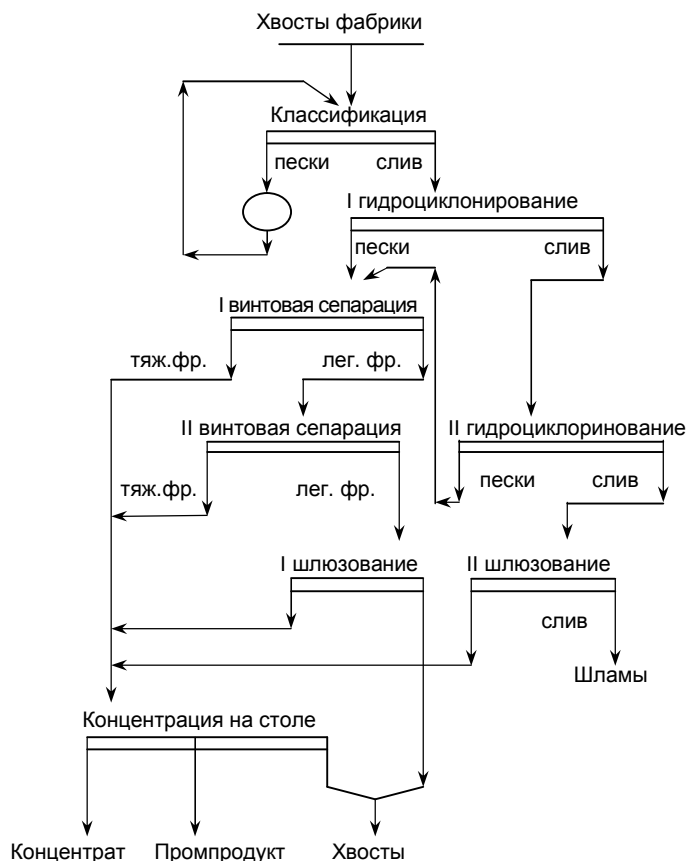


Рис. 1. Рекомендуемая гравитационная схема обогащения лежалых хвостов Чадакской ЗИФ

Таблица 1

Результаты гравитационного обогащения лежалых хвостов Чадакской ЗИФ

Продукты обогащения	Вы- ход, %	Содержание,						Извлечение, %					
		г/т			%								
		Au	Ag	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	WO ₃	S _{сульф}	Au	Ag	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	WO ₃	S _{сульф}
Проба № 1													
Концентрат	3,2	5,86	177,0	66,2	4,39	0,19	3,59	52,11	35,85	25,22	2,24	30,4	47,33
Промпродукт	1,8	1,56	30,81	16,2	5,78	0,05	0,48	7,8	3,51	3,47	1,66	4,5	3,56
Хвосты	26,0	0,21	11,96	8,2	6,14	0,01	0,14	15,17	19,68	25,38	25,4	13,0	15,0
Шламы	69,0	0,13	9,38	5,59	6,43	0,015	0,12	24,92	40,96	45,93	70,68	52,1	34,11
Проба № 1	100,0	0,36	15,8	8,4	6,28	0,02	0,24	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Проба № 2													
Концентрат	3,0	5,44	203,7	67,83	5,05	0,20	2,64	54,40	37,72	14,7	2,3	33,33	47,85
Промпродукт	2,4	1,45	28,7	33,04	6,1	0,05	0,49	11,60	4,25	5,73	2,22	6,67	7,1

Основными рудными минералами в пробах являются оксиды железа (гематит, гетит и магнетит), пирит, арсенопирит и сульфиды цветных металлов. Нерудная

часть представлена кварцем, полевыми шпатами, карбонатами, хлоритом, эпидотом и пироксеном.

Согласно рациональному анализу золото представ-

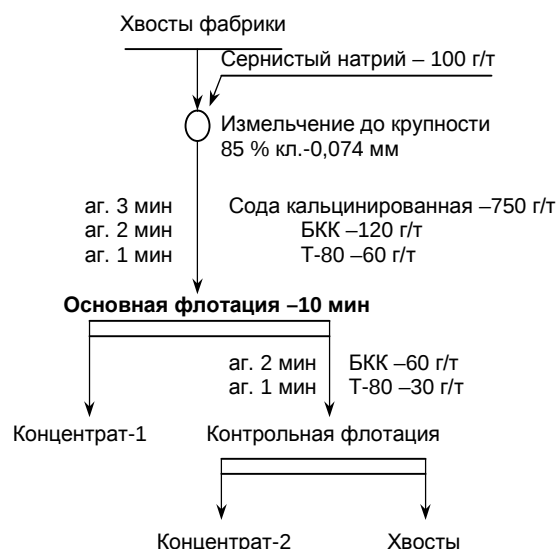


Рис. 2. Схема флотации лежалых хвостов фабрики в оптимальных условиях

лено на 62,4-73,6 % цианируемыми формами, часть его связана с пиритом и арсенопиритом 13,2-31,3 % и минералами породы 6,3-13,2 %.

По данным минералогического анализа основными концентраторами золота являются оксиды и сульфиды железа.

Фазовым анализом установлено, что в изученных пробах железо находится преимущественно в виде гематита, доля которого в пробе № 1 составляет 42 %, в пробе № 2 44,8 %. Железо присутствует в виде гидроксида 10,55-12,8 %, карбонатов и легкорастворимых силикатов 19,83-25,87 %, магнетита 10,89-15,42 %. В небольших количествах установлено железо труднорастворимых силикатов 4,0-5,46 %, карбонатов 1,62-1,68 % и сульфидов (пирит и арсенопирит) 1,47-3,57 %.

По результатам проведенных испытаний для переработки хвостов Чадакской ЗИФ рекомендуется гравитационная схема (рис. 1), включающая классификацию в гидроциклонах (желательно короткоконусных) с доизмельчением песковой части и последующее обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах с перемешкой чернового концентрата на концентрационном столе. Результаты гравитационного обогащения лежалых хвостов Чадакской ЗИФ приведены в табл. 1.

По рекомендуемой схеме выделены концентраты с выходом 3-3,2 %, содержащие 5,44-5,86 г/т золота, 177,0-203,7 г/т серебра, 66,2-67,83 % Fe_2O_3 ; 4,39-5,05 % Al_2O_3 ; 0,19-0,2 % WO_3 при извлечении перечисленных компонентов 52,11-54,4; 35,85-37,72; 14,7-25,22; 2,24-2,3; 30,4-33,33 %. При этом хвосты гравитации содержат 0,1-0,13 г/т золота и 9,0-9,38 г/т серебра.

По флотационной схеме получен концентрат с выходом 5,2-6,2 %, содержащий 4,13-4,43 г/т золота и 140,0-156,6 г/т серебра при извлечении металлов 71,56-78,56 и 50,26-54,25 %, соответственно.

Исходные хвосты необходимо измельчать до 85 % кл. -0,074 мм. Флотация хвостов дает более высокое извлечение благородных металлов, чем гравитация, но при этом необходимы флотореагенты (в г/т): сода - 750, сернистый натрий-100, БКК (бутиловый ксантогенат калия)-180 и вспениватель Т-80 - 90 (рис. 2). Результаты опытов флотации приведены в табл. 2.

Как следует из табл. 2, при флотации хвостов фабрики с бутиловым ксантогенатом и Т-80 можно получить продукты, содержащие 4,13-4,43 г/т золота и 140,0-156,6 г/т серебра, при извлечении металлов 71,56-78,56 и 50,26-54,25 % соответственно.

При магнитной сепарации концентратов и хвостов винтовых сепараторов выделяются бедные по содержанию железа магнитные фракции, содержащие 21,6-25,6 % Fe_2O_3 для пробы № 1 и 34,56-47,94 % Fe_2O_3 для пробы № 2 при извлечении его 36,19-82,2 % (№ 1) и 10,65-49,73 % (№ 2). Дальнейшие испытания магнитной сепарации нецелесообразны.

Прямое цианирование исходных хвостов фабрики без доизмельчения позволяет извлечь в раствор 62,5-68,4 % золота и 36,4-37,5 % серебра.

Таблица 2

Результаты опытов флотации лежалых хвостов Чадакской ЗИФ

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Проба №1 в открытом цикле					
Концентрат	5,0	5,42	162,0	75,28	50,94
Промпродукт	3,5	0,98	30,0	9,53	6,6
Хвосты	91,5	0,06	7,38	15,25	42,46
Проба №1	100,0	0,36	15,9	100,0	100,0
Проба №1 в замкнутом цикле					
Концентрат	6,2	4,43	140,0	78,58	54,25
Хвосты	93,8	0,08	7,8	21,44	45,75
Проба №1	100,0	0,35	16,0	100,0	100,0
Проба №2 в открытом цикле					
Концентрат	4,5	5,04	172,1	70,9	46,38
Промпродукт	3,6	0,8	42,0	9,0	9,05
Хвосты	91,9	0,07	8,1	20,1	44,57
Проба №2	100,0	0,32	16,7	100,0	100,0
Проба №2 в замкнутом цикле					
Концентрат	5,2	4,13	156,6	71,6	50,26
Хвосты	94,8	0,09	8,5	28,44	49,74
Проба №2	100,0	0,3	16,2	100,0	100,0

При доизмельчении песковой фракции хвостов до крупности 85 % кл. -0,074 мм извлечение золота можно повысить до 84,4-86,85 %; серебра до 68,5-63,6 %.

Из гравиконцентратов после их доизмельчения извлекается цианированием 75,5-77,5 % золота и 88,5-88,6 % серебра.

Для извлечения минералов вольфрама из чернового гравиконцентрата с содержанием 0,2 % WO_3 необходима наработка (более 50 кг) такого концентрата с целью обеспечения исходным материалом опытов по флотации шеелита.

Хвосты гравитационного обогащения исходных хвостов согласно литературным данным могут быть использованы для производства силикатного кирпича.



ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ХВОСТОХРАНИЛИЩА ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА И МИКРОБНАЯ ТРАНСФОРМАЦИЯ ЦИАНИДОВ

Пулатова О.М., старший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; Куканова С.И., руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; Лильбок Л.А., зав. лабораторией технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; Музафаров А.М., ведущий инженер ЦНИЛ НГМК; Саттаров Г.С., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. физ.-техн. наук; Кутлиев Д.К., зав. лабораторией Института микробиологии АН РУз, докт. биол. наук

Развитие производительных сил общества, создание современной промышленности привело к загрязнению окружающей среды. Известный эколог Одум отмечал, что человек сейчас больше берет, нежели отдает [1]. И это несоответствие возросло настолько, что угрожает нарушением баланса в природе, т.к. количество токсических соединений, поступающих в окружающую среду, значительно превосходит способность природы к самоочищению. Возникает опасность миграции токсикантов, происходит циркуляция этих соединений в биосфере и нарушение экологического равновесия.

Ярким примером накопления токсикантов являются отходы горно-металлургических производств, складываемых в хвостохранилищах и содержащие в отвальных хвостах комплексные соединения цианидов с различными металлами.

Обследование одного из таких хвостохранилищ, расположенного в Западном Узбекистане показало, что в отвальных хвостах, по данным Института ядерной физики АН РУз, выявлены зоны концентрирования золота, серебра, вольфрама, мышьяка, железа, а также зоны сильного цианидного загрязнения. Музафаровым А.М. и др. определено влияние техногенных элементов (Au, As, Sb, W, Mo, CN) в районе переработки золото-содержащих руд месторождения Мурунтау (карьер, отвалы, хвостохранилище) и были изучены формы нахождения ряда элементов в твердой фазе хвостовой пульпы. Показана миграция ионов тяжелых металлов в подземных водах в районе хвостохранилища [2].

Помимо вышеперечисленных соединений в отвальных хвостах и прудковой воде содержатся ионы натрия, азот в аммонийной форме, сера присутствует в виде сульфатов (табл. 1).

Настоящая работа посвящена изучению микробной миграции цианидов в районе хвостохранилища золотоизвлекательного производства.

3-х точек. Образцы проб, отобранные нами за пределами хвостохранилища, характеризовались высоким значением pH среды - от 8 до 8,3. Очевидно, такие показатели pH среды обнаруживаются вследствие локального загрязнения почвы сбросными пульпами, pH которых составлял 10,5. Значения pH отобранных проб в самом хвостохранилище колебались от 8 до 9,5.

Для выявления микроорганизмов в работе использовали элективные питательные среды: рыбный питательный агар (для выявления гетеротрофных микроорганизмов, растущих на мясном или рыбном экстракте), среда Эшби (для выявления азотфиксирующих и олигонитрофильных микроорганизмов), среды Гильтая и Баалсруда для выделения гетеротрофных и автотрофных денитрификаторов, среда Ваксмана для выделения сероокисляющих микроорганизмов, среда Лондона для тионовых миксотрофов, среда Чапека для выделения микроскопических грибов и бактерий, среда Бейеринка для выявления тиосульфатоокисляющих бактерий, среда Круиффа для выделения роданидоокисляющих микроорганизмов.

Исследование биоценоза хвостохранилища выявило развитие разнообразных физиологических групп микроорганизмов. Известно, что в микробиологических процессах, происходящих в рудах, отвалах, хвостохранилищах принимают участие различные микроорганизмы. Однако ключевая роль в реально происходящих процессах принадлежит ограниченному числу бактерий. До недавнего времени мало внимания уделялось ассоциации органотрофов, входящих в биоценоз рудных микроорганизмов и наиболее часто выявляемых при обследовании хвостохранилищ [3, 4]. В настоящее время показана их роль в разрушении рудных и нерудных минералов, многие из них принимают участие в концентрировании и окислении некоторых металлов, разрушении цианидов в хвостовой пульпе золотых производств [5, 6]. Именно гетеротрофы пре-

обладали при анализе хвостохранилища, проведенного нами в весенне-летний период. Наиболее часто встречались представители родов *Bacillus* и *Pseudomonas*, количество которых превышало экологиче-

ски значимые цифры. Максимально во всех исследуемых пробах выявлялись олигонитрофилы, способные расти на скудных концентрациях органического вещества отвальных хвостов.

