

O'zbekiston

KONCHILIK xabarnomasi

2

dekabr 2000

ILMIY-TEHNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

JURNAL 1997 YILDAN
CHIQA BOSHLAGAN

Карьер "МУРУНТАУ"

1 000 000 000

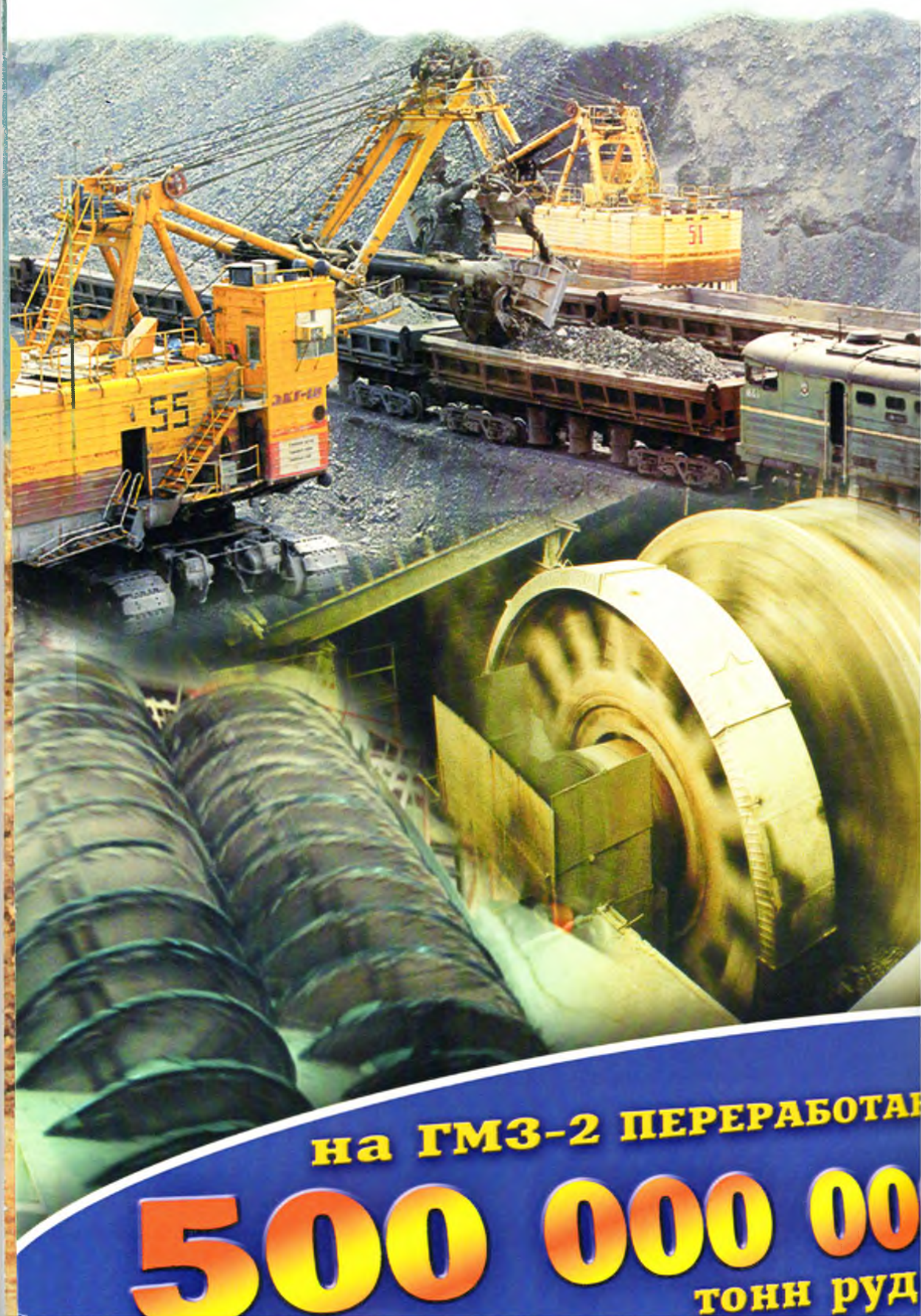
кубических метров горной массы



ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

Узбекистана

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ



на ГМЗ-2 ПЕРЕРАБОТАН

500 000 00
ТОНН РУД

СОДЕРЖАНИЕ

Чредители:

Государственный концерн
«Кызылкумредметзолото»,
Ташкентский
Государственный горный
институт

Главный редактор:

АИМЖАНОВ Б.Р.

Редакционный совет:

БДУЛЛАЕВ У.М.
БДУРАХМАНОВ С.А.
ДАВРОНБЕКОВ У.Ю.
ЛИМЕНКО А.И.
МАЗУРКЕВИЧ А.П.
МАЛЬГИН О.Н.
НАСРИДИНОВ И.Б.
ОБРАЗЦОВ А.И.
ПРОХОРЕНКО Г.А.
САХИМОВ В.Р.
САИДОВ Р.Т.
САНАКУЛОВ К.С.
СЫТЕНКОВ В.Н. –
зам. главного редактора)
ТОЛСТОВ Е.А.
ТУСАНОВ Н.Н.
ЦАРИПОВ Х.Т.
ШЕМЕТОВ П.А.

Редакционный совет журнала
поздравляет всех читателей
с Новым Годом!

Особая признательность
генеральному директору
ОАО «Алмалыкский ГМК»
Прохоренко Геннадию Алексеевичу
и генеральному директору
АО «Уголь» Клименко Александру
Ильичу за оказанную финансовую
поддержку в издании данного
выпуска журнала

Редакционная статья 3

ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Образцов А.И. Гранулометрический состав добытых руд и
особенности распределения золота 4
Образцов А.И., Голищенко Г.Н., Беленко А.П. О характере изменения
радиоактивного равновесия в пласте фосфорита и его влиянии
на рудосортировку 7
Лобузов В.Г. Оценка возможного отрицательного влияния горных
предприятий на водные ресурсы Ангренского бурогоугольного
месторождения 8
Иноземцев С.Б., Канцель А.В., Мазуркевич П.А. Технология
радиометрической сортировки смешанных золотосульфидных руд
месторождения Кокпатас 12
Телибаев Б.К., Федянин А.С. Геофизические методы контроля
устойчивости бортов глубоких карьеров 21

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Малухин Н.Г., Толстов Е.А. Методические основы расчета параметров
эрлифтного подъема продуктивных растворов при скважинном
подземном выщелачивании 22
Сытенков В.Н. Основы разработки адаптационной стратегии освоения
месторождений 26
Шеметов П.А., Бычков В.Н. Управление качеством рудного потока
в карьере Мурунтау 31
Коломников С.С., Давронбеков У.Ю. Технологическая схема
организации промежуточного склада в наклонной траншее
комплекса ЦПТ в условиях карьера Мурунтау 35
Рубцов С.К., Шеметов В.П., Бирик И.П. Взрывание высоких уступов
методом параллельно-сближенных зарядов 39
Раимжанов Б.Р., Насридинов И.Б. Исследования технологических
схем выемки угля в коротких очистных забоях 41
Норов Ю.Д. Методика инженерных расчетов параметров траншейных
зарядов выброса в грунтовом массиве 44
Бирик И.П., Гончаров В.В., Шеметов В.П., Косенко В.И., Лашко В.Т.
Оптимизация параметров БВР за счет использования в забойке заряда
асимметричного действия 47
Филь В.И., Кутенев А.А., Еремин А.М. Применение взрывного метода
очистки фильтров технологических скважин на участках подземного
выщелачивания урана 49

ГЕОМЕХАНИКА

Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Внесение поправок на влияние
грунтовых вод при расчетах устойчивости прибортового
массива карьеров 50
Маджидов И. Численное решение динамической задачи
применительно к расчету подземных сооружений 52
Тураев А.С., Норов Ю.Д., Абдуллаев Ш.М., Абдуллаев Л.А.
Экспериментальное исследование массива методами
физического моделирования при образовании траншей 54

ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Иноземцев С.Б., Канцель А.В., [Каширский С.А.], Мазуркевич П.А., Потапов В.А. Технология предварительного обогащения свинцово- цинковых руд месторождения Учкулач рентгенорадиометрическим методом.....	57
Аскарлов М.А., Курбанов Ш.К., Романов Р.С., Шарафутдинов У.З. Способы окисления золотосодержащих углистых руд.....	60
Санакулов К.С., Абдуллаев У.М., Аскарлов М.А. Извлечение золота ионной флотацией.....	63
Абдурахманов С.А., Аскарлов М.А., Муталова М.А., Насридинов И.Б., Курбанов Ш.К. Аммофос - депрессор свинцовых минералов.....	66
Аскарлов М.А., Насридинов И.Б., Курбанов Ш.К. Исследование на обогащаемость руды месторождения Даугызтау.....	67
Санакулов К.С., Аскарлов М.А. Влияние различных аполярных флотореагентов на показатели флотации золотосодержащих медно- молибденовых руд.....	69
Шарафутдинов У.З., Колпакова Н.А. Адсорбция золота и серебра из щелочных цианистых растворов на активированном угле.....	71

ГЕОТЕХНИКА

Лашко В.Т., Коломников С.С., Давронбеков У.Ю. Перспектива применения выносных конвейеров на карьере Мурунтау.....	72
Кустов А.М., Давронбеков У.Ю., Итяков И.И. Оценка надежности работы карьерных экскаваторов.....	75
Рубцов С.К., Бирик И.П., Шлыков А.Г. Повышение износостойкости бурового инструмента.....	77
Давронбеков У.Ю., Ларионов Е.Д., Кабиров А.Р. Крутонаклонный межступенный перегружатель.....	80
Санакулов Р.Б., Абдиев И.Ш. Некоторые пути повышения надежности технологического транспорта.....	82
Абдуллаев У.М. Зарубежный опыт конструирования и эксплуатации ленточных крутонаклонных конвейеров.....	83

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ

Раимжанов Б.Р., Инамов У. Разработка системы оценки и обеспечения качества функционирования горного производства.....	86
Алимходжаев С.Р. Зависимость себестоимости металла от величины потерь и разубоживания руды при разработке ценных труднодоступных месторождений.....	89
Улаишев И.О., Шапатов К., Давронбеков Р.У. Принятие эффективных решений в менеджменте горного предприятия с учетом риска.....	90

ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Гытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Управление безопасностью отвалообразования при формировании отвалов на неоднородном основании.....	93
Сочетов А.В., Давронбеков Р.У. Оценка вероятности экологического влияния хвостохранилищ ГМЗ-2 на близлежащие водоисточники.....	94
Изгаров З.С. Измерение параметров ударных и воздушных волн при взрыве скважинных зарядов ВВ.....	97
Рубцов С.К., Бирик И.П., Гончаров В.В. Оценка параметров опасных зон по разлету взорванных кусков породы на карьерах.....	99

ИСТОРИЯ ГОРНОГО ДЕЛА

Гурьяков Ю.Ф., Аскарлов М.А., Абдуллаев У.М. История производства рагоценных металлов и меди на территории современного Узбекистана.....	100
Геленко А.П., Кустова З.М., Лузановский А.Г., Повереннов В.В., Чеметов П.А. Предыстории золоторудного промысла Кызылкумском регионе (в музее «Истории освоения Кызылкума» рода Зарафшана).....	102

Ответственный за выпуск
журнала
В.Н. СЫТЕНКОВ

Научно-технический и
производственный журнал
«Горный вестник Узбекистана»

Журнал зарегистрирован в
Управлении по печати
Навоийской области
при Государственном комитете
по печати РУз

Регистрационное свидетельство
за № 381 от 28 марта 1997 года

При перепечатке материалов
ссылка на журнал обязательна

Ответственность за достоверность
фактов, изложенных в публикуемых
материалах журнала, несут авторы

Подписной индекс журнала во всех
каталогах: 75225

Адрес редакции: 706800,
г. Навои, ул. Навои, 45,
Навоийский государственный
горный институт.
тел. 8 (43622) 3-12-70

Компьютерная верстка:

Д. В. КОЛОТИЛИН,
Д. А. ЖИЛКИН,
Л. А. БОБЫЛЕВА,
Л. А. НАРМАНОВА

Дизайн обложки:

З. Т. МАХМУТХОДЖАЕВА,
А. О. СТАНКИНА

Оттиражировано в типографии
ООО «Муалиф г. Бухара,
тел. 227-31-60
Подписано в печать 10.11.2001
Тираж 400 экз.