Таблица 1

Химический анализ отвальных хвостов и прудковой воды

Наименование проб	pH	Концентрация мг/л,г							
		Na ⁺	K ⁺	Ca ²⁺	Mg ²⁺	NH ₄ ⁺	Cl ⁻	NO ₃ ⁻	Собщ.
Вода из прудка	8,05	1624	416	732	31,7	43	1143,7	5,4	1563,6
Хвосты цианирования	9,25	460	103	495,5	17,8	14	395,4	1,1	801,5

В связи с этим нами были выбраны в соответствии с распространением элементов ключевые точки отбора проб. Образцы почвы в районе хвостохранилища отбирали на глубине 10 см, каждую пробу формировали из

Показано, что в зонах локализации ионов тяжелых металлов доминировали гетеротрофные бактерии и тионовые миксотрофы. Тионовые ацидофильные бактерии выявлялись в единичных количествах лишь в

Полученные данные свидетельствуют о наличии экологической изменчивости чувствительности микроорганизмов к цианидам и их адаптации к определенному содержанию этих ионов в среде обитания.

Таблица 2

Развитие различных групп микроорганизмов в хвостохранилище золотого производства

Ассоциация микроорганизмов	Количество микроорганизмов, кл/гр, мл							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Тиосульфат окисляющие микроорганизмы	$2,5 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	$6 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	-	$2,5 \cdot 10^1$
Миксотрофные микроорганизмы	$6 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^4$	$6 \cdot 10$	$6 \cdot 10$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^2$
Ацидофильные сероокисляющие микроорганизмы	-	$2,5 \cdot 10^3$	-	-	-	-	-	-
Ацидофильные железоокисляющие микроорганизмы	-	$2,5 \cdot 10^3$	-	-	-	-	-	-
Нитрифицирующие микроорганизмы	-	-	-	-	-	-	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10$
Сульфатредуцирующие микроорганизмы	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^2$	$6 \cdot 10^2$	-	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	-
Роданидоокисляющие микроорганизмы	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	$6 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^3$
Микроорганизмы, растущие на мясном экстракте	$3,3 \cdot 10^3$	$7 \cdot 10^2$	$8,5 \cdot 10^3$	$5,6 \cdot 10^3$	$1,1 \cdot 10^3$	$4 \cdot 10^3$	$7,5 \cdot 10^4$	-
Денитрификаторы	$2,5 \cdot 10^1$	$6,0 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^2$	$2,5 \cdot 10^4$	$2,5 \cdot 10^4$	$3,5 \cdot 10$
Олигонитрофилы	$4,1 \cdot 10^3$	$7,0 \cdot 10^3$	$5,3 \cdot 10^3$	$2,2 \cdot 10^3$	-	$3,7 \cdot 10^4$	$1,5 \cdot 10^4$	$1,3 \cdot 10$

1 - зона загрязнения цианидами; 2 - зона загрязнения мышьяком; 3 - зона накопления вольфрама; 4 – прудок; 5 – зона свежих хвостов; 6 - проба за пределами хвостохранилища, загрязненная остаточными концентрациями цианидов; 7 - проба за пределами хвостохранилища; 8 - цианистый сток

местах с повышенным содержанием железа и мышьяка. Во всех анализируемых пробах присутствовали роданидоокисляющие бактерии (табл. 2).

Из отвалных хвостов и свежей хвостовой пульпы нами были выделены микроорганизмы, обладающие различной степенью устойчивости к ионам металлов и цианидов в среде. Чувствительность бактерий к металлам и цианидам является важным критерием оценки их роли в биогенной миграции элементов и трансформации цианидов, показателем степени их адаптации к неблагоприятным факторам окружающей среды.

Изучение развития выделенных нами бактерий в модельных опытах на средах с различными концентрациями цианидов показало, что штаммы *Bacillus cereus* и *Bacillus subtilis*, полученные из зон с малыми концентрациями цианидов были резистентными к 10-15 мг/л цианидов, а штаммы этих же бактерий, выделенные из зоны сильного цианидного загрязнения показали устойчивость к 25-35 мг/л. Бактерии *B.cereus* и *B.subtilis*, выделенные из проб, отобранных за пределами хвостохранилища менее всех способны расти на средах с цианидами. Все вышеперечисленные концентрации не подавляли рост штаммов, изолированных из свежей хвостовой пульпы. В экстремальных условиях эти концентрации сдвинуты в сторону более высоких значений (45 мг/л).

Из зон локального загрязнения были выделены бактерии *B. cereus* и *B. subtilis* с максимальной для природных штаммов устойчивостью. Для определения их способности деструктировать цианиды были проведе-

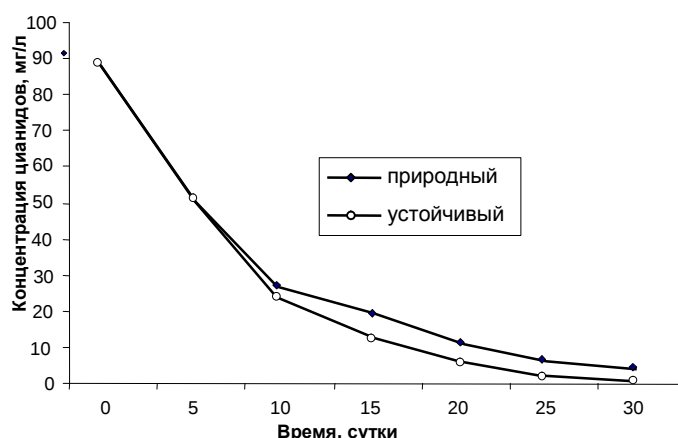


Рис. Деструкция цианидов природным и устойчивым штаммами *Bacillus subtilis*

ны лабораторные эксперименты в системе пачуков. В качестве объекта исследований нами была взята хвостовая пульпа золотосодержащих руд Мурунтау. Бактерии вносились в свежую хвостовую пульпу и исход-

ное количество составляло $2,5 \cdot 10^6$ кл/мл. Анализ результатов культивирования бактерий на свежей хвостовой пульпе показал, что природные штаммы способны разрушать цианиды, однако, скорость окисления цианидов более низкая, чем у бактерий *B.cereus* и *B.subtilis*, предварительно адаптированных к ионам циана и различных тяжелых металлов в растворе (рис.).

Обнаружено, что снижение концентрации цианидов в хвостовой пульпе происходит с первых часов культивирования как устойчивых форм бактерий, так и природных. Очевидно, в первые часы в условиях перемешивания процессы химического разложения цианидов преобладали над бактериальными. Однако, впоследствии скорость окислительных процессов у устойчивых культур бактерий заметно увеличивается. При этом у природных штаммов наблюдается незначительное снижение концентрации цианидов. Через 10 часов культивирования бактерий при исходной концентрации цианидов 90 мг/л и рН среды 9,5-10,15 деструкция цианидов устойчивыми культурами бактерий происходила в 2,5 раза быстрее и за 25-30 часов деструкция цианидов в хвостовой пульпе достигала 98,7 %.

Уменьшая внесение органических компонентов в хвостовую пульпу, варьируя различные режимы перемешивания, применяя активные штаммы бактерий-деструкторов цианидов, нам удалось снизить содержание цианидов в хвостовой пульпе до 0,5 мг/л за 18 часов.

Таким образом, полученные данные свидетельствуют о том, что локальное техногенное загрязнение среды (увеличение рН среды, наличие ионов тяжелых металлов и цианидов) изменяет групповую специфич-

Использование электро-сорбционной технологии (ЭСТ) для очистки почв и подземных вод от токсичных

ность развивающейся там микрофлоры за счет преобладания бактерий родов *Bacillus* и *Pseudomonas*, которые являются активными деструкторами цианидов.

Очевидно, что в столь сложных экосистемах этим бактериям отводится важная роль в биогенной трансформации цианидов и концентрировании металлов.

Полученные экспериментальным путем активные штаммы бактерий, устойчивые к комплексу металлов и цианидов в среде способствуют максимальной деструкции загрязнителя. Интродукция их в участки сильного цианидного загрязнения будет способствовать усилению процессов естественного самоочищения и позволит создать сбалансированные экосистемы, в которых токсические соединения не будут накапливаться, а будут разлагаться и рециклироваться.

Список литературы:

1. Одун Ю. Основы экологии. М.: Мир. 1975. с. 549.
2. Музафаров А.М., Самтаров Г.С., Кадиров С., Латышев В.Е. Методы оценки техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду // Горный вестник Узбекистана № 2, 2002.с. 85-89.
3. Илялетдинов А.И., Энкер П.В., Власова З.Г. Разрушение цианидов гетеротрофными бактериями // Труды института вирусологии и микробиологии. АН КазССР. т. 26. 1980. с. 9-19.
4. Сагдиева М.Г., Куканова С.И. Микрофлора Маржанбулакского хвостохранилища и биодеструкция цианистых стоков // Биология и биотехнология микроорганизмов. Ташкент: Фан. 1992. с. 131-136.
5. Boseker K. Bioleaching of non sulfide with heterotrophic microorganism // 8 Int. Biotechnological Symp. Paris 1988 vol.-2 [Paris] 1989, p. 1106-1118.
6. Meyers Paul R. Rawlings Douglas Woods David R. Anneficient cyanide-degrading *Bac.Pumilis* strain // Microbiol. 1991. 137/N6. p. 1397-1400.

УДК 502.55:628.51

© Петухов О.Ф. 2004 г.

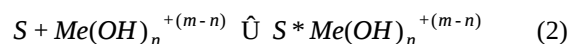
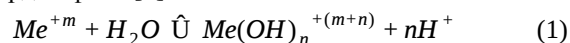
РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ ЭЛЕКТРОДОВ-СОРБЕНТОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ ПОЧВ И ПОДЗЕМНЫХ ВОД

Петухов О.Ф., гл. инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

металлов предполагает создание направленного движения загрязнителей (ионов и частиц) к электродам путём наложения на систему внешнего электрического поля (ВЭП) [1]. При электролизе растворов минеральных солей (NaCl , Na_2SO_4), присутствие которых характерно для почв и подземных вод, происходит изменение рН жидкой фазы с концентрированием ионов H^+ у анода и OH^- ионов у катода. На рис. 1 (кривая 1) показана зависимость изменения рН жидкой фазы в системе почва - 0,01 М раствор Na_2SO_4 . Исследования проводили в лабораторной электролитической ячейке ($400 \times 60 \times 60$ мм), катодом служил стальной, а анодом графитовый стержни, площадью 3 см^2 . Почва - песчаный суглинок - была обработана 0,01 М раствором Na_2SO_4 из расчета 0,5 г/г. Постоянные значения тока, $I = 0,3 \text{ А}$ ($i = 0,1 \text{ А/см}^2$) и напряжения $U = 40 \text{ В}$ ($N = 0,1$

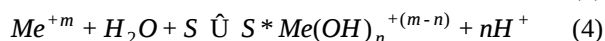
В/см), задавали с помощью источника постоянного тока - «И-150».

Изменение рН водной фазы приводит к двум негативным последствиям. Во-первых, снижается полнота и скорость очистки почв и подземных вод от токсичных элементов. Объясняется это следующим образом. При очистке почв от токсичных металлов, находящихся в катионной форме (Cu^{+2} , Cd^{+2} , Be^{+2} , Ag^{+2} , Sr^{+2} , Hg^{+2} и др.), в щелочной области происходит частичный гидролиз и адсорбция этих металлов на поверхности (S) твердой фазы [2]:



При очистке почв и подземных вод от загрязнителей, находящихся в анионной форме ($[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{-4}$;

[Th (CO₃)₅]⁶⁻ и др.), вследствие разрушения лиганд в кислой анодной области также происходит гидролиз и адсорбция металлов на поверхности твердой фазы [3]:



Во-вторых, изменение pH приводит к образованию уплотнённого экрана в катодной зоне, вследствие коа-

пов или болтов (7) крышка (через прокладку) сверху закрывает капсулу с сорбентом.

В качестве проницаемой мембраны использовали доступный и прочный материал – брезент. В качестве катодов использовали стальные, а в качестве анодов – графитные стрежни. Катоды помещали в капсулы, заполненные известью и (или) бентонитом (соотношение 1:1). Аноды помещали в капсулы, заполненные акти-

Т а б л и ц а

Результаты по очистке почв в лабораторной ячейке
i = 0,1 А/см²; H = 0,1 В/см; τ = 24 ч

№ п/п	Тип почвы	Исходное содержание загрязнителей, мг/кг	Десорбирующий раствор	Формы нахождения загрязнителей	Электроды-сорбенты		Обычные электроды	
					Остаточное содержание, мг/кг	Полнота очистки, %	Остаточное содержание, мг/кг	Полнота очистки, %
1.	Песчаная	Медь - 159,8 Сульфаты-244,3	0,05M AlCl ₃ (pH=3)	Cu ⁺² SO ₄ ⁻²⁺	9,2 14,1	94,2 94,2	29,3 43,9	81,7 81,7
2.	Красный суглинок	Торий-246,8	0,1M Na ₂ CO ₃	[Th(CO ₃) ₅] ⁶⁻	7,5	96,9	31,4	87,3
3.	Дерновоподзолистая	Ртуть - 58,4	0,05M AlCl ₃ (pH=3)	Hg ⁺²	4,5	92,3	17,7	69,7
4.	Каолиновая	Йод - 27,5	0,1M NH ₄ NO ₃	J ⁻	3,0	89,1	9,5	65,5

гуляции коллоидных частиц, перемещающихся за счёт электрофореза от анода к катоду [4].

Для предотвращения изменения pH (устранения кислой анодной и щелочной катодной зон) были разработаны специальные электроды-сорбенты, схема которых представлена на рис. 2.

Основными элементами электрода-сорбента являются электрод (1) и капсула (2), с сорбентом-нейтрализатором (3). В верхней части электрод снабжен гаечным соединением для укрепления токоподводящего провода (5).

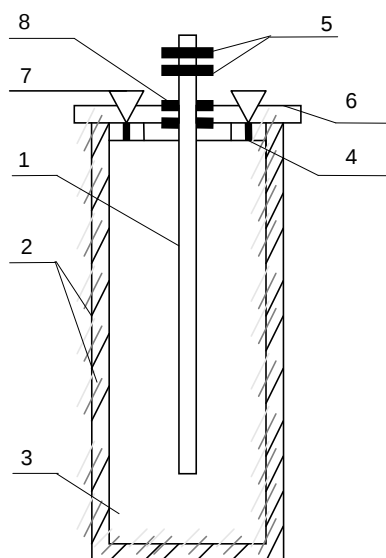


Рис. 2. Электрод-сорбент:
1 - электрод; 2 - капсула из проницаемой мембраны; 3 - сорбент - нейтрализатор; 4 - опорное кольцо; 5 - гаечное соединение для токоподводящих проводов; 6 - крышка; 7 - болты; 8 - крепление

Капсула (2) изготовлена из прочной проницаемой мембраны. В верхней части капсула соединена с кольцом (4). В капсулу загружается сорбент-нейтрализатор (3). Электрод крепится к крышке (6) креплением (8) и помещается в капсулу с сорбентом. С помощью шуру-

вированным углём в H⁺ форме.