УВАЖАЕМЫЕ ЧИТАТЕЛИ!

Я испытываю искреннее удовлетворение от возможности приветствовать Вас на страницах журнала «Горный вестник Узбекистана», выпуск которого совпал с переработкой пятисотмиллионной тонны на ГМЗ-2 и выемкой миллиардного кубометра горной массы в карьере Мурунтау. Примечательным является тот факт, что это событие произошло в год десятилетия независимости Республики Узбекистан. За это десятилетие на ГМЗ-2 переработано почти столько же руды, сколько за двадцать предыдущих лет, а производительность ГМЗ-2 в 2001 году превысила 24 млн. т руды. При этом выпуск золота достиг рекордной отметки.

Существенную роль в повышении эффективности производства золота в НГМК играет разработка и внедрение новейших научно-технических технологий во всех звеньях, сложной природно-техногенной системы «недра-карьер-завод».

Но особенно нас радует то, что в этом году Кызылкумский фосфоритный комплекс начал давать высококачественную продукцию. Для ее получения нами широко использовался опыт радиометрической сортировки, накопленный при освоении уранового месторождения Учкудук. В результате создана оригинальная технология сухого обогащения фосфоритов. И сегодня мы можем уверенно говорить о том, что Республика получит в требуемых объемах высококачественное сырье для минеральных удобрений. Нам нужно только расширение производства.

Конечно, результаты нашей работы были бы значительно скромнее без постоянной и всесторонней поддержки со стороны Правительства Республики и лично Президента Узбекистана Ислама Абдуганиевича Каримова.

В решении этих и многих других задач мы постоянно получали поддержку от Правительства Республики и непосредственно от Президента И.А. Каримова.

Такая поддержка не только помогает нам в решении производственных и социальных задач, но и ко многому нас обязывает. И я заверяю, что мы сделаем все, от нас зависящее, для

решения задач, поставленных перед нами правительством Республики.

«Горный вестник Узбекистана» за последние годы стал изданием, аккумулирующим в себе передовые научно-технические решения комбината. Он на равных по актуальности и научно-практической значимости соседствует с таким популярным журналом, как «Горный журнал» Российской Федерации. Кроме своей содержательной привлекательности для специалистов различных профессий и ученых-исследователей, он является незаменимым учебным пособием для студентов средних и высших учебных заведений, а также просто для любознательных читателей.

Открывая и этот номер журнала, Вы, дорогой читатель, найдете для самого себя много интересного в области геологии, геофизики, геотехнологии, геомеханики, геотехники, обогащения, экономики, управления производством, экологии и техники безопасности.

Хотелось бы, чтобы каждый из Вас стал бы активным участником нашего выпуска: «Горный вестник Узбекистана».

Желаю Вам удачи! И с Новым годом!

**Директор Навоийского
горно-металлургического комбината
Н.И. Кучерский**

Гранулометрический состав добытых руд и особенности распределения золота

УДК 550

© А.И. Образцов 2001 г.

А.И. Образцов, зам. главного геолога Центрального РУ НГМК, докт. геол.-минерал. наук

Многолетний опыт изучения и разработки месторождения Мурунтау, изучения других месторождений золото-кварцевого типа (Терекканского в Киргизии, Советского и Аяхтинского в Енисейском крае) позволил сделать два вывода, касающихся распределения золота и

скопического) золота всегда локализуются в трещинах или на поверхности минералов-сорбентов, в частности кварца. В более широком смысле, золотая минерализация контролируется зонами повышенной трещиноватости в жилах или других вмещающих породах.

Добыча руды сопровождается дроблением, измельчением ее при взрывных работах, погрузке и разгрузке. Естественно, наиболее вероятно разрушение руды по имеющимся в ней системам трещин, открытым или цементированным вторичными минералами. Поэтому, когда у технологов появился интерес к особенностям распределения золота по фракциям крупности в добытой руде, ответ следовал из вышеприведенного вывода, - в мелких фракциях. Специалисты Навоийского комбината провели крупномасштабные исследования гранулометрического состава руд, соответствующего условиям буровзрывных работ в карьере Мурунтау, и сделали попытку оценить распределение золота. На качественном уровне «обогащение» золотом мелких фракций полностью подтвердилось. Достоверность количественной оценки осталась под сомнением из-за сложности опробования крупных фракций и оценки исходного содержания золота.

Максимальный выход руды приходится на фракции крупностью от (+10) мм до (-100) мм, в целом 55%. С целью достоверной оценки распределения золота по всем фракциям (крупности) добытой руды было предпринято специальное исследование трех проб массой от 10,2 т до 12,7 т. Пробы отобраны из склада бедных руд, попутно добытых при проходке разведочных выработок

Таблица 1
Гранулометрический состав руд, добываемых в карьере Мурунтау (Агарков В.Ф., Цепкин В.Г. и др., 1983 г.)

Размер фракции, мм	Выход средний, %	от-до, %
+400	2,5	0 – 15
-400 +200	5,5	3 – 12
-200 +100	12,0	4 – 20
-100 +50	18,0	9 – 23
-50 +20	18,0	15 – 26
-20 +10	19,0	8 – 34
-10 +5	12,0	6 – 18
-5 +1	7,0	3 – 9
-1 +0	6,0	3 – 7

взаимоотношения его с вмещающими жилами кварца. Осаждение золота из растворов происходило в результате сорбирования на сформированных и, чаще всего, раскристаллизованных, кварцевых жилах. На последние золото наложено, по отношению к ним вторично. По этой причине наблюдаемые выделения видимого (и субмикро-

Таблица 2
Гранулометрический состав руд, добытых при проходке подземных горных выработок и вариации содержания золота по фракциям (Образцов А.И., Напольский Н.К., 1999 г.)

	Проба 1		Проба 2		Проба 3		
	выход, %	содерж. Au, г/т	выход, %	содерж. Au, г/т	выход, %	содерж. Au, г/т	
+200	3,5	1,1	9,4	1,06	2,9	1,3	5,3
-200+100	8,8	1,15	20,5	1,22	7,6	1,57	12,3
-100+50	28,1	0,74	44,6	1,02	20,0	1,32	30,9
-50+20	32,3	0,59	15,9	1,01	26,9	1,15	25,0
-20+10	8,4	0,59	2,8	0,10	11,2	1,31	7,5
-10+5	9,6	0,64	3,7	0,12	16,5	0,95	9,9
-5 мм	9,3	1,15	3,1	0,33	14,9	1,42	9,1
Средневз. содерж.		0,75		0,98		1,24	
Масса общая, т	12,7		10,2		11,1		

шахты Мурунтау. Особенность их заключается в том, что в горных выработках производится мелкшпуровая отбойка руды, а в карьере заряжаются и взрываются расположенные по относительно редкой сети скважины большого диаметра. Пробы расситованы на 7 фракций (табл. 2), каждая из которых взвешена, издроблена до -1 мм и опробована по установленной методике. Эти операции обеспечили необходимую достоверность определения содержания золота в каждой фракции. Среднее содержание в пробе вычислено способом средневзвешенного, исходя из веса и содержания золота в каждой фракции.

В результате анализа полученных данных установлено «обогащение» золотом не только мелких фракций (пробы 1, 3), но и крупных (более 50 мм) фракций во всех пробах. Последнее обстоятельство указывает нам на новое вещественно-минералогическое проявление, требующее расшифровки природы и последующего практического использования. Кроме того, несмотря на различия в способах дробления, наибольший выход классов крупности остается практически одинаковым: от (+20) мм до (-100) мм в пробе 1, от (+20) мм до (-200) мм в пробе 2 и от (+20) мм до (-100) мм в пробе 3 (табл. 2). Сходство гранулометрического состава проявляет новую закономерность - зависимость характера и степени дробления от развития природной трещиноватости в породах и рудах.

Распределение золота, отраженное в табл. 2, проявляет важные в научном и практическом отношении закономерности. В пробах 1 и 3 подтверждается повышенное содержание золота в наиболее мелком классе. Степень условной «концентрации» варьирует от 14% до 53% относительных. Природа этого феномена получила объяснение в работе [1]. Отсутствие обогащения в мелкой фракции пробы 2 не противоречит основному выводу, а означает, что не все трещиноватые породы содержат повышенные концентрации золота как из-за отсутствия минералов-сорбентов, так и залегания трещиноватых пород за пределами зон фильтрации гидротерм.

Крупные фракции (от +50 мм до +200 мм) во всех трех пробах отличаются повышенными содержаниями золота, превышающими средневзвешенные на 12-50%. Доля крупнокусковых руд во всей массе проб варьирует от 12,1% до 30,5%, составляя в среднем 24,2%. Если характер осаждения золота в трещинах минералов-сорбентов расшифрован недвусмысленно, то залегание его в кремнисто-кварцевых метасоматитах требует дополнительного пояснения. На отдельных участках, и в определенные этапы формирования месторождения, широко проявились процессы метасоматоза, заключающиеся в реакциях замещения между эндогенными гидротермами и вадозными водами, трещинно-поровым метаморфогенным флюидом. Ввиду прерывистого характера развития трещиноватости поступление растворов в зону взаимодействия («отдельный участок») неизбежно происходит пульсациями. В одни этапы поступают оба типа раствора (эндогенный и вадозный) и тогда протекают реакции замещения, в другие этапы поступают только рудоносные гидротермы и происходит осаждения золота по сорбционной схеме. Этапы закономерно чередуются, имеют разную продолжительность. Поэтому золотая

минерализация (в виде микроскопических выделений) в последующие этапы цементируется выпадающими в осадок минералами (преимущественно кремнеземом) при реакциях замещения. Циклы рудоотложения и цементации могут повторяться многократно. Этот механизм объясняет и высокую прочность отдельных участков рудных зон (по первоначальному составу - кремнистые метасоматиты), и природу их золотоносности.

Приведенные геологические особенности формирования месторождения объясняют и природу феномена повышенных содержаний золота в крупнокусковой руде, и причину высокой физико-механической прочности данного сорта руд. Полученные выводы получили дополнительное подтверждение в специфике состава руды по фракциям и в различиях степени извлечения золота при технологическом переделе. Простой осмотр рудных складов позволяет наглядно убедиться, что среди прочных крупных обломков руды преобладают окремнелые и окварцованные разности, которые с определенной мерой условности можно рассматривать как метасоматиты. Материал кварцевых жил встречается преимущественно (более 75%) в мелкой фракции. С другой стороны, опыт выщелачивания золота из руд крупностью (-3) мм цианистыми растворами показывает, что при такой степени измельчения не достигается вскрытие и извлечение от 25% до 40% заключенного в бедных рудах золота. Эта величина не случайно близка к доле крупнокусковой фракции во всем объеме руды.