Становится понятным, что при наложении ВЭП, образующаяся вблизи катода кислая область будет нейтрализоваться гидроокисью кальция или (и) бентонитом (имеющим щелочную реакцию). Одновременно известь и бентонит осаждают и (или) сорбируют ка-

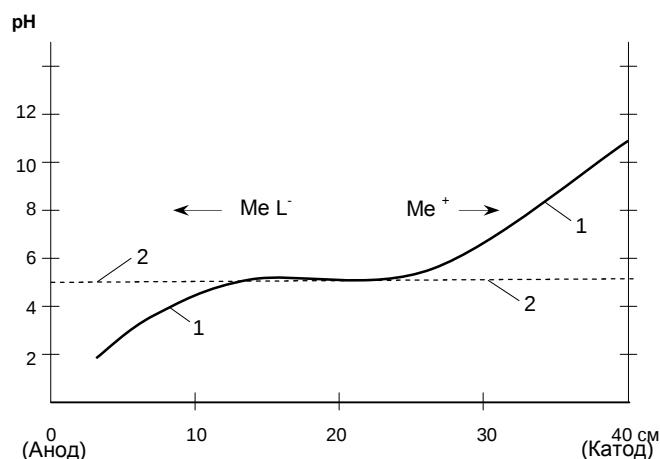


Рис. 1. Изменение pH в системе почва - 0,01 М раствор Na₂SO₄, H = 1 В/см, i = 0,1 А/см², τ = 5 ч:
1 - с использованием обычных электродов;
2 - с использованием электродов-сорбентов

тионы токсичных металлов, движущиеся к катоду, концентрируя их в небольшом замкнутом объеме капсулы. Образующаяся вблизи анода повышенная концентрация OH⁻ - ионов, будет нейтрализоваться ионами H⁺, которыми насыщен активированный уголь. Одновременно активированный уголь является эффективным сорбентом для анионов – загрязнителей, движущихся к аноду.

Как следует из рис. 1 (зависимость 2) при наложении на систему почва – раствор ВЭП и использовании электродов – сорбентов изменение pH жидкой фазы от анода к катоду не происходит. Не наблюдается также образования плотных экранов в катодной зоне.

Лабораторные испытания электродов-сорбентов проводились в указанной электролитической ячейке, снабженной со стороны катода краником с фильтром для отвода избыточной «электроосмотической» жидкости, которую вновь направляли на отмывку почвы.

Для сравнения во всех опытах использовали обычные электроды, имеющую одинаковую площадь с электродами – сорбентами.

В качестве почв использовали почвы, загрязненные в реальных условиях различными производственными растворами или стоками. Отобранные загрязненные почвы перед внесением в ячейку усредняли и анализировали. После окончания заданного времени очистки почву выгружали из ячейки, высушивали, усредняли и также анализировали. Постоянные условия проведения экспериментов: $i = 0,1 \text{ А/см}^2$; $H = 0,1 \text{ В/см}$; $\tau = 24 \text{ ч}$; катод – стальной стержень, анод – графитовый стержень ($S = 3 \text{ см}^2$); катодный сорбент – нейтрализатор – смесь извести и бентонита (1:1); анодный сорбент –

Сложившаяся система технико-экономических

нейтрализатор – активированный уголь в H^+ - форме, удельный расход десорбирующего раствора составлял 0,5 кг/кг почвы. Результаты опытов представлены в табл.

Анализ результатов табл. позволяет сделать вывод о том, что независимо от типа почвы, природы и исходной концентрации загрязнителей, использование электродов-сорбентов при очистке почв и подземных вод методом ЭСТ позволяет существенно повысить полноту их очистки от загрязнителей.

Список литературы:

1. Петухов О.Ф., Груцинов В.А. Электро-сорбционная технология – новое направление рекультивации земель и подземных вод. // Горный вестник Узбекистана № 2, 2000. с. 82-84.
2. Петухов О.Ф., Латышев В.Е., Груцинов В.А. Сорбция тяжелых металлов природными неорганическими минералами. // Горный вестник Узбекистана. – 2002, № 4, с. 24-29.
3. James R.O. The adsorption of aqueous heavy metals on inorganic minerals. // Geochimica and Cosmochimica Acta. – 1977, v. 41, p.p. 1549.
4. Бондаренко Н.Ф. Физика движения подземных вод. Л.: Гидрометеоиздат, 1973, с. 187-192.

климатических условиях должна быть обеспечена на

УДК 622

© Бикүлов А.О. 2004 г.

ПРОГНОЗ ПЫЛЕГАЗОВОГО СОСТАВА ВОЗДУХА В АТМОСФЕРЕ КАРЬЕРА

Бикүлов А.О., инженер по ОТ и ТБ Центрального рудоуправления НГМК

обоснований разработки месторождений базируется на учете технологических факторов и непосредственно связанных с ними экономических параметров, определяющих по известной методологии эффективность освоения месторождений. При этом экологические факторы адекватной оценки не получают не смотря на то, что общепризнана необходимость в разносторонней оценке существующих условий в окружающей среде и их возможных изменений в результате намечаемой разработки месторождений.

Увеличение объемов, интенсивности и глубины горных работ в сочетании с такими метеорологическими факторами, как штиль и температурная инверсия, при которых турбулентный воздухообмен выработанного пространства карьера с окружающей средой затрудняется, неизбежно ведут к сверхнормативному загрязнению атмосферы карьеров. Одновременно обостряется проблема загрязнения окружающей среды пылегазовыми выбросами горных предприятий. Для своевременного принятия мер, обеспечивающих безопасность персонала карьеров и регулирования поступлений пыли и газов в окружающую среду необходима разработка надежных и простых методов прогноза и контроля пылегазового режима карьеров. При этом достоверность и полнота информации о процессах образования, накопления и переноса примесей в конкретных горно-геологических и природно-

весь период отработки месторождения.

Известные методы прогноза мало пригодны для оперативного применения в карьерах, требуют значительных затрат времени на предварительное наблюдение за климатическими явлениями и адаптацию к различным климатическим и горнотехническим условиям. Методы контроля содержания примесей в воздухе представлены широким набором методик и приборного оформления. Однако предложенные для карьеров измерительные станции при обслуживании требуют значительных материальных и трудовых затрат, а разрыв во времени между отбором проб и получением результатов анализов позволяет лишь констатировать свершившийся факт, исключив из практики работы своевременную реализацию решений по активному воздействию на пылегазовую ситуацию. Поэтому усилия необходимо направить на разработку такого комплекса методов прогноза и контроля качественных и количественных параметров атмосферы карьеров, который на основе оперативной информации обеспечит своевременное принятие мер по снижению пылегазовой нагрузки на окружающую среду и персонал карьеров.

Ориентируясь на развитие синоптической ситуации в регионе можно заранее прогнозировать повышенное загрязнение воздуха в карьере в зависимости от легко определяемых метеорологических параметров (давление, температура, влажность, скорость ветра и др.).



ние, температура воздуха, скорость ветра и т.д.) (рис. 1-6). Так, положительный ход температуры свидетельствует о наступлении неблагоприятного, а отрицатель-

жающей среды через влажность воздуха и почвы, количество выпадающих осадков, скорость ветровых потоков, количество и продолжительность штормовых периодов и приповерхностных инверсий. Их учет позволяет правильно выбрать методы снижения загрязненности атмосферы карьера и пылегазовой нагрузки на окружающую среду.

Ветровой режим карьера, влияющий на интенсивность воздухообмена выработанного пространства с окружающей средой, является производной в основном метеорологических условий района расположения и геометрических параметров карьера [2]. Главную роль в его формировании играют скорость и постоянство ветра на поверхности, а также глубина и размеры карьера в плане, определяющие схему проветривания выработанного пространства. Ветровой режим карьера характеризуется относительной скоростью ветра ΔV :

$$DV = \frac{V_{жс}}{V_n},$$

где $V_{жс}$, V_n - значение скорости ветра соответственно в карьере и на поверхности, м/с.

Многочисленными исследованиями установлено, что чем глубже карьер, тем меньше относительная скорость ветра и, естественно, тем больше продолжительность сверхнормативного загрязнения его атмосферы (рис. 1).

Скорость ветра в карьере не остается постоянной и в целом соответствует ее изменениям на поверхности, оказывая значительное влияние на загрязнение атмосферы в выработанном пространстве и вынос примесей в окружающую среду. При этом на запыленность атмосферы помимо внутренних источников оказывает существенное влияние пыль, сдуваемая с бортов карьера и прилегающей территории. Этим объясняется тот факт, что с увеличением скорости ветра на поверхности концентрация пыли в воздухе карьера сначала растет за счет ее привноса входящей струей, а затем уменьшается за счет улучшения воздухообмена (рис. 2, а).

В то же время, при наличии только внутренних источников загрязнения атмосферы, например, в карьере Мурунтау прослеживается четкая закономерность: с

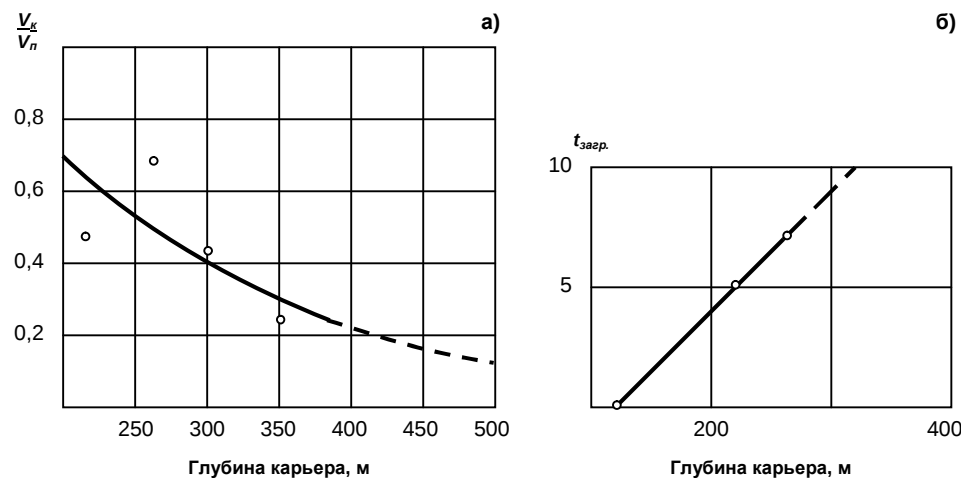


Рис. 1. Зависимость степени уменьшения скорости ветра на дне (а) и увеличения продолжительности $t_{загр}$ сверхнормального загрязнения атмосферы карьера (б) от его глубины ($t_{загр}$ приведена в % к календарному фонду времени)

ный - благоприятного периода в естественном проветривании выработанного пространства карьера [1].

Воздухообмен выработанного пространства глубоких карьеров с окружающей средой определяется совместным действием естественных динамических (ветер) и термических (температурная стратификация) сил. При этом динамические силы в сочетании с геометрическими размерами карьера формируют определенную схему естественного проветривания, а термические – определенное состояние атмосферы. Ухудше-

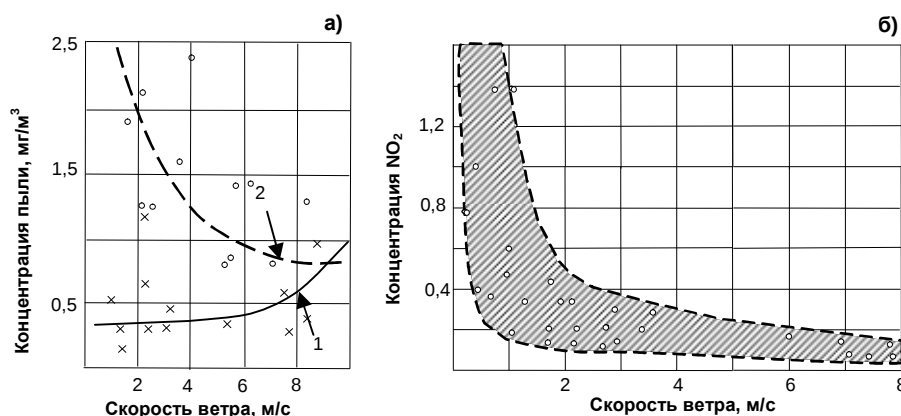


Рис. 2. Зависимость концентрации пыли на входящей 1 и исходящей 2 струе карьера (а) и диоксида азота в его атмосфере (б) от скорости ветра на поверхности

ние воздухообмена выработанного пространства с окружающей средой связано с уменьшением энергии ветровых потоков и возникновением устойчивой стратификации атмосферы. Обобщенное действие динамических и термических сил характеризуется величиной термодинамического градиента.

Климатические условия района расположения карьера влияют на загрязнение его атмосферы и окру-

увеличением скорости ветра концентрация двуокиси азота в воздухе уменьшается (рис. 2, б).

Интенсивность пылевыведения карьером с увеличением скорости ветра также возрастает, но до определенного предела, после которого она стабилизируется (рис. 3).

Для каждого карьера существует минимальная скорость ветра на поверхности, при которой воздухообмен

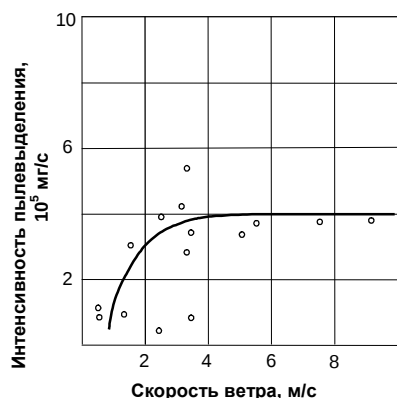


Рис. 3. Зависимость интенсивности пылевыведения карьером от скорости ветра

выработанного пространства с окружающей средой ухудшается настолько, что в атмосфере карьера в целом или в его отдельных зонах начинают накапливаться примеси. В частности, для карьера Мурунтау (глубина около 450 м, размеры по поверхности 2,5×3,5 км) сверхнормативное загрязнение атмосферы возникает при скорости ветра на поверхности менее 4,5 м/с вдоль длинной и менее 5,5 м - вдоль его короткой оси.