Таблица 3
Размерность минералов в рудах
(Образцов А.И., Нестерова Н.П. и др., 1999, 1969 гг.)

Названия преобладающих пород	Доля среди руд и пород карьера, %	Размерность зерен, мм
Слюдисто-кварцевые сланцы, метаалевролиты, содержат не менее 55% свободного SiO ₂	55-60	0,01 - 1
Жилы и прожилки кварца, карбоната, метасоматиты	40-45	4 - 20

Степень дробления руды при добыче зависит как от природной размерности минеральных зерен в рудах, так и от естественной трещиноватости пород. Результаты минералогических и структурных исследований данных параметров руд на месторождении Мурунтау приведены в табл. 3 и 4.

В колонках 3 и 4 табл. 4 отражены среднестатистические наблюдаемые данные, главным образом в подземных горных выработках. Данные в колонке 5 получены умножением величин относительной встречаемости сцементированных трещин (колонка 4) на долю всех трещин (колонка 3) и делением произведения на 100. В колонке 6 приведены фактические сведения о гранулометрическом составе, взятые из табл. 1. Сравнение теоретического выхода фракций и фактически определенного гранулометрического состава указывает на их весьма близкую величину. Это означает, что разрушение пород при буро-взрывных работах происходит по имеющейся системе трещиноватости, обусловленной длительной тектонической историей месторождения.

Таблица 4

Размерность сети трещиноватости
(Образцов А.И., Косолапов В.П., 1996 г.)

Характер трещинно-блоковой отдельности	Размерность блоков, мм	Доля среди руд и пород карьера, %	В том числе доля сцементированных трещин	Теоретический выход фракций, %	Фактический выход фракций на горных работах
Крупные блоки	5000-8000	5	10	0,5	
Глыбовая отдельность	800-1500	15	30	4,5	3,5
Крупнокусковая отдельность	200-400	20	70	14,0	5,5
Среднекусковая отдельность	50-200	50	95	47,0	48,0
Природные брекчии слабоцементированные	1-50	10	50		

Вещественно-минералогический состав руд, характер и степень метаморфизма определяют физико-механические свойства основных горных пород и руд (табл. 5). С ними связаны степень дробления пород при взрывании, а также энергозатраты при технологическом измельчении руды на дробильно-мельничном оборудовании.

Приведенные в табл. 5 данные инженерно-геологических исследований связаны и с размерностью минеральных зерен (табл. 3), и с выходом фракций крупности через долю соответствующих разностей пород. Отношение величины сопротивления сдвигу к сопротивлению сжатию (относительная прочность) может служить критерием при выборе способа

Таблица 5

Физико-механические свойства основных горных пород и руд
(Касавченко Г.В. и др., 1969 г.)

	Метаалевролиты		Сланцы окварцованные		Кварц	
	от	до	от	до	от	до
1. Сопротивление сжатию, кг/см ² среднее (а)	545	1900	420	1730	502	1940
	1148				1221	
2. Сопротивление растяжению, кг/см ² среднее (в)	23	95	40	93		
	63					
3. Сопротивление сдвигу, кг/см ² среднее	330	1770	750	810	475	960
	915				718	
Относительная прочность K= в:а						
	0,8				0,59	

Таблица 6

Удельные энергозатраты по стадиям измельчения
(Пашков А.А., 2000 г.)

Виды, стадии измельчения	Размер частиц, мм	Затраты энергии, квт.ч/т
Крупное дробление	+95	0,3 – 0,5
Среднее и мелкое дробление	-95 + 10	0,8 – 1,2
Грубое и тонкое измельчение	-10 + 0,074	18 – 20
Сверхтонкое измельчение		50 и более

измельчения руд и применяемого оборудования. Так щековые и валковые дробилки, шаровые и молотковые мельницы разрушают куски руды посредством сжатия-удара. Мельницы, использующие вращающиеся друг относительно друга жернова разрушают породу посредством сдвиговых, тангенциальных нагрузок. При этом относительная прочность пород снижается на 31% для кварцевых руд или на 20% для окварцованных сланцев. По реальным рудам, представленным смесью этих пород, снижение относительной прочности будет находиться между указанными пределами. Не случайно применение мельницы «самоизмельчения», разработанной сотрудниками предприятия Прохоренко Г.А. и Аверочкиным Е.А., позволяет снизить удельные энергозатраты на измельчение руды того же класса на 20-25% [2]. Совпадение этих

величин с приведенным выше уменьшением относительной прочности далеко не случайно.

Резкий скачок энергозатрат при переходе на грубое и тонкое измельчение обусловлен тем, что на этой стадии разрушается внутренняя структура кристаллов, минеральных зерен. Приведенные в табл. 6 данные непосредственно вытекают из вещественно-минералогических структурных и физико-механических характеристик руды, приведенных в табл. 3, 4, 5. Вместе взятые они представляют собой объективную и обоснованную базу данных и полученных из них выводов, позволяющих оптимизировать дробление и измельчение руды на разных стадиях технологического передела, выбрать наилучшее оборудование и существенно снизить затраты на переработку.

Список литературы:

1. Образцов А.И. Закономерности формирования и локализации золоторудных месторождений Мурунтауского рудного поля. Автореф. диссерт. на соискание ученой степени доктора геолого-минералогических наук. М. 1998.
2. Аверочкин Е.А., Прохоренко Г.А., Пашков А.А. Результаты экспериментальных исследований новой конструкции мельницы самоизмельчения для минерального сырья. // Горный вестник Узбекистана. № 2, 1998.

О характере изменения радиоактивного равновесия в пласте фосфорита и его влиянии на рудосортировку

УДК 550

© А.И. Образцов, Г.Н. Голищенко, А.П. Беленко 2001 г.

А.И. Образцов, зам. главного геолога Центрального РУ НГМК, докт. геол.- минерал. наук,
Г.Н. Голищенко, главный геофизик Центрального РУ НГМК,
А.П. Беленко, главный геолог Центрального РУ НГМК

При проведении опытных горных работ по добыче фосфоритовых руд на участке Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения изучены состав и строение пласта фосфорита. До настоящего времени разрабатывается преимущественно «второй» (считая сверху вниз по разрезу рудовмещающей толщи) пласт. По данным эксплуатационной разведки в пласте определяется содержание фосфорного ангидрида, попутных полезных и вредных компонентов. Полученные данные позволяют сделать ряд выводов, имеющих большое значение в технологии разработки месторождения, а также важных для понимания условий образования руд, их вторичных изменений.

Пласт фосфорита отчетливо разделяется на три слоя непостоянной мощности. Верхний слой мощностью от 5 до 40 см (среднее 26 см в изученной части) сложен переслаивающимися фораминиферовыми фосфоритами и мергелями. Породы слабо сцементированы известково-глинистым цементом. Мергели несут на себе следы окисления, что выражается в появлении белесой и желтовато-белесой окраски. Содержание P_2O_5 варьирует от 6% до 22,5%, составляя в среднем 16%.

Средний слой мощностью от 10 до 50 см (в среднем 32 см) представлен мелко- и среднезернистыми оолитово-фораминиферовыми фосфоритами большей частью несцементированными, рыхлыми. Сцементированные участки имеют линзообразную форму, протяженность до 5-8 м и мощность 15-30 см. Рыхлые фосфориты имеют светло-желтоватую окраску. Сцементированные участки выделяются обычно серым цветом. Отсутствие цемента и желтые тона окраски указывают на проницаемость для кислородсодержащих вод и проявление окисления. Содержание P_2O_5 варьирует от 14% до 26,5%, составляя в среднем 18,9%.

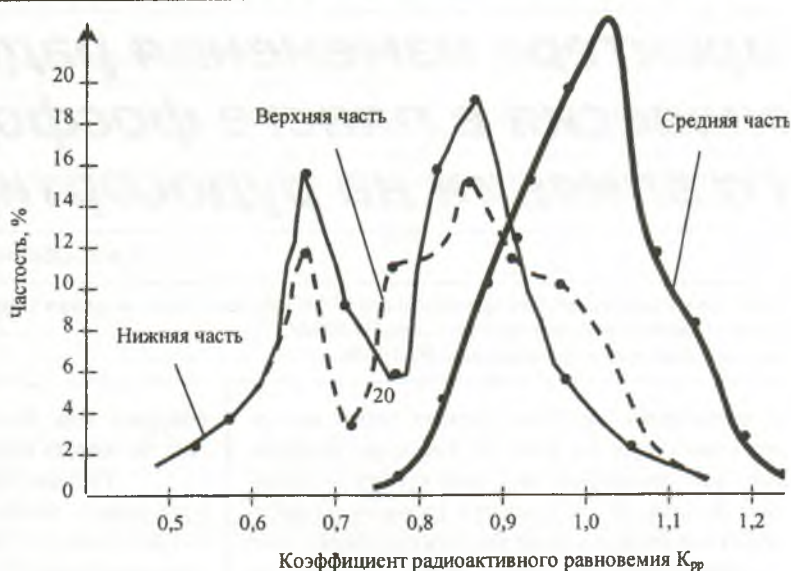
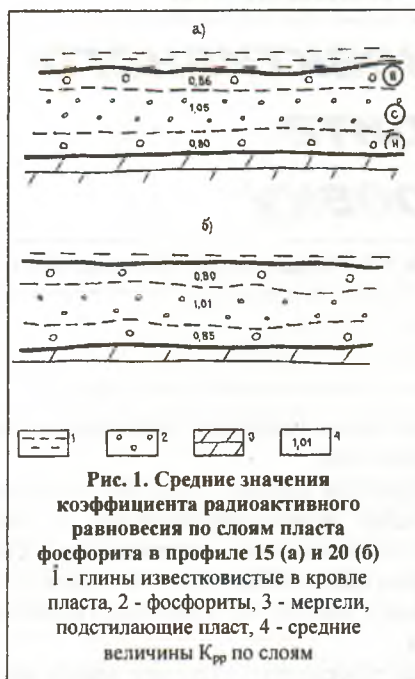
Нижний слой мощностью от 5 до 45 см, в среднем 18 см, сложен зернистыми смешанно-фораминиферовыми фосфоритами на крепком карбонатном или гипсово-карбонатном цементе (мергелистые фосфориты). Содержание P_2O_5 варьирует от 5,8% до 24,4%, составляя в среднем 14,4%. Окраска нижнего слоя пятнистая. На зеленовато- и коричневато-сером общем фоне выделяются пятна светло-желтой окраски. Число пятен увеличивается к верхней части слоя, где доля их достигает 50%, а участками они преобладают. Изменение первоначальной окраски фосфоритов в слоях указывает на проявление процессов вторичного окисления в результате проникновения кислородсодержащих атмо-

сферных вод. На это также указывает значительная загипсованность нижнего слоя.

Рыхлые фосфориты среднего слоя без сомнения отличались наибольшей водопроницаемостью, о чем свидетельствует как их физическое состояние, так и степень окисления. В этом факте обнаруживается аналогия с процессами окисления в пластах на урановых гидрогенных месторождениях.