Термический режим карьеров формируется в результате взаимодействия температурных полей воздушной среды и горных пород. При передаче тепла от горных пород к воздуху его температура над дном карьера повышается, что способствует выносу примесей конвективными потоками, а при передаче тепла от воздуха к горным породам охлажденный воздух за-

держивается внутри карьера и тем самым способствует развитию внутрикарьерной инверсии.

Для характеристики термического режима карьера используется средний температурный градиент Dt в слое воздуха «поверхность-дно»:

$$Dt = \frac{100(t_d - t_n)}{H_k},$$

где t_d , t_n - температура воздуха соответственно на дне и поверхности карьера, град.;

H_k - глубина карьера, м.

Определенное по этой формуле значение температурного градиента показывает на сколько градусов изменяется температура воздуха в карьере при опускании на 100 м от поверхности. При значениях этого градиента более 0° в выработанном пространстве карьера развит турбулентный воздухообмен, идет интенсивное перемешивание воздуха и рассеивание примесей. Уменьшение температурного градиента до 0° и ниже свидетельствует о переходе атмосферы к изотермическому или инверсионному состоянию, в результате чего турбулентные процессы затухают, вынос примесей из карьера резко сокращается или прекращается вовсе - выработанное пространство «запирается» задерживающим слоем воздуха. Поэтому с точки зрения накопления примесей в атмосфере карьера наиболее неблагоприятное положение связано с возникновением внутрикарьерных инверсий.

Влияние концентрации производства на поступление пыли и газов в атмосферу карьеров и окружающую среду неоднозначно. В частности, анализ производственной деятельности железорудных горно-обогатительных комбинатов с открытым способом разработки свидетельствует о том, что с увеличением мощности предприятий по руде удельная землеемкость уменьшается (рис. 4, а), при соответствующем уменьшении поступления пыли в атмосферу с нарушенной земной поверхности. Однако укрупненные расчеты, выполненные для 17 крупнейших железорудных карьеров [3], свидетельствуют о прямой зависимости поступления пыли и газов в атмосферу карьеров и окружающую среду от извлекаемых из недр объемов горной массы (рис. 4, б).

Поэтому чрезмерное сосредоточение производства на локальных территориях приводит к появлению значительных по размерам зон, в которых уровни загрязнения вредными веществами превышают предельно допустимые концентрации во много раз.

Существенное влияние на пылегазовые выбросы в атмосферу оказывает карьерный транспорт. Например, для железорудных карьеров с авто-

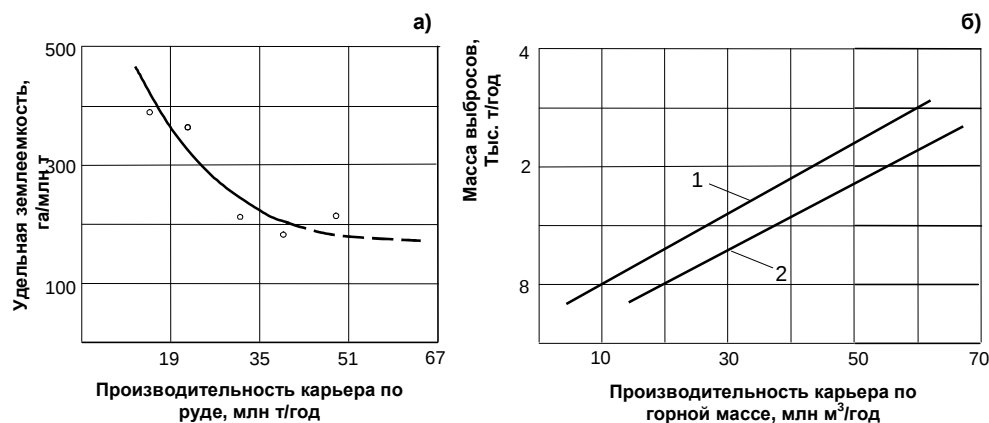


Рис. 4. Зависимость землеемкости (а) и массы пылегазовых выбросов (б) от производительности карьера:

1, 2 соответственно при автомобильном и железнодорожном транспорте

мобильным и железнодорожным видами транспорта в качестве основного (более 75% перевозимой горной массы) зависимости объемов выбросов от их производительности по горной массе описываются соответственно уравнениями [4]:

$$M_a = 449Q + 3485;$$

$$M_{жс} = 429Q + 122,4,$$

где M_a , $M_{жс}$ - суммарная масса выбросов пыли и газов в атмосферу карьеров и окружающую среду при автомобильном и железнодорожном транспорте, тыс. т/год;

Q - производительность карьера по горной массе, млн. м³/год.

Поступления пыли и газов в атмосферу карьеров и окружающую среду обусловлены не только натуральными объемами извлекаемой горной массы, но и в значительной степени единичной мощностью горно-транспортного оборудования. Так, проведенные Украинским Научно-исследовательским институтом безопасности труда в горной промышленности исследования свидетельствуют о том, что удельное пылевыведение при погрузке горной массы экскаватором ЭКГ-8И в 1,3 раза выше, чем экскаватором ЭКГ-4,6.

Удельная интенсивность газовой выделенности в пересчете на окись углерода у автосамосвала БелАЗ-549 (грузоподъемность 75 т) составляет 10965 г/м³, что в 1,4 раза выше, чем у автосамосвала БелАЗ-548 (грузоподъем-

нию примесей. Такая предрасположенность характеризуется через потенциал загрязнения атмосферы (ПЗА) [6], значение которого определяется по формуле, выведенной с помощью физико-статистического метода оценки влияния метеорологических условий на содержание примесей в атмосфере:

$$П = 2,54 \exp \left[\frac{0,04}{(z_2 - z_1)^2} - \frac{0,4z_1}{z_2 - z_1} \right]$$

Параметры z_1 и z_2 определяются через аргументы интеграла вероятности:

$$\Phi(z) = \frac{2}{\sqrt{P}} \int_0^z e^{-t^2} dt,$$

при котором значения Φ связаны с P_1 и P_2 соотношениями:

$$\Phi(z_1) = 1 - 2P_1; \quad \Phi(z_2) = 1 - 2P_2.$$

$$\text{При этом } P_1 = P_u + P_{cl} + P_z + P_m \text{ и } P_2 = P_z + P_m,$$

где P_u - повторяемость приземных инверсий температуры;

P_{cl} - повторяемость скорости ветра в диапазоне 0-1 м/с;

P_z - повторяемость застоя воздуха;

P_m - повторяемость туманов;

t - продолжительность метеорологического процесса, час.

В целом потенциал загрязнения атмосферы оценивается следующими категориями:

- низкий	$П < 2,4$;
- умеренный	$2,4 \leq П < 2,7$;
- повышенный	$2,7 < П \leq 3,0$;
- высокий	$3,0 \leq П < 3,3$;
- очень высокий	$П \geq 3,3$.

Результаты выполненных ранее исследований, с учетом естественных динамических (ветер) и термических (температурная стратификация) сил, позволили разработать математическую модель распространения пылегазовых

примесей в пространстве карьера, а на её основе прогноз их накопления в атмосфере.

Достоверность прогноза повысилась с началом применения оборудования GPS - систем спутникового наблюдения за подвижными объектами в карьерах, поскольку появилась реальная возможность включения динамических источников пылегазовыделения в общий расчет распространения и накопления примесей в пространстве карьера.

Состав воздуха определяется интенсивностью естественного воздухообмена и количеством примесей, поступающих в его атмосферу. Дальнейшее поведение примесей в атмосфере карьера, как-то их распространение, накопление и вынос за его пределы, при равных

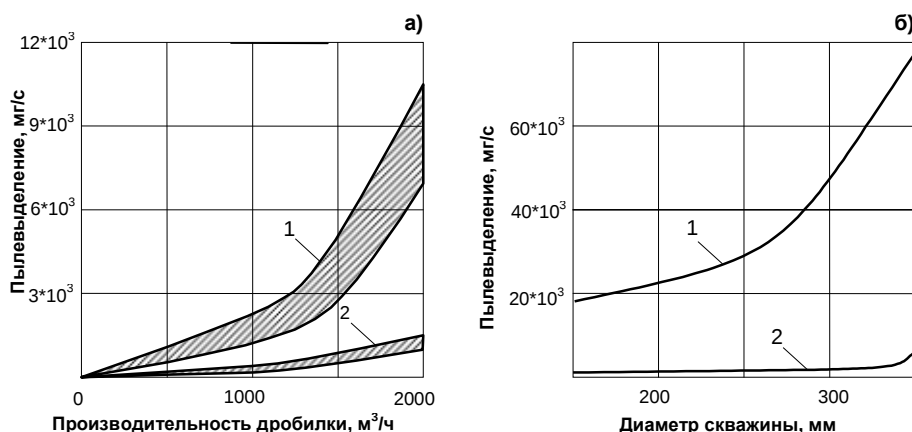


Рис. 5. Зависимость пылевыведения от производительности дробилки (а) и диаметра скважины (б):

1, 2 - без применения и с применением пылеподавления водой (интенсивность 40 т).

Удельная интенсивность пылевыведения при работе самоходного дробильного агрегата ДПА-2000 (производительность 2000 м³/ч) почти в 3 раза выше, чем у агрегата СДА-3 (производительность 1000 м³/ч) и составляет соответственно 17930 и 4656 мг/м³.

Взаимосвязь параметров оборудования с интенсивностью пылевыведения иллюстрируется графиками (рис. 5) [5].

Как видно из графиков интенсивность пылевыведения в значительной степени зависит от параметров горного оборудования.

В то же время, было бы полезно оценить предрасположенность атмосферы в районе карьера к накопле-

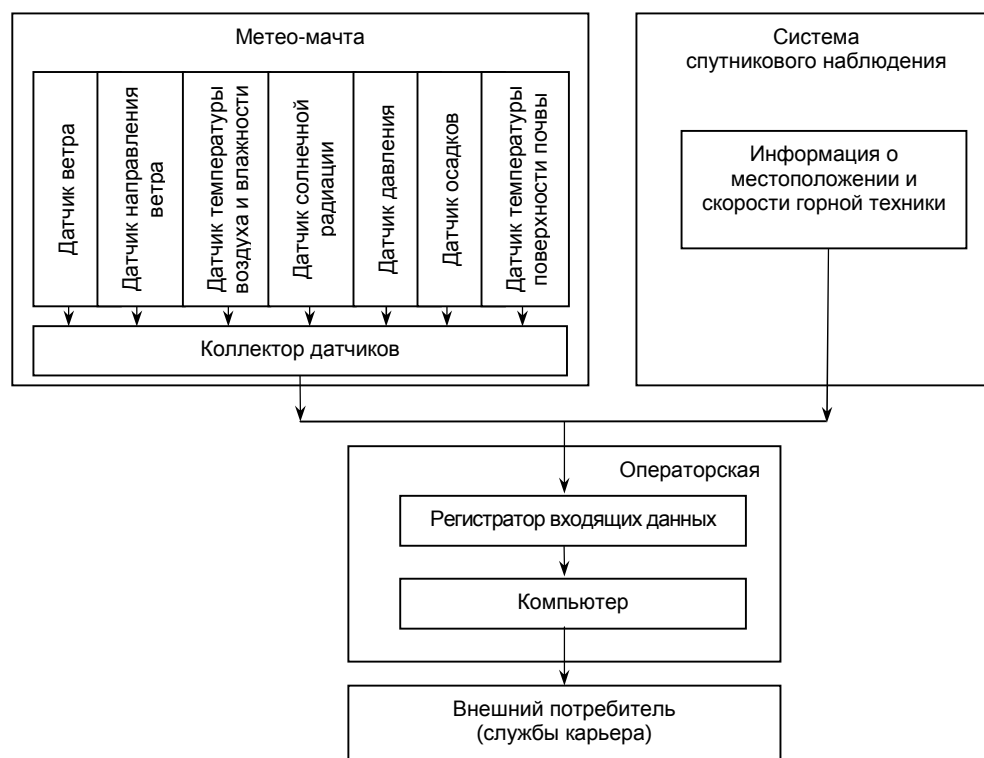


Рис. 6. Схема системы математического моделирования

физико-химических свойствах, полностью зависит от интенсивности естественного проветривания.

Способ прогноза пылегазового состава воздуха на основе математического моделирования распространения примесей в карьере заключается в следующем (рис. 6):

1. На борту карьера устанавливается метео-мачта, которая собирает информацию о метеоусловиях: скорости и направлении ветра, температуре и влажности воздуха, уровне солнечной радиации, давлении, а также сведения об осадках и температуре поверхности почвы.

2. На каждой единице горной техники устанавливаются датчики спутниковой системы наблюдения (оборудования GPS), позволяющие в любой момент времени с точностью до 10 метров определить положение и скорость наблюдаемых объектов.

3. Информация о метеоусловиях и нахождении источников пылегазовыделения поступает в компьютер, где она с помощью специальной программы обрабатывается по известным алгоритмам и зависимостям распространения примесей.

4. Компьютерная программа визуально моделирует карьер и проводимые в нем работы, а также производит расчет газовой динамики, полей загазованности, зон нарушения предельно допустимых концентраций, выделяемых веществ в реальном времени и прогноз их распределения на основе известных интегральных закономерностей распространения пылегазовых примесей от метео параметров.

Обработка полученной исходной информации с помощью компьютерной программы позволяет получить данные о состоянии атмосферы в текущий момент времени и прогноз развития пылегазовой ситуации в дальнейшем. В случае превышения вредными веществами предельно допустимой концентрации вовремя оповестить работающих вне кабин автосамосвалов, экскаваторов и буровых станков об опасности и принять срочные меры, обеспечивающие безопасность работающих.

Разработанный комплекс методов прогноза позволяет своевременно принять меры технологического, технического или организационного плана для обеспечения безопасности персонала карьеров и допустимого воздействия на окружающую среду.