Приведенные особенности строения пласта фосфорита и различия в степени окисления слоев заставили нас обратиться к анализу изменения коэффициента радиоактивного равновесия (K_{pp}). При проведении эксплуатационной разведки опробование поднятого из пласта керна выполняется по секциям, все три слоя опробуются раздельно. Пробы анализируются на содержание P_2O_5 , урана и радия, что позволяет вычислять K_{pp} по каждому слою. Результаты вычислений приведены на рис.1, 2. Для анализа выбраны два профиля (15, 20) в центральной части разведанного участка. Коэффициент радиоактивного равновесия по верхнему слою составил 0,86 в профиле 15 и 0,80 в профиле 20, среднее – 0,83. K_{pp} по нижнему слою – 0,80 в профиле 15 и 0,85 в профиле 20, среднее – 0,82. Соответственно по среднему слою коэффициент варьирует от 1,05 до 1,01, составляя в среднем 1,03, то есть отличается на 19,4% от относительных. Мергелистые фосфориты верхнего и нижнего слоя по коэффициенту радиоактивного равновесия практически неразличимы. Отличия их по K_{pp} от среднего слоя значимы по величине и требуют объяснения их природы.

На рис. 2 приведены частоты встречаемости K_{pp} в зависимости от их величины, с шагом в одну десятую единицы. Всего использованы анализы 300 проб, в том числе по средней части пласта – 124 пробы. Распределение коэффициента в среднем слое подчиняется нормальному закону, мода распределения совпадает с величиной 1,03. Кривые распределения K_{pp} по нижнему и верхнему слоям имеют двухмодальную структуру, подобны между собой. Моды совпадают с величинами коэффициентов 0,66 и 0,87. Причина двухмодальной структуры достоверно не установлена, но можно выдвинуть весьма вероятное предположение о двух механизмах накопления урана и радия в период седиментации, изначально отличающихся по их соотношению. К первому из них относится сорбирование на глинистой фазе, к другому – биогенный механизм с накоплением в раковинах фораминифер и других форм. В этом случае при фильтрации по среднему слою кислородсодержащих вод практически полностью выносятся глинисто – урановая компонента



(мода с коэффициентом 0,66), а из биогенной фазы относительно больше выносится уран, отличающийся повышенной растворимостью. Это предположение можно проверить сравнением состава проб, попавших в выборки, относящиеся к разным модам.

Установленная закономерность позволяет сделать важный практический вывод. В настоящее время настройка (градуировка) рудоконтролирующей станции выполнена на основе опробования автосамосвалов и замеров радиоактивного излучения от руды системой датчиков без разделения измерений на принадлежность к тому или другому слою пласта. Это приводит к значительной погрешности в оценке содержания P_2O_5 . Для устранения этого недостатка целесообразно выполнить «градуировку» с учетом принадлежности к определенному слою пласта фосфорита. При этом на рудоконтролирующей станции нужно пользоваться не одной эмпирической кривой, характеризующей корреляционную связь содержания фосфорного ангидрида и радиоактивности, а двумя, что позволит существенно повысить качество рудосортировки, улучшить экономические показатели работы предприятия.

Ожидаемые различия в характере корреляцион-

ной связи содержания P_2O_5 и радиоактивности массы между средним и другими слоями п. по-видимому, не менее значимы, чем по самцам радиоактивного равновесия. Между нижним слоями существенных отличий не о, это предположение требует эмпирической прнованием для этого служат также определенн между ними по содержанию полезного ком шественному составу и физико-механическим.

У ряда специалистов бытует мнение. поверхностной части пласта проявляется «з за» с резким изменением K_{pp} , а, значит, пар рудосортировки. Прямое вычисление коэфф 15 пробам из приповерхностной части п. предположение не подтвердили. Следует пр по одной пробе K_{pp} составил всего 0,53. П аномалии неясна. Не исключена ее связь с по анализов.

Таким образом, детальное изучени строения пласта позволяет получить важные ском и научном отношении выводы относит зования и вторичных изменений пласта фосф заться от некоторых бытующих заблуждений.

Оценка возможного отрицательного влиян горных предприятий на водные ресурсы Ангренского бурого угольного месторождени

УДК 551.24:553.96:550.8(575.11)

© В.Г. Лобуз

В.Г. Лобузов, главный геолог ГРЭ АО «Уголь»

Ангренская долина издавна освоена населением для сельского хозяйства, в настоящее время играет существенную роль в топливно-энергетическом балансе

Узбекистана, обеспечивает за счет эксплуата «Ангренский» и шахты №9 более половины, во всей республике. Кроме того, там фу

станция «Подземгаз», ГРЭС в городе Ангрене и введенная в эксплуатацию Ново-Ангренская ГРЭС, другие промышленные предприятия совместные хозяйства животноводческого, зернового и плодоовощного направления. Построена система гидротехнических сооружений: Ахангаранская плотина, водохранилище, отводной канал р. Ахангаран, система перехвата воды правобережных саев.

Меру и глубину воздействия каждого объекта можно определить только имея исходную информацию об уровненом режиме подземных вод. При этом гидрорежимная сеть должна иметь достаточное количество скважин, а скважины должны быть расположены по строго определенной схеме, позволяющей обработать исходную информацию с помощью имеющегося в настоящее время аналитического аппарата.

По состоянию на 01.10.2001 г. гидрорежимная сеть в пределах Ангренского бурогоугольного месторождения состояла из 38 скважин, из них 29 на четвертичный, 1 на неогеновый, 4 на мел-палеогеновый и 4 на юрский водоносные горизонты. Совершенно очевидно, что для таких сложнейших природных гидрогеологических условий месторождения, на которые наложены глубокие воздействия многочисленных инженерных сооружений, такого количества скважин явно недостаточно, их количество должно составлять 150-200 скважин. Современное состояние гидрорежимной сети неудовлетворительно не только по признаку достаточности, но и по схеме расположения скважин.

Исключение одной-двух скважин из ранее разработанной схемы гидрорежимной сети, что часто имело место в практике режимных наблюдений на Ангренском месторождении, превращает исходные данные об уровненом режиме подземных вод в неполные, а часто и бесполезные, не подлежащие обработке аналитическими зависимостями, а значит и невозможности обоснованного решения многих важных вопросов, касающихся экологии, открытых и подземных горных работ.

Следует отметить, что значение уровней и напоров подземных вод кроме аспектов влияния на водный режим окружающей среды играет существенную роль в развитии оползневых деформаций, весьма характерных для Ангренской долины. Оползнями поражены как естественные склоны долины, так и борта разреза «Ангренский». Подземные воды оказывают взвешивающее воздействие на оползневые массивы, увлажняют и разуплотняют контакты, поверхностные воды попадают в трещины и насыщают пришедшие в движение оползневые массы, способствуя транспортировке оползневых пород. В результате сооружения внешних отвалов вдоль левобережного склона и в русле Туган-Баши сая существенно изменяются условия стока подземных и поверхностных вод, что должно оперативно учитываться при расчетах устойчивости возникающих техногенных массивов пород.

В настоящее время на разрезе «Ангренский» продолжается стабилизация оползня, поразившего центральную часть рабочего борта разреза «Ангренский», оползня на северном борту разреза. Развивается оползень на южном борту разреза, который не имеет четких границ, с неясным пока механизмом формирования. Существенное значение для объективной оценки протекания

оползневых процессов и их стабилизации имеют значения уровней и напоров подземных вод.

Произведен анализ современного воздействия различных инженерных объектов на подземные воды на основе имеющейся исходной информации. В виду их неполноты этот анализ будет носить предположительный и только качественный характер.

Четвертичный водоносный горизонт. Под совместным влиянием разреза и многочисленных гидротехнических сооружений, наиболее интенсивно повлиявших на естественные гидрогеологические условия, изменились источники питания, условия транзита и разгрузки четвертичного водоносного горизонта. Если в естественных условиях поток был направлен в сторону реки Ахангаран, то в настоящее время имеет место следующее перераспределение потока.

В северной половине поля разреза «Ангренский» поток подземных вод гравийно-галечниковых отложений развернут в сторону разреза. Радиус влияния разреза достиг контура выклинивания галечников, т.е. внешних границ водоносного горизонта. Динамика снижения уровней за период с 1955 г. в северной части поля разреза, свидетельствует о квазиустановившемся режиме фильтрации, при котором величина разгрузки водоносного горизонта в разрез практически равна величине динамических ресурсов, уровни остаются практически постоянными за исключением прибортовой полосы шириной около 400 м, где отмечается сработка статических запасов и осушение водоносного горизонта. Основное питание водоносный горизонт получает за счет естественного источника - инфильтрации поверхностного стока со стороны Чаткальского хребта и атмосферных осадков и искусственно-фильтрационных потерь из Ахангаранского водохранилища. Гипсометрически высокое положение водохранилища, его большая площадь обуславливают частичное восполнение запасов подземных вод четвертичного водоносного горизонта за счет фильтрационных потерь из водохранилища, благодаря чему в пределах северного участка поля разреза сохраняется квазиустановившийся режим фильтрации. Практически по всему полю разреза отмечено (за период 1955, 1977, 1981-1991 гг.) снижение уровней. Наиболее интенсивно оно в прибортовой полосе - до 250 м, однако остаточная обводненная мощность составляет от 20 до 60 м.

Отмечается погружение подрусловых потоков Саяк и Баксук-саев, вызванное изменением базиса дренажа для них. Уровень подруслового потока Саяк-сая (на расстоянии 250 м от разреза) снизился с отметки 1094 м в 1955 г. до отметки 1085 м в 1977 г., далее существенного снижения не отмечалось, несмотря на приближение рабочего борта к наблюдательной скважине (1084,9 м в 1991 г.).

Уровни подрусловых потоков в настоящее время находятся на более высоких отметках, чем уровни подземных вод на водоразделах саев, что говорит о том, что саи питают подземные воды.

В южной части поля разреза поток подземных вод претерпел меньшие деформации, чем в северной. Лишь в прибортовой полосе шириной 800-1000 м поток развернут в сторону разреза, на более удаленных от разреза площадях поток, как и в естественных условиях,

направлен в сторону реки Ахангаран.

В этой части поля разреза произошло снижение уровней за последние 15 лет на 20-30 м. Этот факт свидетельствует об относительно меньшей величине динамических ресурсов, чем в северной части поля разреза, и отражает следствие изменения направления потока, т.е. базиса дренажа, выражающееся в истощении запасов водоносного горизонта.

Существенное воздействие на режим четвертичного водоносного горизонта имеет отводной канал реки Ахангаран. Ввиду того, что уровень в нем находится на более высоких отметках, чем в естественной дрене (реке Ахангаран), он является источником питания подземных вод (за счет фильтрационных потерь из канала), что способствует частичному восполнению запасов подземных вод. Вопрос взаимосвязи канала с подземными водами недостаточно ясен, т.к. наблюдения за четвертичным водоносным горизонтом вблизи канала практически не ведутся. На участках, где дно канала не экранировано (ПК 0-12), связь с подземными водами очевидна, а вот на участках с экранированным дном возможно несколько вариантов взаимосвязи: либо ее отсутствие, если экранизация выполнена надежно, либо уровень подземных вод оторван от уровня в канале, а фильтрационные потери инфильтруются в режиме «дождевания»; либо существует непосредственная тесная гидравлическая связь с подземными водами с сопряжением уровней. Вопрос влияния отводного канала на режим подземных вод важен не только с точки зрения изменения запасов подземных вод, но и с точки зрения влияния на состояние склонного к оползневым деформациям южного торца разреза, изменения химического и бактериологического состава подземных вод. Все эти вопросы не решены и нет необходимого объема исходных данных для их решения.

Ныне ведущиеся горные работы на участке «Апартак» непосредственного влияния на режим подземных вод не оказывают, т.к. они ведутся выше залегания уровня подземных вод. Однако уже сейчас разрез перехватывает часть поверхностного стока со стороны Чаткальского хребта, тем самым сокращая динамические ресурсы подземных вод. В дальнейшем по мере углубления разреза, отсыпки отвалов кроме перехвата части динамических ресурсов начнут дренировать подземные воды, что скажется на истощении запасов подземных вод.

В связи с углублением разреза «Ангренский» все более будут обостряться вопросы устойчивости его рабочего борта. По прогнозу ВНИМИ в дальнейшем необходима обязательная двухсторонняя отработка запасов угля Ангренской долины разрезами «Апартак» и «Ангренский» в целях обеспечения устойчивости бортов разрезов и склонов Чаткальского горного массива.

Несомненное воздействие на ресурсы и качественный состав четвертичного водоносного горизонта имеют гидроотстойники разреза «Ангренский», расположенные в пределах Аблыкской площади. Необходимой исходной информации для количественной оценки меры этого воздействия в настоящее время не имеется.

Горные выработки шахты №9 и станции «Подземгаз» непосредственного влияния на четвертичный водоносный горизонт не оказывают, т.к. отделены мощ-

ным слоем слабопроницаемых глин (вторичные юрские каолины).

Мел-палеогеновый водоносный горизонт
палеогеновый водоносный горизонт носит в настоящее время напорно-безнапорный характер. Степень влияния различных инженерных объектов на его режим носит прежде всего от особенностей геологического строения участков сооружения объектов, а также от изменения напряженного состояния массивов пород этими объектами.

К особенностям геологического строения прежде всего наличие и мощность слабопроницаемых неогеновых отложений, играющих роль водонепроницаемых горизонтов. А ввиду того, что на большей части территории мел-палеогеновый водоносный горизонт имеет напорный характер, водовмещающие породы, сложенные глинистыми породами, имеют малую способность, склонность к оползневым деформациям изменению напряженного состояния. При развитии работ и возникновении оползневых деформаций существенно изменяются и напоры подземных вод.

В естественных условиях мел-палеогеновый водоносный горизонт разгружался в реку Ахангаран. В настоящее время примерно на расстоянии 2 км от потока развернут в сторону разреза «Ангренский» канал, который на более удаленных участках сохранил свое естественное направление. Ограниченность влияния будет сохраняться до тех пор, пока горные работы не будут вестись на участках, где отсутствует раздельный слой новых отложений, т.е. водоносный горизонт вблизи разреза получает питание со стороны вышедшего водообильного четвертичного водоносного горизонта. Благодаря питанию из водообильного водоносного горизонта сохраняются напоры даже вблизи разреза. В настоящее время на остаточных напорах над кровлей водоносного горизонта в пределах прибортовой полосы шириной составляет от 20 до 150 м. После отработки участка питания интенсивность снижения напора в дренажном водовмещающем разрезе увеличивается.

Существенное влияние на режим мел-палеогенового водоносного горизонта оказывают технические сооружения, прежде всего Ахангаранское водохранилище и отводной канал реки Ахангаран. На участках, прилегающих к водохранилищу и отводному каналу, отсутствует раздельный слой, что обуславливает тесную гидравлическую связь с четвертичным водоносным горизонтом, а через него и с гидротехническими сооружениями.

Воздействием водохранилища в какой-то мере можно объяснить рост напора в пределах поля. Однозначно относить такую ситуацию на воздействие водохранилища нельзя, тем более нет достаточных данных о деформациях, следует также иметь в виду, что местность находится в пределах сейсмически и тектонически активной зоны, где возможны глубинные процессы, вызывающие такой отклик со стороны прежде всего подземных вод. Кроме того, периодически возникающие оползневые деформации на рабочем борту разреза вызывают также изменения напора.

В пределах участка «Апартак» величина

составляет 130-210 м. Динамику их изменения проследить трудно ввиду недостаточности исходных данных. По скважине №500 в 1957 г. пьезометрический уровень находился на отметке 1130 м, в 1983 г. - на отметке 1200 м. Ввиду того, что этот участок находится за пределами возможного воздействия гидротехнических сооружений и других объектов, можно сделать вывод о наличии глубинных процессов или сейсмического порядка.

Юрский водоносный горизонт. Юрский водоносный горизонт в пределах месторождения носит напорный характер. В естественных условиях он разгружался в реку Ахангаран, в настоящее время - частично в разрез и выработки шахты №9.

В пределах поля разреза отмечается рост напоров. По скважине 772, находящейся на расстоянии 150 м от разреза, в 1956 г. зафиксирован уровень на отметке 996 м, в 1991 г. - на отметке около 1030 м. Аналогичные тенденции отмечаются на участке Апартак - по скважине 657 в 1956 г. уровень находился на отметке 1096,9 м, в 1983 г. - около 1200.

Синхронный рост напоров в мел-палеогеновом и юрском водоносных горизонтах в пределах поля разреза в течение последних 40 лет наряду с активным дренирующим воздействием разреза «Ангренский» свидетельствует о том, что в регионе идут глубинные природные процессы тектонического и сейсмического порядка, которые в целом и определяют уровневый режим напорных водоносных горизонтов, а влияние инженерных объектов носит местный ограниченный характер.

В настоящее время величина напоров над кровлей водоносного горизонта в прибортовой полосе шириной 1500 м достигает 220 м.

Значительные изменения гидрогеологических условий произошли в районе станции «Подземгаз», обусловив развитие Атчинского оползня.

В процессе выгазовывания угля, увлажнение газа поступающего из газогенераторов, происходит только за счет влаги, содержащейся в угольном пласте и в обжиговых каолинах, перекрывающих его кровлю. Подземные воды в процессе газификации непосредственного участия не принимают, однако в массиве создается сложное динамическое равновесие, возникают зоны высокого давления, которые препятствуют проникновению воды в выработанное пространство. Поэтому при работе газогенераторов наблюдается местное повышение напоров подземных вод, на участках, прилегающих к ним.

В зоне потушенных газогенераторов происходит проседание толщ пород над выгазованным пространством, разбитого системой температурных трещин. Мощность зоны трещиноватости достигает (19-14)м, где m - мощность угольного пласта. Степень трещиноватости различна; мощность зоны беспорядочного обрушения составляет (0,5-1,0)м, зоны разрушения - 4м, интенсивность трещиноватости (8-9)м. Вся трещиноватая зона заполняется водой, причем в результате этого возникает тесная гидравлическая связь юрского и мел-палеогенового водоносных горизонтов, ранее разобщенных на этом участке.

В результате на площади станции «Подземгаз» сформировался своеобразный техногенный водоносный горизонт относительно высокой проницаемости в ниж-

ней части. Мощность его определяется разностью отметок подошвы пласта и поверхностью вышележащего водоносного горизонта.

В 1977 году при работе газогенераторов в юго-восточной части склона уровень подземных вод поднялся на 47 м, что было объяснено близостью газогенераторов, отсыпкой отвалов и оползневым давлением. Величина статических запасов подземных вод в выработанном пространстве подземгазе площадью 1,2 км² составляла 910000 м³ при мощности водоносного горизонта 80 м.

Баланс уровней подземных вод обусловлен притоком воды извне, подъемом уровней подземных вод и оттоком воды к выработкам шахты №9 и в сторону Ангренской долины.

Особенно существенные изменения претерпел химический состав подземных вод в этом районе.

Деятельность шахты №9 глубиной 120-150 м не приводит к существенным изменениям окружающей среды. Деформации при посадке кровли происходят за небольшой промежуток времени, что свидетельствует об отсутствии в толще пород, склонных к зависанию. Пласты, перекрывающих уголь, глинистых пород, прогибаются плавно, этому способствует заилровка отработанных горных выработок. После заполнения пульпой выработок в пределах мел-палеогенового водоносного горизонта производится прострел скважин, считается, что этим достигается изоляция этого горизонта от нижележащего.

Приток подземных вод в шахту составляет 150-200 м³/ч. Основная его часть формируется за счет притока воды из четвертичного водоносного горизонта в зоне наклонных стволов шахт, из юрского водоносного горизонта поступает 30-50 м³/ч за счет вскрытия отдельных линз песчаников.

В зоне шахты водоносный горизонт четвертичных отложений существенных изменений не претерпел.

Отработка участка «Наугарзан» также не оказывает практического влияния на режим подземных вод.

В целом анализируя влияние деятельности горной промышленности, включающей разрезы «Ангренский» и «Апартак», шахту №9, участок «Наугарзан», станцию «Подземгаз» на режим подземных вод можно сделать выводы.

1. Показатели, характеризующие степень влияния разреза «Ангренский» на изменение гидрогеологических условий четвертичного водоносного горизонта по состоянию на 01.10.2001 г. следующие: радиус влияния 2440 м, водопиток в разрез 2670 м³/ч, коэффициент влияния, представляющий соотношение площади депрессионной воронки к площади, нарушенной горными работами, 2,75; коэффициент удельной водообильности отражающий отношение расхода и площади нарушенной горными работами 154 м³/ч км².

2. Наибольшие воздействия горные предприятия, в частности разрез «Ангренский», оказывают на уровневый режим четвертичного водоносного горизонта, происходит истощение запасов подземных вод, депрессионная воронка достигла контура распространения галечников у подножья Чаткальского хребта, осуществляется загрязнение подземных и поверхностных вод.

3. Показатели, характеризующие степень влияния разреза «Ангренский» на изменение гидрогеологи-

ческих условий четвертичного водоносного горизонта по данным гидрогеологических расчетов - водопиток в разрез $2200 \text{ м}^3/\text{ч}$, коэффициент влияния на окружающую среду 6,7, коэффициент удельной водообильности $183 \text{ м}^3/\text{ч км}^2$.

4. Нижележащие водоносные горизонты (мел-палеогеновый и юрский) менее подвержены воздействию инженерных объектов. Вблизи горных выработок происходит снижение напоров подземных вод, на некоторых участках формируется напорно-безнапорный водоносный горизонт. В то же время в этих горизонтах выявлены аномалии, где зафиксирован устойчивый рост напоров последние 40 лет, что говорит о том, что режим подземных вод определяют глубинные процессы связанные с тектонической и сейсмической жизнью Ангренской долины.

5. Наиболее существенные изменения в режиме подземных вод произошли в зоне станции «Подземгаз», где сформировался в выработанном пространстве разреза техногенный водоносный горизонт, произошла связь мел-палеогенового и юрского водоносных горизонтов.

6. Влияние действующей шахты №9 и предполагаемых шахт Аблыкской и Чушка-Булакской отразится

на режиме подземных вод юрского водоносного горизонта, в меньшей степени на режиме мел-палеогенового горизонта. Четвертичный водоносный горизонт может попасть в зону влияния выработок вскрытия стволов, подработке объектов.

7. В перспективе развития разреза «Апартак» произойдет практически переработка вскрышных пород Ангренской долины, естественных водоносных горизонтов, формирование нового техногенного горизонта в результате насыщения внутренних отвалов водой.

8. Развитие опережающего вскрытия будет способствовать еще более интенсивному использованию статических запасов подземных вод четвертичного горизонта.

9. Степень изученности влияния деятельности горных предприятий на окружающую среду, количество действующих гидронаблюдательных скважин незначительно и составляет 5-10% от необходимого количества.