Метод математического моделирования распространения примесей в карьере позволяет прогнозировать краткосрочное, среднесрочное и долгосрочное пылегазовое состояние атмосферы карьера. С его помощью можно определить состав и качество атмосферы при разных значениях глубины карьера, в зависимости от динамических и термических условий в окружающей среде.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. М.: 2003. 240 с.
2. Лепешкин С.М. Разработка комплекса методов прогноза и контроля качества атмосферы с целью управления пылегазовым режимом карьеров // Автореферат диссертации канд. техн. наук. М.: МГГИ, 1994. 23 с.
3. Руденко В.Д. О необходимости строительства подземных обогатительных фабрик // Горный журнал, 1993, № 2. С. 33-38.
4. Калашников А.Т., Симкин Б.А., Папичев В.И. Экологические трудности железорудных предприятий // Горный журнал, 1993, №7. С. 52-55.
5. Бересневич П.В., Михайлов В.А., Филатов С.С. Аэрология карьеров: Справочник. М.: Недра, 1990. 280 с.
6. Безуглая О.Ю. Метеорологический потенциал и климатические особенности загрязнения воздуха городов – Л.: Гидрометеиздат, 1960. 184 с.



ПРАВОВОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ ОТНОШЕНИЙ СОБСТВЕННОСТИ В НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ

Хамраев С.С., декан магистратуры ТГЮИ, докт. юрид. наук; Давранбеков А.У., юристконсульт Центрального рудоуправления НГМК

Из всех возможных форм собственности на природные ресурсы, предусмотренных Конституцией РУз, в Законе РУз «О недрах» закреплена одна – **государственная собственность на недра**. В ст. 4 Закона РУз «О недрах» определено, что недра в границах территории РУз и содержащиеся в недрах полезные ископаемые и иные ресурсы, являются государственной собственностью [1].

Право пользования недрами могут отчуждаться или переходить от одного лица к другому в той мере, в какой их оборот допускается государственными законами (ст. 30 Закона РУз «О недрах»).

При пользовании недрами на условиях соглашения о разделе продукции (СРП) принцип «двух ключей» сохраняется. В соответствии со ст. 4 Закона Республики Узбекистан «О соглашениях о разделе продукции» сторонами соглашения являются: государство Республики Узбекистан (от его имени в соглашении выступает Кабинет Министров Республики Узбекистан или уполномоченный им орган) и орган исполнительной власти на местах, на территории которого расположен предоставляемый в пользование участок недр или уполномоченные ими органы [2].

Закрепленная Законом РУз «О недрах» государственная форма собственности на недра, по нашему мнению, нарушает принцип равноправия всех форм собственности. Пока лишь собственники, владельцы земельных участков имеют права (ст. 31 Закона РУз «О недрах») непосредственно для своих нужд добывать общераспространенные полезные ископаемые (не числящиеся на государственном балансе), строить подземные сооружения для собственных, хозяйственных и бытовых нужд, а также строить и эксплуатировать бытовые колодцы и скважины на первый водоносный горизонт, не являющийся источником централизованного водоснабжения.

Поэтому в процессе развития и совершенствования законодательства РУз о недрах могут быть рассмотрены возможности нормативного закрепления: различных форм собственности на месторождения с уже утвержденными запасами и на те, которые будут разведаны и открыты с помощью частного капитала; передачи (продажи) государством субъектам предпринимательской деятельности собственности на участки недр как с целью добычи полезных ископаемых, так и в иных целях.

В ст. 6 Закона РУз «О недрах» указано, что добытые из недр полезные ископаемые и иные ресурсы по условиям лицензии могут находиться в государственной собственности, собственности юридических и физических лиц, а в ст. 26 этого же Закона написано, что в содержание лицензии должны входить данные о со-

гласованном уровне добычи полезных ископаемых и **праве собственности на минеральное сырье**.

В Законе РУз «О соглашениях о разделе продукции» (ст. 15) определено, что произведенная продукция подлежит разделу между государством и инвестором в соответствии с соглашением. Статья 16 развивает эту правовую норму, определяя, что компенсационная продукция, а также часть прибыльной продукции, являющаяся в соответствии с условиями соглашения долей инвестора, **принадлежит ему на праве собственности**.

Формулировки статей Закона РУз «О недрах» имеют некоторые недостатки, обусловленные тем, что право собственности на природные ресурсы сводится, в основном, к праву собственности на добытые из недр полезные ископаемые. При этом, во - первых, понятно, когда полезные ископаемые могут считаться добытыми из недр, и, во - вторых, остается за рамками закона механизм возникновения права собственности на иные виды ресурсов недр, например на подземные полости, используемые в целях, не связанных с добычей полезных ископаемых.

Для анализа механизма возникновения права собственности на различные виды ресурсов недр их можно разделить на две группы:

1. Ресурсы недр, использования которых в практических целях **требует их извлечения из недр** (полезные ископаемые, глубинные источники пресных, минеральных и термальных вод);
2. Ресурсы недр, использование которых в практических целях **не требует их извлечения из недр** (подземное пространство, т.е. полости в массиве горных пород природного и техногенного происхождения).

Входящие в первую группу такие ресурсы недр, как полезные ископаемые размещаются в твердом, жидком и газообразном состоянии. В условиях естественного залегания этот ресурс принадлежит государству - собственнику недр. Как только недропользователь, владея лицензией на право добычи полезных ископаемых и применяя те или иные способы добычи и системы разработки, переводит полезные ископаемые в подвижное состояние и доставляет их в определенное место, он становится собственником добытых полезных ископаемых.

Для **твердых полезных ископаемых** переход права собственности от государства к недропользователю происходит в момент отделения полезного ископаемого от массива горных пород.

Для **жидких или газообразных полезных ископаемых или твердых полезных ископаемых, добываемых методами физико - химической геотехнологии** (через скважины), переход права собственности на них от государства к недропользователю соответствует

моменту доставки полезного ископаемого к устью скважины в соответствии с проектами разработки месторождения и обустройства рудника или промысла.

В соответствии с Законом Республики Узбекистан «О соглашениях о разделе продукции» (ст. 17) имущество, вновь созданное или приобретенное инвестором и используемое им для выполнения работ по соглашению, является **собственностью инвестора**, если иное не предусмотрено соглашением. Право собственности на указанное имущество, может перейти от инвестора к государству со дня, когда стоимость указанного имущества полностью возмещена, или со дня прекращения соглашения, или с иного согласованного сторонами дня на условиях и в порядке, которые предусмотрены соглашением. Поскольку в этой статье (ст. 17) вид имущества, находящегося в собственности инвестора, не определен, можно предположить, что это право распространяется как на движимое, так на недвижимое имущество.

Для эффективного решения всех проблем, связанных с правами собственности на недвижимое имущество, используемое при добыче полезных ископаемых (горное имущество), необходима разработка новых или совершенствование существующих нормативных правовых актов.

В Законе Республики Узбекистан «Об информатизации» от 11 декабря 2003 г. используются следующие основные термины [3]:

- **информационный ресурс** - информация, банк данных, данных в электронной форме в составе информационной системы;

- **собственник информационных ресурсов или информационных систем** - юридическое или физическое лицо, осуществляющее владение, пользование и распоряжение информационными ресурсами или информационными системами;

- **владелец информационных ресурсов или информационных систем** - юридическое или физическое лицо, осуществляющее владение, пользование и распоряжение информационными ресурсами или информационными системами в пределах прав, установленных законом или собственником информационных ресурсов, информационных систем;

- **информационная технология** - совокупность методов, устройств, способов и процессов, используемых для сбора, хранения, поиска, обработки и распространения информации;

- **информационная система** - организационно упорядоченная совокупность информационных ресурсов, информационных технологий и средств связи, позволяющая осуществлять сбор, хранения, поиск, обработку и пользование информацией.

В Законе Республики Узбекистан «О соглашениях о разделе продукции» (ст. 17) установлено, вся первичная геологическая, геофизическая, геохимическая, экологическая и иная информация, результаты её интерпретации и производные данные, а также образцы горных пород и руд, в том числе керн, пластовые жидкости, **полученные инвестором в процессе выполнения работ по соглашению, являются собственностью государства**. Инвестор имеет право лишь сво-

бодно и безвозмездно пользоваться указанной информацией при соблюдении условий конфиденциальности.

В Законе РУз «О недрах» (ст. 33) указано, что пользователь недр обязан обеспечить ведение геологической, маркшейдерской и иной документации в процессе разработки месторождений полезных ископаемых и их сохранность. Эта документация является информационным ресурсом и подпадает под действие правовых норм Закона РУз «Об информатизации» (ст. 3), подписанного Президентом РУз 11 декабря 2003 г. № 28 (3381).

В ст. 9 - 10 Закона РУз «Об информатизации» указано, что информационные ресурсы могут быть государственными и негосударственными, и как элемент состава имущества находятся в собственности граждан, органов государственной власти, органов местного самоуправления, организаций и общественных объединений. Отношения по поводу права собственности на информационные ресурсы регулируются гражданским законодательством РУз. В ст. 12 также установлено, что информационные ресурсы могут быть товаром за исключением случаев, предусмотренных законодательством РУз, а собственник этих ресурсов пользуется всеми правами, предусмотренными законодательством РУз.

В законодательстве о недрах из всех видов информации, получаемых в процессе изучения и использования ресурсов недр, право собственности закреплено только на геологическую информацию, включая в эту категорию также геофизическую и геохимическую информацию.

В ст. 45. Закона РУз «О недрах» указано, что информация о геологическом строении недр, содержащихся в них полезных ископаемых, условиях их разработки и других характеристиках недр может находиться **в государственной собственности и в собственности пользователя недр** в зависимости от того, за счёт каких средств она получена.

Информация о недрах, полученная пользователем недр **за счёт государственных средств, является государственной собственностью** и предоставляется им в государственный и соответствующий территориальный фонды геологической информации по установленной форме. Эти фонды осуществляют хранение геологической информации, её систематизацию и предоставление в пользование в порядке, определяемом государственным органом управления государственным фондом недр.

Информация о недрах, полученная пользователем недр **за счёт собственных средств, является его собственностью** и представляется им по установленной форме в государственный и соответствующий территориальный фонды геологической информации с определением условий её использования, в том числе и в коммерческих целях.

Вышеуказанные фонды обязаны обеспечить конфиденциальность представленной им информации, и несут материальную, административную и уголовную ответственность за её несанкционированное разглашение.

К сожалению, в законодательстве о недрах не нашлось места для правового регулирования собственности на такой важный вид информации, как **маркшейдерская информация**.

В связи с важностью маркшейдерской информации (информационный ресурс) для правильной эксплуатации месторождений полезных ископаемых в Закон РУз «О недрах» необходимо ввести статьи о праве собственности на маркшейдерскую информацию. За пользование маркшейдерской информацией о недрах, может взиматься плата также как и за геологическую информацию.

В Законе РУз «О недрах» **горное предприятие** как объект права собственности не рассматривается. Отмечается лишь (ст. 20 Закона РУз «О недрах»), что пользователями недр могут быть юридические и физические лица.

Наиболее распространенным видом юридического лица в горнодобывающей промышленности РУз являются открытые акционерные общества.

В зарубежном горном законодательстве ряда стран особо рассмотрено право собственности на горное предприятие. В ФРГ право собственности на горное предприятие определено нормами с § 9 Горного закона ФРГ от 13 августа 1980 г., в соответствии с которыми собственность на горное предприятие предоставляет исключительное право осуществлять в соответствии с данным Законом следующие работы и права:

- на определенном участке (в соответствии с лицензией) разведывать и добывать указанные в лицензии полезные ископаемые, добывать сопутствующие полезные ископаемые, а также приобретать право собственности на полезные ископаемые;
- добывать полезные ископаемые, вскрываемые и высвобождаемые при проходке вспомогательных горных выработок, и приобретать на них право собственности;
- вводить и эксплуатировать необходимые сооружения;
- требовать передачу прав на земельный участок.

По этому горному закону право собственности на горное предприятие возникает (§ 17) с момента офици-

ального вручения заявителю документа, предоставляющего это право [4].

В ст. 105 Горного кодекса Франции 1995 г. определено, что карьеры являются собственностью владельца того земельного участка, на котором они расположены [4].

Особенность правового режима горного предприятия в США заключается в возможности распоряжаться как всем имуществом горного предприятия, так его отдельными частями. Собственник горного предприятия вправе в соответствии с законами отчуждать горное предприятие как хозяйственный комплекс. Он может продать и заложить земельный участок на месторождении или отдельно сами полезные ископаемые. Более того, он может продать право собственности на полезные ископаемые по видам и пластам отдельно, оговаривая это в документах, которые удостоверяют право собственности владельца. Иными словами, он может делить собственность по вертикали и горизонтали, предоставляя право собственности на землю одному владельцу, а на недра - другому, в результате чего собственником земельного участка окажется один, а собственником недр - несколько других собственников.

Сравнение закона РУз о недрах и зарубежного горного законодательства указывает на целесообразность внесения в законодательство РУз о недрах правовых норм, регулирующих собственность на горные предприятия.

Проблема права собственности в недропользовании является исключительно важной для экономики республики РУз, требует дальнейшего детального изучения и реализации, сделанных рекомендации в нормативных правовых актах.

Список литературы:

1. Закон Республики Узбекистан «О недрах» (новая редакция). Газета «Народное слово» 2003. 23 января.
2. Закон Республики Узбекистан «О соглашениях о разделе продукции». Газета «Народное слово» 2002. 5 января.
3. Закон Республики Узбекистан «Об информатизации». Газета «Народное слово» 2004. 11 февраля.
4. Клюкин Б.Д. Горные отношения в странах Западной Европы и Америки. (Англия, Канада, США, Франция, ФРГ). - М.: Городец - издат, 2000. с. 443.

УДК 347. 24 (575. 10)

© Давранбеков А.У. 2004 г.