10. Вопросами рационального использования подземных и поверхностных вод, предотвращения загрязнения на месторождении никто не зани

Технология радиометрической сортировки смешанных золотосульфидных руд месторождения Кокпатас

УДК 550.3

© С.Б. Иноземцев, А.В. Канцель, П.А. Мазур

С.Б. Иноземцев, главный геофизик НГМК, канд. геол.-минерал. наук,
А.В. Канцель, президент ЗАО «ИНТЕГРА», докт. геол.-минерал. наук,
П.А. Мазуркевич, ведущий специалист ЗАО «ИНТЕГРА»

Сырьевой базой гидрометаллургического завода №3 (ГМЗ-3) Северного рудоуправления являются золотосульфидные руды месторождений Кокпатас и Даугызтау.

На стадии детальной разведки этих месторождений выделено 9 природных типов руд, из них 3 - по степени окисленности: окисленные, смешанные и сульфидные однозначно являются технологическими типами, переработка которых должна осуществляться по разным технологическим схемам. Принципиальное значение технологических свойств при окислении руд, связанное с высвобождением золота из сульфидов дает возможность осуществлять их переработку по схеме сорбционного цианирования, при достаточном его количестве в свободной форме. Для полуокисленных - смешанных руд, где содержание сульфидного и свободного золота сопоставимы, возникает необходимость усложнения технологической схемы извлечения золота путем комбинирования флотации сульфидов и сорбционного цианирования хвостов флотации. Для переработки сульфидных руд принята удовлетворяющая требованиям экономики и экологии технология биоксидного выщелачивания.

Обеспеченность запасами окисленных руд ме-

сторождений Кокпатас и Даугызтау, переработка которых осуществляется на первой очереди ГМЗ-3 сорбционного цианирования, составляют 1,5 года явно недостаточно по времени для строительства второй очереди ГМЗ-3 под сульфидных, в том числе и смешанных руд, включающей флотацию сульфидов, цианирование хвостов флотации, биоксидного флотоконцентрата с последующим из него золота сорбционным цианированием.

Однако, только по месторождению пазы смешанных руд, характеризующихся их содержанием золота сорбционным цианированием 50-70%, составляют по самым скромным оценкам 10-12 млн. т.

В этой связи становится понятным поиск и разработка технологии выделения из него золота сорбционным цианированием на первой очереди ГМЗ-3.

Учитывая изложенное, силами ЗАО «Интегра» и с участием специалистов опытного полигона Опытнометодическ

технологической партии (ОМГТП) были проведены научно-исследовательские работы по изучению возможности выделения спектрофотометрическим методом покусковой сортировки окисленной составляющей из смешанных золотосульфидных руд месторождения Кокпатав. Основной задачей работ являлось выявление на основе спектрофотометрических измерений признаков классификации наиболее полно отражающих изменение коэффициента извлечения золота сорбционным цианированием из разных технологических сортов рудной массы в режимах, принятых при переработке окисленных руд на ГМЗ-3. Кроме того, изучена возможность совместного использования спектрофотометрического метода сортировки с рентгенорадиометрическим методом обогащения по золоту.

Объектом изучения стали шесть технологических проб смешанных руд, каждая весом по 6-7 т.

На материале этих проб были выполнены следующие работы:

- сухое грохочение с определением выхода различных классов крупности и распределения содержаний в них золота;
- сорбционное цианирование представительных проб каждого класса крупности;
- отбор представительных коллекций кусков машинных классов крупности для лабораторных исследований;
- измерение отраженного от кусков света в разных оптических диапазонах на спектрофотометрической лабораторной установке специальной конструкции;
- оценка содержания золота в кусках рентгенорадиометрическим методом;
- определение содержания золота в кусках гамма-активационным методом;
- разделение коллекций кусков на группы (фракции) по результатам спектрофотометрических и рентгенорадиометрических измерений;
- дробление и истирание материала фракций до крупности -0,074 мм;
- сорбционное цианирование материала фракций с определением содержания золота в исходном продукте и хвостах цианирования пробирным методом. Анализ полученных результатов;
- исследование воспроизводимости и повторяемости результатов спектрофотометрических измерений кусков в лабораторных (в статике) и реальных (в динамике) условиях;
- укрупненные испытания спектрофотометрической сортировки машинных классов крупности -100+50 и -50+25 мм на сепараторе PPC-50.

Краткая характеристика технологических проб

Материал технологических проб представлен на 80-90% хлорит-серицитовыми сланцами, окрашенными в зависимости от степени окисления от зеленого, зеленовато-серого цвета до серо-коричневого, бурого, красно-коричневого цвета, метасоматически окварцованными с мелкой неравномерной вкрапленностью кристаллов пирита и арсенопирита по массе породы. От 8 до 14% материала проб представлено песчаниками серого, серо-коричневого цвета, мелкозернистыми на глинисто-

карбонатном цементе, слабо-прочные. В 1-2% отмечается наличие углифицированных сланцев от темно-серого до черного цвета.

Гранулометрический состав изучаемых технологических проб, распределение содержаний золота и коэффициента его извлечения сорбционным цианированием по различным классам крупности.

Материал каждой из отобранных технологических проб подвергался грохочению на опытном полигоне ОМГТП с выделением различных классов крупности.

Каждый класс крупности взвешивался, и из него отбирались представительные пробы, которые подвергались последовательному дроблению, сокращению и истиранию. Полученные в результате пробоподготовки аналитические навески крупностью -0,074 мм анализировались на определение в них золота пробирным методом и подвергались сорбционному цианированию в режиме, аналогичном при переработке окисленных руд на ГМЗ-3.

Хвосты цианирования анализировались на золото пробирным методом. По результатам определения золота в исходном продукте и хвостах цианирования рассчитывался коэффициент извлечения золота. Результаты

Т а б л и ц а 1
Результаты технологических испытаний по схеме сорбционного цианирования различных классов крупности технологических проб смешанных золотосульфидных руд месторождения Кокпатав

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Коэффициент обогащения Au, отн.ед.	Показатели цианирования		Сквозное извлечение Au, %
					Содержание Au в хвостах, г/т	Извлечение Au, %	
Среднее по шести пробам							
-200+100	10,56	1,95	9,20	0,87	0,73	62,56	5,75
-100+50	25,41	2,04	23,15	0,91	0,65	68,14	15,78
-50+25	20,93	2,24	20,94	1,00	0,64	71,43	14,96
-25+10	21,63	2,26	21,83	1,01	0,81	64,16	14,01
-10+5	5,99	2,56	6,85	1,14	1,02	60,16	4,12
-5+3	4,52	2,71	5,47	1,21	1,05	61,25	3,35
-3+2	2,05	2,39	2,19	1,07	0,96	59,83	1,31
-2+1	2,22	2,71	2,69	1,21	1,18	56,46	1,52
-1+0	6,69	2,57	7,68	1,15	1,14	55,64	4,27
Исходная руда	100,00	2,24	100,00	1,00	0,78	65,07	65,07
-200+25	56,90	2,10	53,29	0,94	0,66	68,47	36,49
-25	43,10	2,43	46,71	1,08	0,94	61,19	28,58

определения гранулометрического состава, распределения содержаний золота по классам крупности и показатели их сорбционного цианирования приведены в табл. 1.

Анализ полученных результатов показывает, что по изученным пробам наблюдается закономерное увеличение содержания золота по мере уменьшения классов крупности. В среднем, по изучаемым пробам, в несортируемом классе крупности -25 мм содержание золота в 1,08 раза выше, чем в исходной руде. И, наоборот, в машинном классе крупности содержание золота на 6% отн. ниже, чем в исходной руде.

С уменьшением крупности материала наблюдается снижение коэффициента извлечения из него золота сорбционным цианированием. В среднем, несортируе-

мый класс крупности (~25 мм) характеризуется коэффициентом извлечения золота сорбционным цианированием примерно на 4% абс. ниже, чем исходная руда.

Лабораторные исследования по сортировке коллекций кусков машинных класса крупности технологических проб смешанных руд рентгенорадиометрическим и спектрофотометрическими методами

На первом этапе каждый кусок был измерен на спектрофотометрической установке, конструкция которой разработана специалистами ЗАО «ИНТЕГРА».

При статических измерениях имитировалась боковая геометрия измерения кусков на ленте конвейера. Статические измерения для образцов коллекций смешанных руд производились в затемненном помещении.

Перед экспериментом образцы промывались для устранения грязи и пыли. Поэтому, в момент измерения куски были слегка влажные, но без капель влаги. Камень помещался на измерительный стенд стороной, имеющей наибольшую площадь. Для каждого куска производилось 5 измерений длительностью 1 с. После каждого измерения камень поворачивался или сдвигался. Таким образом, последовательно измерялись все стороны образца. При этом измеряемая грань куска располагалась под прямым углом к оптической оси объектива. После каждого 40-50 образцов производились замеры фона и эталонов: черного, зеленого и красного. Маркировка кусков производилась после проведения всех измерений.

В качестве признака классификации (сортировки) было выбрано отношение количества отраженного света в красном цветовом диапазоне (от 600 нм) к коли-

честву отраженного света в сине-зеленом диапазоне (до 600 нм).

Для каждого куска по 5 измерений сторон определялось усредненное значение классификации. Разброс его нормиров-

Коллекция	Значение коэффициента α	Значение коэффициента
КС-24	3,9230	-0,0203
КС-25	3,9206	-0,051
КС-26	3,8937	-0,0615
КС-27	3,4804	-0,0551
КС-28	3,8983	-0,0608
КС-29	3,9013	-0,0657

составил от 0,92 до 1,08. По нему произведено деление на 7 групп по возрастанию со значениями 0,980; 0,995; 1,010; 1,020; 1,030; 1,040; 1,050.

Кроме того, каждый кусок из группы был измерен с двух сторон на лабораторном рентгенорадиометрическом стенде. По отношению

к содержанию золота в области мышьяка и железа $\eta = \frac{I_{Fe}}{I_{As}}$ было

определено (прогнозное) содержание золота в

Корректность измерений отслеживалась по эталонам, измерение которых проводилось после каждых 20 образцов. По ним же проводилось определение коэффициентов регрессионного уравнения

Т а б

Результаты технологических испытаний по схеме сорбционного цианирования продуктов рентгенорадиометрической и спектрофотометрической сортировки коллекций кусков