О ФОРМАХ СОБСТВЕННОСТИ В СФЕРЕ ПОИСКА, РАЗВЕДКИ И ДОБЫЧИ НА ПРИРОДНЫЕ РЕСУРСЫ

Давранбеков А.У., юриконсульт Центрального рудоуправления НГМК

Выделение отдельных форм собственности, по всей видимости, имеет чисто прикладной характер, цель его - определение полномочий субъектов рассматриваемых отношений в сфере владения, пользования и распоряжения соответствующими объектами. Как считал В.П. Шкредов, «действительное право собственности по своему объективному содержанию и форме выражения не зависит от государства и законодательства». Государственное регулирование посредством законов придает этому праву лишь общественно признанную,

официально дозволяемую и защищаемую государственную форму. Право собственности приобретает тем самым вид, в котором оно существует эмпирически и непосредственно доступно наблюдению [1]. Е.А. Суханов отмечал, что в нашем законодательстве для обозначения правового режима земли и других природных ресурсов используется категория всенародного. В наших условиях общенародная (общественная) собственность как сложная система экономических отношений принадлежности (присвоенности) материальных

благ обществу (народу) в целом проявляется в опосредованной, непрямой форме государственного присвоения (государственной собственности), а также в форме прямого, непосредственного достояния (достояния народов) [2].

Не вдаваясь в теоретические исследования понятия «формы собственности» ограничимся замечанием, что следует согласиться с авторами, относящими понятие «формы собственности» к экономическим категориям [3] и считающими, что нормы права собственности регулируют не все отношения собственности, а лишь некоторую их часть, связанную с принадлежностью имущества определенным лицам [4]. Иначе говоря, правовым регулированием охватываются отношения между субъектами по поводу того или иного имущества, а в рассматриваемом нами случае - отношения между субъектами в сфере поиска, разведки и добычи природных ресурсов по поводу рассмотренных объектов (участков недр, полезных ископаемых, геологической информации, маркшейдерской информации, горного предприятия).

Законодательство советского периода исходило из признания единственной формы собственности на недра и их ресурсы - государственной. С изменением экономических отношений изменились и доктрина исключительной государственной собственности на недра и их ресурсы.

Ю.А. Тихомиров, говоря об общей концепции развития российского законодательства, подчеркивает, что «законодательство о собственности, прежде всего на землю, требует совершенствования разнообразных юридических режимов деятельности граждан и их объединений» [5].

О.М. Теплов и Б.Д. Клюкин в соответствии со ст. 9 Конституции Российской Федерации и ст. 2 закона «О недрах» выделяют такие формы собственности на недра, как частная, муниципальная и иные [6].

А.И. Перчик отмечает, что закон о недрах установил государственную собственность на недра и их ресурсы, а использование недр может осуществляться предприятиями и организациями любой формы собственности, предусмотренной законодательством, и соответственно добытые из недр полезные ископаемые, а также результат использования других ресурсов недр (энергетических и прочих) и их полезных свойств могут находиться в федеральной государственной собственности, собственности субъектов Российской Федерации, муниципальной, частной и в иных формах собственности [7].

Государственная собственность на недра установлена ст. 55 Конституции Республики Узбекистан [8]. Однако, в ныне действующей Конституции государственная собственность на недра не объявлена исключительной (единственной) формой собственности на недра и ресурсы недр, а определено, что земля, недра, иные природные ресурсы могут находиться в частной, государственной, административно - территориальной и иных формах собственности.

Закон Республики Узбекистан «О недрах» при определении форм собственности оказался не столь радикальным. В ст. 4 однозначно определено, что недра

и содержащиеся в них полезные ископаемые являются государственной собственностью. Вместе с тем в ГК РУз в ст. 129, 214 участки недр отнесены к недвижимым вещам и определено, что владение, пользование и распоряжение природными ресурсами в той мере, в какой их оборот допускается законом, осуществляются собственником свободно, если это не наносит ущерба окружающей среде и не нарушает прав законных интересов других лиц.

Анализ приведенных законов свидетельствует о несогласованности правовых норм, определяющих формы собственности на недра и их ресурсы.

Нормы, содержащиеся в законе РУз «О собственности в Республике Узбекистан» ст. 3 - 4, позволяют дать очень широкое толкование права собственности на недра и природные ресурсы, вплоть до установления частной собственности на них [9].

Закон же «О недрах», являющий собой специальное законодательство, вообще исключает оборотоспособность недр и природных ресурсов, относящихся к государственной собственности.

В правовой литературе встречаются различные точки зрения по этому поводу. Ряд авторов вслед за законом РФ «О недрах» признают государственную собственность на недра как исключительную [10], другие считают, что закон РФ «О недрах» не устанавливают окончательно пределов оборотоспособности прав недропользования [11].

Полагаю, что следует согласиться с наиболее часто встречающимся мнением о необходимости сохранения исключительной государственной собственности на недра и их ресурсы, но лишь, до момента добычи последних из недр земли.

Исходя из вышесказанного, можно выделить следующие формы собственности:

- а) собственность публичных образований (Республика Узбекистан, субъекты административно - территориальных образований);
- б) собственность юридических лиц;
- в) собственность граждан.

Отдельно подчеркнем, что такая форма собственности не противоречит ст. 4 закона Республики Узбекистан «О недрах», где устанавливается исключительно государственная собственность на недра и содержащиеся в них полезные ископаемые, поскольку в отношениях собственности на ресурсы недр в сфере поиска, разведки и добычи; в сфере поиска и разведки действует один правовой режим, а сфере добычи действующему законодательству усматривается другой правовой режим ресурсов недр.

Относительно информации о недрах законодатель избрал иной подход: форма собственности на информацию определяется исходя из того, за счёт каких источников финансирования геологическая информация получена. Так в соответствии со ст. 45 закона РУз «О недрах» геологическая и иная информация, полученная за счёт государственных бюджетных средств, является государственной собственностью, а информация, полученная пользователем недр за счёт собственных средств - собственностью этого пользователя. С нашей точки зрения, в данном случае, более правильным бы



ло бы говорить об «интеллектуальной собственности на информацию», а не о праве собственности, хотя,

несомненно, вопрос этот является дискуссионным.

Список литературы:

1. Шкредов В.П. Экономика и право: Опыт экономика - юридического исследования общественного производства. - М.: Экономика, 1990. - с. 5.
2. Суханов Е.А. Лекции о праве собственности. - М., 1991. - с. 64- 65.
3. Суханов Е.А. Российский закон о собственности: Научно- практический комментарий. - М., 1993. - с. 16.
4. Гражданское право: Учебник: 2 т // Под ред. Е.А. Суханова. - М: БЕК, 1993. - Т.1 - с. 201.
5. Правовая реформа: Концепция развития Российского законодательства. М., 1995. - с. 8.
6. Теплов О.М., Ключин Б.Д. Недра и право. Условия предоставления недр в пользование (для геологоразведки, добычи, промышленной эксплуатации) на территории Российской Федерации (включая свободные экономические зоны). - М.: Моск. рабочий; Геополис. - 1994. - с. 7 - 8.
7. Перчик А.И. Основы горного права. - М.: Недра, 1996. - с. 46.
8. Конституция Республики Узбекистан. - Ташкент – «Узбекистан» - 1999. - с. 55.
9. Закон «О собственности в Республике Узбекистан». Принят 31 октября 1990 г., с изменениями и дополнениями от 07.05.1993 г., 23.09.1994., 06.05.1995 г., 27.12.1996 г., раздела I Закона РУз № 447- II от 13.12.2002 г.
10. Суренков В., Курский А., Хакимов Б. Законодательное регулирование недропользования // Экономист. - 1994. - № 9. - с. 60; Батулин Ю. Н. Экономико - правовые основы поиска и разведки нефти и газа в рыночных условиях // Нефтяное хозяйство. - 1993. - № 2 - с. 7.
11. Теплов О.М. Лицензирование пользование недрами // Новый гражданский кодекс России и отраслевое законодательство. - М., 1995. - с. 118.

УДК 622.705

© Хасанов А.С. 2004 г.

ИСТОРИЯ МЕТАЛЛУРГИИ УЗБЕКИСТАНА

Хасанов А.С., декан Алмалыкского ГМФ НГГИ, канд. техн. наук, в работе принимали участие сотрудники НГГИ и ОАО «Алмалыкский ГМК» проф. **Абдурахманов С.А.**, доц. **Аскарлов М.А.**, канд. техн. наук **Атаханов А.С.**, аспирант **Топилов М.Т.**, **Мамасидикова Р.А.**, **Хасанов У.А.**, ст. преп. **Атакулова Г.** НГГИ

Изучением истории горного промысла в древнем Узбекистане занимались многие ученые, такие как М.Е. Массон, П.П. Иванов, Б.А. Литвинский, М.А. Бубнов, Ю.Ф. Буяков, Ю. П. Машковцев, М.А. Аскарлов и др. По инициативе Министерства Геологии Узбекистана в 30-х гг. прошлого века создана специальная геологическая партия «Древние горные выработки», задача которой заключалась в изучении имеющихся на территории Узбекистана месторождений по следам древних работ, а также мест древних плавов. По результатам всех исследований М.А. Бубновым выделено несколько основных периодов развития металлургии.



Рис. 1. Добыча руды

1. Древний период с каменного века по IX в. Большая часть древних рудников эксплуатировалась в течение длительного времени, вплоть до X - XII вв.

2. Средневековый период (домонгольский, IX - XII вв). В это время горный промысел на территории Средней Азии достиг наивысшего расцвета и развития, появились даже труды

теоретического характера, особенно по минералогии. В этом плане очень большую работу выполняли Абу

Райхан Беруни и Ибн Сино. Большое развитие получила в это время добыча и выплавка железа, меди, свинца, золота и серебра и их обработка.

3. От раннего средневековья до правления Тимура и Тимуридов (XI - XIV вв., период монгольского владычества). Этот период в связи с разрушением промышленности региона характеризуется падением производства металлов.

4. Правление Тимура и Тимуридов отличается резким подъёмом производства. Этот подъём объясняется тем, что в страну шел большой поток золота, серебра, меди, железа и драгоценных камней в силу интенсивной внешней торговли продуктами их обработки.

На территории нынешней Ташкентской области и Ферганской долины добыча меди и сопутствующих ей металлов - золота и серебра - производилась с древних времен. Известно, что во многих европейских странах и странах Востока: Ассирии, Вавилонии, Древней Персии и Египте, кроме армянской меди обнаруживают медь, золото и серебро из Шаш-Илака (древний Мавераннахр). Для Ташкентского оазиса характерно обилие бронзовых предметов и сочетания архаических форм керамики с развитой металлургией. Металлургия Чаткало-Кураминского района, фиксируемая археологически со II тыс. до н. э., развивалась на местной рудной базе.

Вероятно, с I тыс. до н. э. уже достаточно интенсивно начинают функционировать медные рудники Карамазара, снабжающие сырьем район Кайраккумов (Таджикистан) и долину Ахангарана (Ташкентской

области). В этом плане весьма интересны находки на южных склонах Кураминского хребта в Кайраккумах, где в ходе археологических раскопок выявлены специальные рудоплавильные поселения эпохи поздней бронзы и раннего железа, работавшие на Карамазарской руде (ныне рудник «Кальмакыр»).

Отсюда богатые руды и слитки металла поступают в соседние районы, и в частности в долину Ахангарана, государства Илака, где находились плавильные городища Тункент и Туккент.

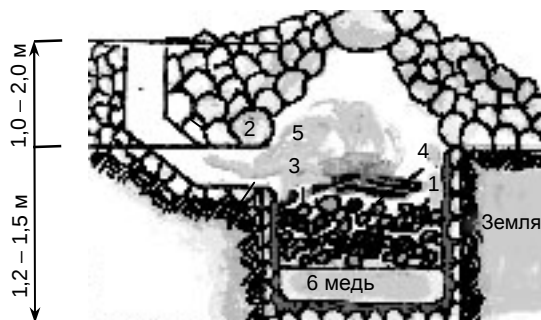


Рис. 2. Одноразовая печь: 1 - руда; 2 - огнеупорные камни; 3 - уголь; 4 - дрова; 5 - шлак; 6 - медь

Археологические раскопки в Шаш-Илаке (проводились в 1930-40 гг., затем 1960-80 гг.) показали, что обнаруженные находки и остатки кузнечного, ювелирного и металлообрабатывающего производств отвечают довольно высокому техническому уровню.

Нынешняя территория Ташкентской и Ферганской



Рис. 3. Более совершенная конструкция печи: 1 - летка, 2 - меха

областей до XII в. называлась государством Имлак со столицей Тункент (нынешний Алмалык). «Тункент» в переводе означает «ночной» город, т. к. в нём дымило более 30 мелких металлургических печей, выплавлявших богатые, отобранные вручную медные руды.

Древние металлурги добывали руду из жилы или пласта неглубокого залегания определенного по цвету горной породы. При добыче руды применяется разделение труда, часть горняков осуществляет отбойку руды, другая часть производит её внутришахтную транспортировку, третья - подъём руды на поверхность.

На рис. 1. изображена добыча руды в более позднее время в более сложных горно-геологических условиях и при более глубоком залегании. Древний способ до-

бычи в принципе близок способу добычи в современных шахтах. Для возможности добычи руды с большей глубины используется ствол с подъёмным механизмом. От ствола ответвляются горизонтальные выработки. Нижняя часть ствола опущена ниже осей выработок, что позволяет использовать его как накопитель для воды, а также осуществлять принудительную осушку.

Дробление и разборка руды осуществляется на поверхности, как и последующие металлургические технологии. В целом изображенный на этом рис. производственный комплекс содержит все основные элементы современных горно-металлургических производств.

На рис. 2, 3 и 4 изображены на основании найденных остатков конструкции печей для плавки окисленных руд по мере совершенствования технологии и аппаратуры металлургического производства. Например, на рис. 2. изображена одноразовая промышленная печь с естественной тягой и поверхностным нагревом при помощи сжигания топлива. Печь футерована огнеупорными камнями, шихта состоит из руды и древесного угля: топливо+дрова+древесный уголь.

Металл выплавляется из руды и скапливается в нижней части. Отделение металла от руды осуществляется путем механической отбойки. Печь разбирается после каждой плавки.

На рис. 3 изображена более совершенная конструкция, включающая в себя летку (1) для выпуска расплава и принудительное дутьё при помощи мехов (2). Сгорание топлива осуществляется как над слоями шихты за счет естественной тяги, так и внутри слоя. Хороший теплообмен позволяет получить жидкий металл и шлак, вытекающие из печи. Отделение металла от шлака осуществляется в жидком виде при отстаивании в тиглях или горне.

На рис. 4. изображена конструкция печи, близкая к современным шахтным печам. Практически присутствуют все элементы: колошник, шахта из огнеупорного кирпича, боковая загрузка, труба для организации принудительной тяги, система принудительной подачи дутья, передний горн для разделения расплавов. Высота слоя шихты достаточно высока для формирования фокуса горения топлива. Современные печи конструктивно и технологически намного совершеннее, но принципиально близки к этой конструкции и созданы на её основе.

На рис. 5 изображен металлургический центр - городище Тункент в древнем государстве Илак. Он разделен на две основные части:

- Рабада, в которой осуществлялось производство первичной металлургической плавки из руд. Она находилась вне городского поселка, что связано с тем, что люди в то время не хотели жить в экологически грязной среде;

- Шахристан (крепость), в которой осуществлялся гораздо более экологически чистый технологический процесс - рафинирование металлов, производство изделий и далее чеканка монет.

Здесь находились жилые дома, храмовые зоны, общественные учреждения. Шахристан был обведен крепостными стенами и имел гарнизон для обороны.

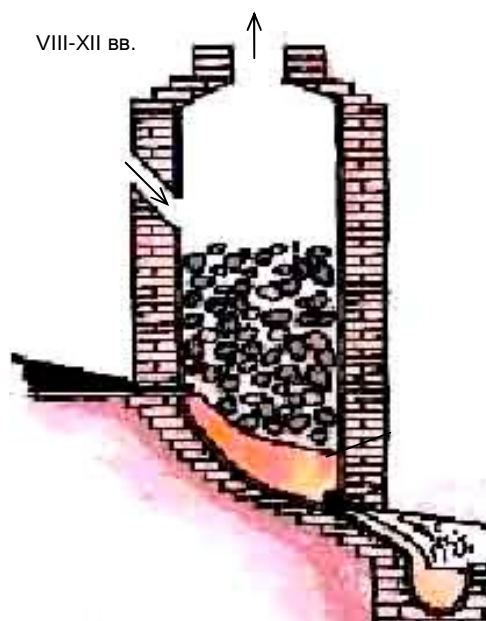


Рис. 4. Печь, близкая к современным шахтным печам

постными стенами и имел гарнизон для обороны.

В хозяйствах Шахристана в Древнем Илаке (VIII-XI вв.) найдены керамические формы: сопла, кузнечная печь, а в других хозяйствах ещё и железные крицы, шлаковая мелочь. Железодельное производство проходило несколько этапов: от обогащения и восстановительного обжига железной руды до её плавки, обжимки, закалки. Характеризуя этот процесс в средневековом Закавказье, И.А. Гзелишвили, например, отмечает в Грузии X-XII вв. печи, совмещающие процесс обжига и плавки. В Средней Азии эти процессы проходили раздельно. Первичный обжиг, вероятно, осуществлялся вместе с обогащением вблизи источников сырья. Плавка проходила в специальных центрах, так как требовала специальных, довольно громоздких приспособлений (дробильные устройства для руды, флюсов, корок) и оставляла большое количество шлаков, требовала много топлива. По историческим данным, выплавка одного пуда железа требовала затраты 18 пудов древесного угля. Естественно, что такие ремесла сосредотачивались в городах неподалеку от источников сырья и топлива.

В средневековом Шаш-Илаке такими центрами были Тункент и Туккент. В другие центры продукция могла расходиться в виде полуфабриката-крицы, потому что от неё начиналось получение разных сортов железа. Неслучайно такие крицы археологи встречали в ремесленных мастерских средневекового Ардланкета и более древнего Кендыктепе (в древности Чарвака и Туябугуза - Ташкентской области). Такие же крицы вместе с печью найдены в Харашкете. Крицу сильно разогревали в печи и отбивали на наковальне деревянными или железными молотами таким образом, что из

неё окончательно отделялись шлаки, и получали чистое железо. Этот процесс требовал значительно меньше топлива и оставлял небольшие шлаковые отходы. Путём различной степени закалки получалось мягкое или твёрдое железо.

Во время археологических раскопок обнаружены мастерские, которые были связаны с ювелирным производством. В этом отношении важна расчистка обнаруженной металлургической печи. Печь пристенная, цилиндрическая, но, вероятно с искусственной подачей воздуха, так как сохранившаяся часть стенок печи и начало дымохода ошлакованы из-за высокой температуры.

Также там найдена часть литейной каменной формы с отпечатком половины граненого кулона и надписью «ал-мулк-алла» - «вся власть аллаха». Такие кулоны выпускались ремесленниками и продавались как тумары-обереги от злых чар. С ювелирным производством могли быть связаны и многочисленные сосуды для ртути, с помощью которой обрабатывалось золото, и стеклянные аланбики, служившие для удаления легкоплавких компонентов.

Обломки стаканообразного тигля из огнеупорной глины, слиток меди и половина каменной литейной формы найдены и в хозяйстве древнего городища Шахристан. Археологические исследования проводились в тридцатые годы прошлого столетия под руко-

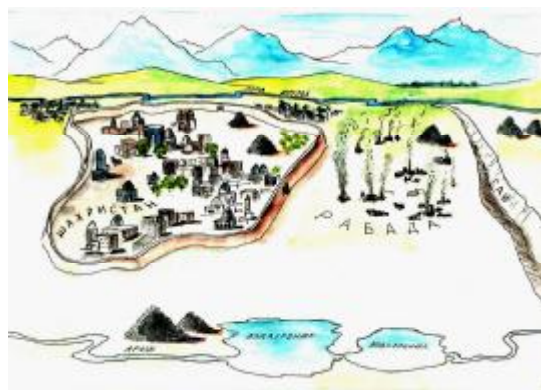


Рис. 5. Металлургический центр – городище Тункент в древнем государстве Илак

дством М.Е. Массона. Для получения металлов в Тункент привозили богатую руду из месторождений, находящихся в зоне Кураминского хребта. С тех времён название одной из гор - «Кухи-сим» (Серебряная гора).

Наибольшее развитие металлургия получила в государстве Илак в IV-XII вв. Об этом свидетельствуют многочисленные находки монет различных правителей с титулами хана или дехкана по принадлежавшим им территориям. Древние металлургические районы и рудники показаны на карте, разработанной авторами [1]. Многие древние рудники, показанные на карте, в данное время используются, например, для получения золотосодержащих кварцев.

Письменные источники не сообщают ни об одном из ханов Шаш-Илака (нынешние Ташкентская, Сырдарьинская и Ферганская области). О них мы знаем по

монетам, и о производстве металла можно ориентировочно узнать по отходам и шлакам. До сегодняшнего дня кроме шлаков Тункента сохранилось около одного млн т шлака и отходов металлургических, горных работ древнего Шаш-Илака.

Во второй половине XII - начале XIII вв. из всех го-

40 - 60 %, Cu - 0,6-1,5 %.

Общее число монетных дворов в этих областях достигало, вероятно, десятков, однако регулярная чеканка дирхемов и фельсов производилась на монетных дворах Шаш-Илака и Тункента (Илакский монетный двор, вероятно, не тождественен Тункентскому, хотя и располагался, надо полагать, тоже в Тункенте). В остальных городах и городках выпуск монет осуществлялся эпизодически. Но горное дело, т.е. добыча полезных ископаемых подземным способом и металлургические выплавки металлов проводились непрерывно.

Содержание меди в шлаках, получаемых в то время при производстве меди составляло от 0,6 до 1,5 %. Это свидетельствует о высоком уровне технологии, поскольку примерно с такими же потерями меди работают существующие предприятия.

Выводы:

1. В Средней Азии, в государстве Илак, со столицей Тункент металлургия получила наибольшее интенсивное развитие в IV-XII вв. Для получения металлов в Тункент (нынешний Алмалык) привозили богатые окисленные и отобранные вручную медные руды из месторождений, находящихся в зоне Кураминского хребта (нынешний рудник Сары-чеку); с тех времен название одной из гор - «Кухи-сим» (в переводе означает «Серебрянная гора»).

2. Общее число монетных дворов, основных потребителей металлов, достигало десятков, однако регулярная чеканка дирхемов и фельсов производилась на монетных дворах Тункента. По объему выпуска монет государства Илак занимало третье место после Бухары и Самарканда.

3. Обнаружено более 400 тыс. т шлака того периода, из них Тункентские медные шлаки с содержанием меди в среднем 1,05 %. Это свидетельствует о высоком уровне технологии производства меди в VI-XII вв.

Список литературы:

1. Хасанов А.С., Тапилов Т.Т., Аскарлов М.А., Атаханов А.С. Древний Алмалык. Ташкент. 2001 г.

Т а б л и ц а				
Шлаки древнего Тункента (Илака в II-XII вв) с содержанием основных металлов				
Отвал	Масса шлака, т	Cu, т	Металлы, кг	
			Au	Ag
1	4309,42	72,4	0,45	849,82
2	3375,07	43,5	1,01	149,85
3	69361,54	839,3	27,75	12984,48
4	33657,50	127,9	13,46	2080,03
5	9864,80	32,6	2,96	728,02
6	11832,80	42,6	2,37	667,37
7	30603,00	171,4	6,12	1260,84
Всего	162878,80	1329,7	57,12	18720,41

родов Шаша и Илака монетный двор находился только в Бенакете - столице позднекараханского удела. Вероятно, возвышение Бенакета связано с определенным упадком и Бинкета, столицы Шаша, и Тункента, столицы Илака. Факт упадка подтверждается и археологами. О более поздних событиях в металлургии и выпуске монет пока неизвестно, письменные источники тоже ничего не сообщают о Шаше и Илаке в период монгольских завоеваний. Тем не менее, едва ли можно сомневаться, что Шаш и Илак со столицей Тункент были включены в состав державы Хорезмшаха Мухаммеда и по данным академика М.Е. Массона, тогда по объему выпуска монет государство Илак занимало третье место после Бухары и Самарканда. До наших дней сохранились шлаки и другие отходы металлургического производства, только в столице Тункенте, где работали металлургические печи и получали металл, там и в основном выпускали монеты и другие изделия из металла (свинец, золото и серебро). До сегодняшнего дня сохранились 162 тыс. т медных шлаков того периода, количество металлов в которых показано в табл. На рис. 5 можно видеть шлаковые отвалы.

Среднее содержание SiO₂ в этих шлаках составляет

УДК 622.0

© Аствацатурян Г.Г. 2004 г.

ТРАНСПОРТНЫЕ МАГИСТРАЛИ В ПУСТЫНЕ КЫЗЫЛКУМ

Аствацатурян Г.Г., первостроитель с 1959 г. автомобильных и ж/дорог Кызылкумов

Современные Кызылкумы известны не только в Республике Узбекистан, но и далеко за ее пределами. Это место, где расположены основные подразделения Навоийского горно-металлургического комбината - многопрофильного предприятия с развитой промышленной и социальной инфраструктурой, с мощным технологическим и кадровым потенциалом. Как крупный узел современной индустрии горной, и в особен-

ности, золотодобывающей промышленности, НГМК входит в первую десятку лидирующих мировых компаний по производству золота и урана.

Это место, которое опоясывают многие сотни и тысячи километров магистральных железных дорог и автострад, высоковольтных линий электропередач, водоводов. Здесь расположены новые современные города - оазисы среди песков с многотысячным насе-

лением. Выросли они на необъятных просторах Кызылкумов в сказочно короткое время. Все города находятся на балансе комбината.

Так было не всегда.

До второй половины двадцатого столетия в Центральных Кызылкумах, севернее 41-й параллели, совершенно отсутствовали железные и благоустроенные автомобильные дороги. Редкие населенные пункты этого региона не имели надежной транспортной связи между собой и с центром. Но в условиях сухого климата для этой цели использовались грунтовые дороги, но не всегда и не везде; летом участки трассы в районе барханных песков совершенно непригодны для проезда автотранспорта. Весной и осенью участки солончаковых впадин и такыров являются непреодолимым препятствием для проезда всех видов транспорта.

Кызылкумы - одна из крупнейших пустынь мира, расположенная в междуречье Амударьи и Сырдарьи, по своим природно-климатическим и геолого-гидрологическим условиям уникальна. Она представляет собой равнину с общим уклоном на северо-запад. Имеет ряд замкнутых впадин и изолированных сильно расчлененных островных гор - Букантау (764 м), Кульджуктау (785 м), Тамдытау (922 м). Горы пустынные, большей частью с выровненными вершинами, скалистыми, сильно расчлененными склонами. Общая площадь пустыни по официальным данным 310 тыс. км². Эта площадь эквивалентна площади всех вновь образованных государств Закавказья и Прибалтики вместе взятых.

Началу преобразовательных процессов в Центральных Кызылкумах положило строительство первой в этом регионе железнодорожной линии от станции Кермине (ныне станция Навои) до станции Учкудук протяженностью 290 км., и внутриплощадочных железнодорожных путей - 35 км.

Эта железная дорога входила в число первоочередных подготовительных работ для начала строительства объектов основной деятельности, а впоследствии функционировала как один из компонентов технологического цикла в производственном процессе. Законченная строительством и сданная в эксплуатацию в апреле 1962 г., она сыграла решающую роль в создании крупного горнодобывающего уранового и затем золотоизвлекательного комплексов; строительстве новых городов на необъятных просторах Кызылкумов. По своей функциональной значимости новые города региона, как объекты градостроительного проектирования, - это не просто места для расселения людей. Рождение этих городов связано с новым качеством архитектурно-планировочной структуры и функциональной организации, наиболее полно отвечающих всему комплексу социальных, научно-технических и экономических условий на современном этапе развития: они являются также центрами цивилизации и культуры обширных, прилегающих к ним регионов, ранее совершенно лишенных этих ступеней общественного развития.

При этом трудно переоценить решающую роль промышленной и социальной инфраструктуры новых производственных комплексов в прогрессивных преобразовательных процессах. Строительство за считанные годы многих тысяч километров транспортных магистралей, многих сотен километров водовода и линий электропередачи ускорило переориентацию экономики региона.

Строительство железной дороги осуществлялось силами подрядных строительно-монтажных организаций Министерства транспортного строительства: треста Средазтрансстрой: СМП-260 и СМП-151; треста Средазжелдорстроймеханизация - механизированных колонн 40 и 66; треста Трансигнальсвязьстрой - СМП-23. На данном объекте за 2,5 г. строители выполнили 3,6 млн м³ земляных работ, в том числе 162 тыс. м³ скальных пород, 313,4 км верхнего строения пути, в том числе 25 км - станционных, 99 комплектов стрелочных переводов; было заготовлено в карьерах и уложено в пути 436 тыс. м³ песка и гравия. Построено 120 искусственных сооружений из сборных железобетонных элементов и стальных конструкций, в том числе мост через реку Зеравшан. Для строительства объектов СЦБ и связи было изготовлено в заводских условиях и установлено 6000 железобетонных опор и подвешено 3415 км проводов.