Номера групп (фракций)	Среднее значение признака классификации по спектрофотометрии, отн.ед.	Наименование продуктов сортировки рентгенорадиометрическим методом	Количество кусков в продуктах, шт.	Вес продуктов, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Кэф. обогащ. по Au, отн.ед.	Показатели цианирования	
									Содержание Au в хвостах, г/т	Извлечение Au, %
Среднее по шести пробам										
1	0,969	Концентрат	7	2280	2,35	1,60	2,26	0,96	0,81	49,27
		Хвосты	58	21164	21,80	0,66	8,67	0,40	0,37	44,06
		Исх. в группе	65	23444	24,15	0,75	10,94	0,45	0,41	45,14
2	0,659	Концентрат	5	1517	1,56	1,97	1,86	1,19	0,88	55,29
		Хвосты	22	4324	4,45	0,39	1,05	0,24	0,24	37,82
		Исх. в группе	26	5841	6,02	0,80	2,90	0,48	0,41	48,99
3	0,835	Концентрат	6	2390	2,46	2,59	3,84	1,56	0,98	62,23
		Хвосты	29	9698	9,99	0,38	2,29	0,23	0,24	37,71
		Исх. в группе	35	12078	12,44	0,82	6,13	0,49	0,38	53,08
4	1,015	Концентрат	13	3997	4,12	3,51	8,71	2,12	0,85	75,83
		Хвосты	24	8251	8,50	0,64	3,28	0,39	0,29	54,95
		Исх. в группе	36	12248	12,62	1,58	11,99	0,95	0,47	70,12
5	1,025	Концентрат	17	5839	6,01	3,60	13,05	2,17	1,02	71,76
		Хвосты	21	6976	7,19	0,79	3,42	0,48	0,36	54,53
		Исх. в группе	38	12815	13,20	2,07	16,47	1,25	0,66	68,18
6	1,038	Концентрат	26	9202	9,48	3,58	20,45	2,16	0,70	80,59
		Хвосты	21	7407	7,63	1,33	6,12	0,80	0,36	73,31
		Исх. в группе	77	16609	17,11	2,58	26,57	1,55	0,54	78,91
7	1,057	Концентрат	29	9643	9,93	3,72	22,27	2,24	0,64	82,86
		Хвосты	13	4399	4,53	1,00	2,73	0,60	0,24	76,17
		Исх. в группе	42	14042	14,46	2,87	25,00	1,73	0,51	82,13
		Концентрат	102	34857	35,91	3,35	72,45	2,02	0,79	76,52
		Хвосты	188	62220	64,09	0,71	27,55	0,43	0,32	55,57
Исходная руда			290	97077	100,00	1,66	100,00	1,00	0,49	70,75

Таблица 4

Сводные результаты технологических испытаний по схеме сорбционного цианирования продуктов спектрофотометрической покусковой сортировки

№№ техно- логических проб	Исходный продукт				Окисленный продукт					Сульфидный продукт				
	Содер- жание Au, г/т	Показатели цианирования		Сквоз- ное извле- чение Au, %	Выход, %	Содер- жание Au, г/т	Показатели цианирования		Сквоз- ное извле- чение Au, %	Выход, %	Содер- жание Au, г/т	Показатели ци- нирования		Сквоз- ное извле- чение Au, %
		Содержа- ние Au в хвостах, г/т	Извле- чение Au, %				Содержа- ние Au в хвостах, г/т	Извле- чение Au, %				Содержа- ние Au в хвостах, г/т	Извле- чение Au, %	
КС-24	1,17	0,51	56,38	56,38	24,71	1,14	0,30	73,82	17,81	75,29	1,18	0,58	50,83	38,57
КС-25	1,77	0,59	66,97	66,97	66,20	1,68	0,43	74,50	46,63	33,80	1,96	0,90	54,38	20,34
КС-26	0,66	0,18	72,22	72,22	50,57	0,97	0,20	79,62	58,98	49,43	0,35	0,15	51,06	13,23
КС-27	2,71	0,65	76,08	76,08	100,00	2,71	0,65	76,08	76,08	0,00	-	-	-	0,00
КС-28	1,40	0,33	76,69	76,69	100,00	1,40	0,33	76,69	76,69	0,00	-	-	-	0,00
КС-29	3,53	1,14	67,63	67,63	42,02	5,14	1,28	75,17	46,09	57,98	2,35	1,04	55,68	21,54
Среднее по КС-24÷29	1,66	0,49	70,75	70,75	69,83	2,05	0,52	74,73	64,39	30,17	0,76	0,41	45,95	6,36

оценки зависимости содержания золота от отношения $c=a*\eta+b$.

После этого проводилось определение содержания золота в каждом куске гамма-активационным методом.

Для этого куски были раздроблены в щековой дробилке до крупности -10 мм, дробленый материал запаковывался в кюветы, которые направлялись в лабораторию гамма-активационного анализа для определения в нем содержания золота. Полученные результаты использовались при выборе порога сортировки рентгенорадиометрическим методом.

Затем, каждая группа, выделенная по результатам спектрофотометрических измерений, была разделена на концентрат и хвосты по рентгенорадиометрии. Разделение на хвосты и концентрат производилось выбором порогового значения η (табл. 2) таким образом, чтобы содержание золота в хвостах не превышало 0,6-0,8 г/т. Кроме этого, принималось в расчет, что масса продуктов сортировки должна быть достаточной для проведения их цианирования.

Результаты сорбционного цианирования продуктов сортировки коллекций кусков рентгенорадиометрическим и спектрофотометрическим методами.

Цианирование продуктов рентгенорадиометрической сортировки производилось в режимах, принятых на ГМЗ-3 при переработке окисленных руд.

Среднее содержание золота в группах, выделенных по результатам спектрофотометрических измерений кусков и показатели извлечения из них золота цианированием рассчитывались по балансу продуктов сортировки. Полностью показатели рентгенорадиометрической сортировки и цианирования ее продуктов приведены в табл. 3.

Среднее содержание золота по 6 коллекциям кусков составило 1,66 г/т. Исходное извлечение по ним золота цианированием колеблется от 56,38% (проба №КС-24) до 76,69% (проба №КС-28) и в среднем по всем изученным пробам составляет 70,75%.

По возрастанию значения признака классификации отмечается закономерное увеличение коэффициента извлечения золота сорбционным цианированием, начи-

ная от 45,14% в первой группе, и до 82,13% - в седьмой группе.

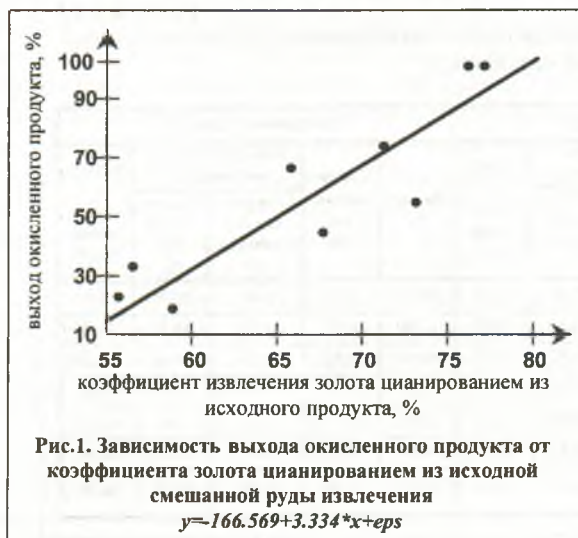
При отборе спектрофотометрической сортировкой в объединенный окисленный продукт 7-3 групп коэффициент извлечения из него золота сорбционным цианированием составляет 74,7%, а выход этого продукта - 69,83%. В оставшейся части (группы 2+1) коэффициент извлечения золота сорбционным цианированием составляет 45,95%, что на 24,8% абс. ниже, чем в исходной руде. Естественно, что этот продукт не может перерабатываться по схеме сорбционного цианирования и должен быть заскладирован для переработки в будущем по технологии бактериального окисления.

Отмечается, что выход окисленного продукта с извлечением из него золота на уровне 75% зависит от степени окисленности исходной смешанной руды (табл.4).

Так, например, для пробы №КС-24, характеризующейся минимальным коэффициентом извлечения золота 56,38%, выход окисленного продукта с коэффициентом извлечения из него золота 76,84% составляет 16,59%. Для пробы №КС-29 с коэффициентом извлечения золота из исходной руды 67,63%, выход окисленного продукта с извлечением из него золота 71,17% составляет 67,75%. Эта закономерность иллюстрируется графиком, представленном на рис. 1 и может быть использована на практике для прогнозной оценки выхода окисленного продукта при спектрофотометрической сортировке смешанных сортов руд, характеризующихся разной степенью окисленности.

В принципе, на практике с использованием сепараторов модели PPC компании INTEGRA GROUP LLC возможна одновременная реализация спектрофотометрического (по степени окисленности) и рентгенорадиометрического (обогащение по золоту) методов покусковой сортировки.

При этом, за один «проход» материала на ленте главного конвейера на первой стадии из смешанной руды в отдельную, первую по ходу движения кусков, течку по результатам рентгенорадиометрических измерений выделяется отвалный по содержанию золота продукт, на второй стадии, из обогащенного продукта, во вторую



течку по результатам спектрофотометрии выделяется обогащенный окисленный продукт

Оставшийся материал, представленный обогащенным сульфидным продуктом поступает в течку приема хвостов главного конвейера сепаратора.

Вышеуказанный алгоритм комбинированных методов сортировки принимался во внимание при планировании исследований на коллекциях кусков изучаемых технологических проб смешанных руд.

Анализ полученных результатов показывает следующее.

В среднем, по всем коллекциям изучаемых технологических проб выход концентрата рентгенометрической сортировки составляет 35,91%, а содержание в нем золота в 2,02 раза выше, чем в исходной руде (табл. 5).

Особенно следует отметить, что извлечение золота сорбционным цианированием из концентрата рентгенометрической сортировки увеличивается по

сравнению с исходным продуктом с 70,7% до 76,84%, что на 6,14% абс.

Таким образом, обогащение смесью золота рентгенометрическим методом показывает, что показатели цианирования концентрата По-видимому, это связано с удалением отвалы хвосты углеродистых разновидностей характеризующихся повышенной сорбционной активностью).

Если рассматривать в качестве объекта сортировки фотометрическим методом, выделенный рентгенометрическим то возрастание индекса красного по группам соответствует увеличению извлечения золота и

Например, в среднем по изученным извлечением сорбционным цианированием наименее окисленной, группы составило седьмой, наиболее окисленной, группы – 13,4% по 6 коллекциям выход окисленного продукта составляет 76,84% с содержанием золота 3,54 г/т. Извлечение золота по сравнению с извлечением золота из смешанной руды выше на 1,5% и составило 3,91% с содержанием золота 3,91 г/т. При этом выход сульфидного обогащенного продукта составил, соответственно, 3,91% с содержанием золота 3,91 г/т. По коллекции №КС-24 наименьший коэффициент извлечения золота, применение сортировки фотометрическим методом дало еще более высокие результаты. Извлечение из обогащенного окисленного продукта достигает 76,84%, что на 13,4% абс. выше, чем в исходной руде. Таким образом, применение фотометрического метода сортировки к обогащенному продукту, полученному в результате рентгенометрической сортировки смешанных руд, позволяло достигать 14 до 68% (в среднем по изученным коллекциям)

Сводные результаты технологических испытаний по схеме сорбционного цианирования концентрата рентгенометрической и фотометрической сортировки коллекций кусков

№№ технологических проб	Исходный продукт				Концентрат рентгенорадиометрической сортировки							Продукты фотометрической сортировки концентрат рентгенорадиометрической сортировки											
	Содержание Au, г/т	Показатели цианирования		Скопированное извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Показатели цианирования		Скопированное извлечение Au, %	Выход, %	Окисленный продукт					Сульфидный						
		Содержание Au в хвостах, г/т	Извлечение Au, %					Содержание Au в хвостах, г/т	Извлечение Au, %			Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Скопированное извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Скопированное извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Скопированное извлечение Au, %	Выход, %
КС-24	1,17	0,51	56,38	56,38	28,23	3,47	83,55	1,27	63,39	52,94	16,59	2,53	35,82	0,59	76,84	27,52	11,64	4,80	47,70	2,7			
КС-25	1,77	0,59	66,97	66,97	37,04	3,46	72,22	1,02	70,48	50,91	27,18	3,25	49,71	0,73	77,52	38,53	9,86	4,05	22,52	1,8			
КС-26	0,66	0,18	72,22	72,22	15,57	1,74	41,15	0,24	86,17	35,46	13,85	1,83	38,39	0,22	88,05	33,81	1,73	1,05	2,75	0,4			
КС-27	2,71	0,65	76,08	76,08	34,17	6,33	79,64	1,22	80,64	64,22	33,08	6,52	79,50	1,26	80,74	64,18	1,10	0,35	0,14	0,2			
КС-28	1,40	0,33	76,69	76,69	25,76	2,69	49,43	0,51	80,96	40,02	25,76	2,69	49,43	0,51	80,96	40,02	0,00	-	0,00	-			
КС-29	3,53	1,14	67,63	67,63	71,10	4,54	91,53	1,34	70,51	64,53	67,75	4,65	89,34	1,34	71,17	63,58	3,36	2,30	2,19	1,3			
Среднее по КС-24÷29	1,66	0,49	70,75	70,75	35,91	3,35	72,44	0,79	76,53	55,44	32,00	3,54	68,32	0,78	78,01	53,29	3,91	1,75	4,12	0,8			

окисленного продукта, извлечение золота из которого цианированием варьирует от 71 до 88% (в среднем – 78,01%).