Земляные работы производились комплексно-механизированным способом, с максимальным применением землеройных машин и транспортных средств: экскаваторов, скреперов, бульдозеров, автосамосвалов, поливочных автомашин и специальных грунтов уплотнительных средств.

Организация звенооборочных баз и наличие необходимого количества подвижного состава для перемещения готовых звеньев к месту укладки железнодорожного пути, наличие путеукладочных механизмов, таких, как звеньевой путеукладчик системы Платова, балластировочной машины системы Биляева, соответствующих энергетических установок позволили максимально механизировать работы по строительству железной дороги, значительно ускорить темпы строительства, довести до минимума количество рабочих, занятых на строительных работах. В среднем, общее количество работающих на стройке было около 1800 человек.

Работы по строительству верхнего строения пути производились силами строительно-монтажного поезда № 260. Средний темп укладки верхнего строения пути составлял 800 м в сутки. В иные дни, при наличии необходимого количества готовых рельсошпальных пакетов, укладка пути доводилась до 2100 м в сутки. Подача трех составов, груженных готовыми пакетами, обеспечивалась в начальный период паровозами, которые вскоре заменились на тепловозы.

Для баллаستировки железнодорожного пути использовались два карьера: гравийный на 22 км трассы железнодорожного пути и песчано-гравийный в районе 288 км трассы.

Первый карьер, гравийный, был расположен на правобережной пойме р. Зеравшан. Разработка гравия в карьере производилась двумя плавучими дизельными земснарядами марки КЗ с суммарной месячной производительностью 21 тыс. м³, с транспортировкой пульпы по магистральным трубопроводам к местам намыва штабелей гравия. Другой, песчано-гравийный карьер, был расположен в сухом русле водотока под названием Мечеть-сай. Вода в нем отсутствовала и изредка появлялась лишь в период интенсивных весенних ливневых дождей.

В период строительства, по причине таких природных явлений, как штормовые ветры и интенсивные весенние ливневые потоки, имели место значительные повреждения земляного полотна и разрушение искусственных сооружений. Некоторые участки, законченные строительством железнодорожного пути, заносились песком или же выдувались, оставляя провисшие или перекошенные рельсошпальные решетки. Все это требовало принятия незамедлительных мер по укреплению песков, особенно на барханных участках трассы.

На некоторых участках железной дороги, построенные по проекту искусственные сооружения (железобетонные трубы через сухие лога), особенно в пределах трассы от 43 км до 196 км, не обеспечивали пропуск ливневых вод, одни были разрушены полностью, другие частично повреждены. Эти искусственные сооружения были восстановлены после утверждения откорректированных проектов, в которых был учтен фактический дебит паводковых вод по каждому из них.

На десяти отдельных пунктах железной дороги от Навои до Учкудука, в соответствии с проектом были построены: производственные, служебно-технические, культурно-бытовые и жилые здания.

В июле 1959 г. приказом начальника треста Средазтрансстрой было организовано отделение временной эксплуатации. Это было структурное подразделение в составе строительно-монтажного поезда № 260. В задачу отделения временной эксплуатации входили: организация рабочего движения подвижного состава со строительными материалами, металлоконструкциями и оборудованием по строящейся железной дороге до полного окончания строительства и сдачи в постоянную эксплуатацию; перевозка народно-хозяйственных грузов для сторонних организаций, находящихся в сфере притяжения железной дороги; перевозка строительных материалов и оборудования для возведения всего комплекса строительства месторождения Учкудук. Наиболее продуктивной работа отделения временной эксплуатации определилась лишь после завершения укладки верхнего строения пути до станции Учкудук в сентябре 1960 г.

Техническое оснащение отделения временной эксплуатации локомотивами, вагонами, средствами связи соответствовало фактическим надобностям, и имело в своем составе три тепловоза, один паровоз, двадцать две платформы, восемнадцать хопперов, один мотор-

вагон. Все это было арендовано у управления Среднеазиатской железной дороги. Отделение временной эксплуатации прекратило свою деятельность в апреле 1962 г., после сдачи железнодорожной линии Навои - Учкудук в постоянную эксплуатацию в составе Среднеазиатской железной дороги.

Следует отметить, что еще до полного завершения работ по строительству железной дороги, лишь с открытием рабочего движения для подвижного состава, в непосредственной близости от территорий строящихся зданий стали стихийно создаваться населенные пункты. В настоящее время это довольно крупные поселки с многочисленным населением, прибывшим из сопредельных кишлаков.

Следует особо отметить, что лишь с завершением строительства этой транспортной магистрали в Центральных Кызылкумах стало возможным форсировать строительные работы по созданию предприятий горнодобывающих комплексов в этом регионе. Только с открытием нормального железнодорожного сообщения (грузового и пассажирского), бесперебойного обеспечения строительными материалами, металлическими и железобетонными конструкциями и оборудованием, начал интенсивно застраиваться город Учкудук и его промышленные площадки. Подъездные и технологические железнодорожные пути промышленной площадки предприятия и поселка Учкудук общей протяженностью 42 км были построены после завершения строительства основной железнодорожной магистрали в 1961 г., еще до ввода ее в эксплуатацию.

Железнодорожные пути площадки Мурунтау

Строительство следующей железнодорожной ветки от станции Кызылкудук до промышленной площадки Карьерная связано со строительством промышленного комплекса золотоизвлекательного предприятия Мурунтау и города Зарафшан.

Эта дорога создала транспортную связь рудных месторождений и предприятий Мурунтау с г. Зарафшан и с внешней сетью магистральных железных дорог. Общая протяженность - 52 км.

Строительство железнодорожной ветки и подъездного пути на карьер осуществлялось силами строительных подрядных организаций СМП-151 и механизированной колонны № 13, и завершено в мае 1967 г.

Технологические железнодорожные пути для перевозки золотоносной руды от карьера до завода выполнялись силами строительно-монтажного управления Дорстрой Зарафшанского управления строительства и осуществлялись поэтапно, по мере поступления технической документации на строительство второй и третьей очередей золотоизвлекательного комплекса.

Внутриплощадочные пассажирские перевозки от г. Зарафшан до промышленной площадки (32 км) и обратно осуществляются межобластными цельнометаллическими вагонами в соответствии с графиком, который увязан по времени с началом и концом рабочих смен на предприятии.

Железнодорожная ветка к фосфоритному комплексу

Железнодорожная ветка от станции Караката (железнодорожная линия Навои - Учкудук) до Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритовых руд протяженностью 42 км была начата строительством в 1996 г. и сдана в эксплуатацию в 1998 г.

В июле 1996 г. в 70 км южнее города Зарафшан началось строительство Кызылкумского фосфоритового комплекса. Первоначально Правительство Республики Узбекистан поручило освоение месторождения фосфоритов ассоциации «Узхимпром». В целях ускорения строительства Кабинет Министров определил Навоийский горно-металлургический комбинат заказчиком первого пускового комплекса. Генеральным подрядчиком этого объекта стало Зарафшанское управление строительства. Большие объемы строительных и монтажных работ были выполнены специализированными подразделениями Зарафшанского управления строительства и его субподрядными организациями. В частности, железнодорожная ветка была выполнена субподрядчиком - строительно-монтажным поездом № 151, который является подразделением Государственной акционерной компании «Узбекистан темир йуллари».

С окончанием строительства и с вводом этого объекта в эксплуатацию стала возможной бесперебойная транспортировка продукции завода - обогащенных фосфоритовых концентратов на другие заводы химической отрасли Республики Узбекистан для производства фосфорных удобрений.

Магистральная железная дорога через Центральные Кызылкумы

Т а б л и ц а

Виды работ по отдельным участкам трассы

Общая длина трассы, км	737,5
В том числе:	
Навои - Учкудук (реконструкция существующей)	276,5
Учкудук - Мискен (новое строительство)	226,4
Мискен - Султануиздаг (новое строительство)	115,4
Султануиздаг - Нукус (реконструкция существующей)	80,7
Нукус - Найманкуль (реконструкция существующей)	18,2
Мискен - Питняк (новое строительство)	20,2
Из общей длины трассы, км:	
Новое строительство	361,8
Реконструкция	375,7

По решению Кабинета Министров Республики Узбекистан проект магистральной железной дороги через Центральные Кызылкумы Навои - Учкудук - Султануиздаг - Нукус был разработан в 1998 г. Ташкентским проектным институтом КП Гипротранс на основе технического задания на проектирование ГАЖК «Узбекистан темир йуллари». Согласно этому проекту, построенная в 1962 г. железнодорожная линия Навои - Учкудук является составной частью новой железнодорожной магистрали. Виды работ по отдельным участкам

трассы приведены в технико-экономических обоснованиях проекта (табл.).

Участок новой железной дороги Учкудук - Мискен - Султануиздаг с восточной стороны примыкает к существующей железной дороге Навои - Учкудук, где расположена вновь образованная станция Учкудук-2 на расстоянии 13,2 км от станции Учкудук-1.

С завершением строительства новой железной дороги на участке Учкудук-2 - Султануиздаг и с вводом его в постоянную эксплуатацию в 2001 г., стало возможным осуществлять грузовые и пассажирские перевозки с центральных районов государства и соседнего Таджикистана в государства ближнего зарубежья, минуя территорию Туркменистана. Это позволило уменьшить эксплуатационные расходы за счет сокращения дальности перевозок.

Значительному сокращению сроков строительства способствовало объявление стройки всенародной - мобилизацией материально-технических ресурсов Республики Каракалпакстан, областей Бухарской, Навоийской и Хорезмской. Силами Зарафшанского управления строительства построено земляное полотно на станции Учкудук-2 и 57 км главного пути от этой станции.

В общей сложности за неполных 40 лет (1962-2001 гг.) второй половины XX столетия на просторах пустыни Кызылкум построено и ныне функционируют около 1190 км железно дорожных путей. В том числе: магистральных железных дорог - 737,5 км; подъездных железных дорог к промышленным предприятиям и городам - 105 км; станционных железнодорожных путей - 65 км; внутриплощадочных подъездных и технологических железных дорог на предприятиях Навоийского горно-металлургического комбината - 292 км, в том числе технологических - 211 км

Следует отметить, что из 1190 км железнодорожных путей 670 км непосредственно связаны с технологическим циклом в производственном процессе промышленных предприятий, в разное время были построены за счет НГМК силами его подрядных организаций.

За это же время необъятные просторы пустыни стали покрываться сетью автомобильных дорог с твердым покрытием протяженностью около 3000 км.

В Центральных Кызылкумах воздвигнуты и в настоящее время функционируют основные производственные комплексы Навоийского горно-металлургического комбината. Их производственная, социальная и транспортная структуры занимают многие десятки тысяч квадратных километров.

В результате преобразовательных процессов Кызылкумы постепенно теряют привилегию называться пустыней в полном смысле этого слова.

ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИИ

5 и 6 февраля 2004 г. на заседании Специализированного совета Навоийского Государственного горного института состоялась защита диссертационных работ заместителя главного геофизика НГМК Федянина С.Н. на тему: «Разработка метода управления качеством рудопотока при открытой разработке пластового месторождения неконтрастных фосфоритов» и старшего преподавателя Алмалыкского факультета НГГИ Муталовой М.А. на тему: «Разработка и усовершенствование технологии разделения свинцово-медных концентратов из отвальных хвостов фабрик», по которым 29 апреля 2004 года Постановлением Президиума Высшей Аттестационной комиссии им присвоена ученая степень кандидата технических наук.



В работе Федянина С.Н. на основании теоретических исследований обоснована, а затем, практическими результатами доказана целесообразность и технико-экономическая эффективность сортировки неконтрастных руд. Научные исследования выполнены в короткие сроки и явились итогом непосредственной производственной деятельности соискателя в период его работы по внедрению радиометрического метода управления качеством руд на карьере «Ташкура».

В работе Муталовой М.А. обоснованы закономерности протекания поверхностно-химических процессов в зависимости от минерально-техногенных особенностей рудного сырья и параметров технологического режима, применяемых при переработке трудно-разделяемых концентратов и продуктов. Научные исследования явились итогом многолетней работы и периодом ее работы поэтапного внедрения технологии доизвлечения ценных компонентов из хвостов обогатительных фабрик АГМК.



Руководство НГМК, профессорско-преподавательский состав и Ученый Совет НГГИ, коллеги по работе сердечно поздравляют Федянина Сергея Николаевича и Муталову Мархамат Акромовну с присвоением им ученой степени кандидата технических наук!

* * *

КНИЖНАЯ НОВИНКА

В издательстве «Фан» Академии наук Республики Узбекистан вышла книга «Циклично-поточная технология в глубоких карьерах». Авторитетным авторским союзом ученых НГМК: Мальгиным О.Н. - заместителем главного инженера НГМК, Сытенковым В.Н. – главным инженером Центрального Рудоуправления, П.А. Шеметовым - начальником рудника Мурунтау была проделана большая аналитическая работа по оценке современных тенденций в развитии ЦПТ глубоких карьеров и особенностей работы комплекса циклично-поточной технологии в карьере Мурунтау.

В книге представлены показатели технической и технологической надежности работы комплекса ЦПТ, методы и средства адаптации ЦПТ к усложняющимся условиям ведения работ в глубоких карьерах, результаты промышленной оптимизации параметров БВР при подготовке массива для ЦПТ, гибкие технологические схемы ЦПТ, результаты внедрения в практику разработанных технологических схем формирования высоких одноярусных отвалов при конвейерном транспорте, сейсмобезопасные технологии БВР в приконтурной зоне карьера и зоне расположения инженерных сооружений ЦПТ, особенности управления экскаваторно-автомобильным комплексом и качеством рудного потока при ЦПТ в глубоких карьерах, концепция развития глубокого карьера Мурунтау на базе совершенствования ЦПТ и внедрения крутонаклонных межступенных перегружателей и крутонаклонных конвейеров.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горнодобывающих предприятий, преподавателей, аспирантов и студентов вузов горных специальностей.