Очевидно, что использование в комбинации рентгенорадиометрического и спектрофотометрического методов сортировки наиболее эффективно для смешанных руд с низким содержанием золота и низкими коэффициентами извлечения из них золота сорбционным цианированием. Характерным для такого подхода являются результаты, полученные по коллекции кусков пробы №КС-24.

Так, при исходном содержании в ней золота 1,17 г/т и извлечении золота сорбционным цианированием 56,38%, в окисленном концентрате содержание золота увеличивается до 2,53 г/т (в 2,16 раза), а коэффициент извлечения из него золота сорбционным цианированием возрастает до 76,84% (на 20,46% абс.)

В случае применения только фотометрической сортировки, содержание золота в окисленном продукте составляет 1,09 г/т (в исходном – 1,17 г/т), извлечение из него золота сорбционным цианированием увеличивается по сравнению с исходным продуктом с 56,38% до 68,92%, что существенно ниже, чем извлечение из окисленного концентрата.

Естественно, что выход окисленного продукта с применением только фотометрического метода сортировки составляет 47,44%, то есть значительно выше, чем в комбинации его с рентгенорадиометрией (16,59%).

Исследования по оценке сходимости результатов измерений кусков спектрофотометрическим методом в лабораторных условиях (в статике) и в динамике на ленте конвейера сепаратора

Целью данного этапа работ было определение степени повторяемости результатов спектрофотометрических измерений кусков, полученных в лабораторных условиях, по сравнению с результатами, которые возможно получить в реальных условиях, когда куски движутся на ленте конвейера. Для этого образцы измерялись в статике, а затем, в динамике – на ленте движущегося конвейера. Эксперимент проводился в два этапа. На первом этапе, были проведены измерения на специальной обучающей коллекции (35 кусков). На втором этапе для исследований были отобраны три коллекции по 100 кусков из технологических проб №№КС-25, КС-27 и КС-29.

В основном, статические измерения проводились в условиях, аналогичных лабораторным исследованиям. Рассмотрим изменения, которые были внесены в схему проведения измерений. Образцы измерялись в сухом виде, но перед этим были отмыты. Лабораторный столик, на который помещался образец для измерения, был оборудован электродвигателем для его вращения. Таким образом, в течение измерительного интервала, равного 6с, камень вращался. Угловая скорость вращения составила несколько больше одного оборота в 2 с. В результате для каждого камня был получен двумерный массив измерений по тактам. Длина такта составляла 2 мс. Общий объем массива по образцу составил ~ 3000 измерений. Кроме того, для каждого куска замерялись габариты: длина и ширина. В результате обработки полученных данных для каждого образца был рассчитан усредненный по тактам признак классификации.

В динамике измерения признака классификации производились на ленте главного конвейера сепаратора РРС-50. Ширина ленты – 200 мм. Спектрофотометрическое устройство устанавливалось сбоку от ленты и закрывалось сверху и сбоку специально изготовленным кожухом для исключения влияния солнечного света.

Расстояние от края ленты до объектива – 200 мм. Скорость движения ленты была равна 1,5 м/с. Куски устанавливались на ленту вручную, произвольным образом. Регистрация кусков производилась при их прохождении мимо измерительной установки. Обнаружение куска производилось по увеличению суммарного по двум каналам сигнала. Завершение регистрации нахождения куска в зоне измерений осуществлялось по падению суммарного сигнала до уровня фона. Все куски обучающей коллекции были пропущены по конвейеру 7 раз, зарегистрированы аппаратурой и получена информация как двумерные массивы различной длительности. Коэффициент корреляции между средними значениями динамических и статических измерений составил 0,97.

Кроме того, куски коллекций №№КС-25, КС-27 и КС-29 были пропущены по конвейеру 2 раза. Далее

Т а б л и ц а 6

Корреляция между статическими и динамическими спектрофотометрическими измерениями на коллекциях кусков смешанных руд

№№ коллекций	Коэффициент корреляции между результатами статических и динамических измерений	
	Замер 1	Замер 2
КС-25	0,832	0,766
КС-27	0,819	0,810
КС-29	0,772	0,777

была рассчитана корреляция между массивом статических измерений и массивами динамических измерений. Результаты обработки представлены в табл. 6.

Минимальное значение коэффициента корреляции равно 0,766. Это позволяет утверждать, что в реальных условиях, на ленте конвейера возможно выделение спектрофотометрическим методом из смешанных руд окисленного продукта с технологической эффективностью практически соответствующей результатам сортировки в статическом режиме (в лабораторных условиях)

Укрупненные испытания спектрофотометрического метода покусковой сортировки

Испытания проводились с использованием рабочего макета спектрофотометрической установки на одном ручье сепаратора РРС-50 в покусковом режиме раскладки кусков.

Производительность сепарации для класса – 50+25 мм составила 2 т/час на ручей, для класса – 100+50 мм – 2,7 т/час на ручей.

Скорость движения ленты 1,5 м/с. Измерение признака классификации при сортировке кусков производилось в односторонней боковой геометрии.

Сортировка материала класса крупности – 50+25 мм проводилась в три стадии с разными граничными значениями признака классификации по мере их уменьшения. Сортировка материала класса крупности – 100+50 мм проводилась аналогичным образом, но в четыре ста-

дии.

Результаты сортировки материала этих классов крупности приведены в табл. 7. Так же приведены результаты сорбционного цианирования полученных продуктов.

Анализ полученных результатов показывает, что при спектрофотометрической сортировке материала классов крупности -100+25 мм с исходным извлечением из них золота сорбционным цианированием 60,62%, выход окисленного продукта с извлечением в него золота сорбционным цианированием 69,32% составляет 33,97%. Содержание золота в окисленном продукте увеличивается по сравнению с исходным с 1,35 до 1,69 г/т.

В хвостах спектрофотометрической сортировки, то есть в сульфидном продукте, извлечение золота сорбционным цианированием составляет 47,88%, при содержании в нем золота - 1,25 г/т.

Полученные в реальных условиях спектрофотометрической сортировки класс -100+50 и -50+25 мм технологической смеси руды в целом коррелируют с результатами лабораторных исследований.

Однако, следует отметить, что выход продукта при спектрофотометрической статике, то есть в лабораторных условиях выше, чем в реальных условиях и составляет извлечение из него золота сорбционным цианированием 70,19%.

По-видимому, это связано, во-первых, на сепараторе РРС-50 спектрофотометрической сортировки подвергался классифицированный материал без его промывки, и, во-вторых, лабораторных, в реальных условиях проведения спектрофотометрических измерений.

Таблица 7
Результаты сорбционного цианирования продуктов спектрофотометрической сортировки на сепараторе РРС-50 классов крупности -100+50 и -50+25 мм технологической пробы №КС-24

Наименование продуктов сортировки	Порог сортировки	Вес продуктов, кг	Выход, %	Содер- жание Au, г/т	Извле- чение Au, %	Козф. обогащ., по Au, отн.ед.	Показатели цианирования		Сквозное извлече- ние Au, %
							Содержа- ние Au в хвостах, г/т	Извле- чение Au, %	
Класс крупности -50+25мм									
Концентрат-4		64	17.39	1.99	23.36	1.34	0.52	73.87	17.25
Просыпь-4	6.50	12	3.26	1.45	3.19	0.98	0.60	58.62	1.87
В группе		76	20.65	1.90	26.55	1.29	0.53	72.04	19.13
Концентрат-3		53	14.40	1.81	17.59	1.22	0.54	70.17	12.34
Просыпь-3	6.03	11	2.99	1.22	2.46	0.82	0.70	42.62	1.05
В группе		64	17.39	1.71	20.06	1.15	0.57	66.79	13.39
Концентрат-2		106	28.80	1.30	25.27	0.88	0.54	58.46	14.77
Просыпь-2	5.43	9	2.45	1.28	2.11	0.86	0.66	48.44	1.02
В группе		115	31.25	1.30	27.39	0.88	0.55	57.69	15.80
Концентрат-1		50	13.59	1.22	11.19	0.82	0.55	54.92	6.14
Просыпь-1	5.12	6	1.63	0.93	1.02	0.63	0.63	32.26	0.33
В группе		56	15.22	1.19	12.21	0.80	0.56	53.02	6.47
Хвосты		57	15.49	1.32	13.80	0.89	0.94	28.79	3.97
Исходная руда		368	100.00	1.48	100.00	1.00	0.61	58.76	58.76
Класс крупности -100+50мм									
Концентрат-4		225	24.64	1.54	27.87	1.13	0.43	72.08	20.09
Просып4	6.18	48	5.26	1.40	5.41	1.03	0.64	54.29	2.93
В группе		273	29.90	1.52	33.28	1.11	0.47	69.19	23.03
Концентрат-3		115	12.60	1.21	11.19	0.89	0.46	61.98	6.94
Просыпь3	5.70	28	3.07	1.35	3.04	0.99	0.67	50.37	1.53
В группе		143	15.66	1.24	14.24	0.91	0.50	59.50	8.47
Концентрат-2		316	34.61	1.10	27.96	0.81	0.63	42.73	11.95
Просыпь2	4.97	16	1.75	1.21	1.56	0.89	0.69	42.98	0.67
В группе		332	36.36	1.11	29.52	0.81	0.63	42.74	12.62
Хвосты		165	18.07	1.73	22.96	1.27	0.94	45.66	10.49
Исходная руда		913	100.00	1.36	100.00	1.00	0.62	54.60	54.60
Среднее по классам крупности -100+50 и -50+25мм									
Концентрат-(4+3)+4			28.22	1.75	34.76	1.23	0.49	72.00	25.02
Просыпь-(4+3)+4	6.22		5.76	1.37	5.55	0.96	0.65	52.55	2.92
В группе			33.97	1.69	40.31	1.19	0.52	69.32	27.94
Концентрат-2+3			20.70	1.27	18.50	0.89	0.52	59.06	10.93
Просыпь- 2+3	5.56		2.76	1.32	2.56	0.93	0.67	49.24	1.26
В группе			23.46	1.28	21.07	0.90	0.54	57.86	12.19
Концентрат-1+2			24.10	1.13	19.17	0.80	0.61	46.02	8.82
Просыпь-1+2	5.05		1.69	1.07	1.27	0.75	0.66	38.32	0.49
В группе			25.79	1.13	20.44	0.79	0.61	45.54	9.31
Хвосты			16.78	1.54	18.19	1.08	0.94	38.96	7.09
Исходная руда			100.00	1.42	100.00	1.00	0.62	56.52	56.52

куски измерялись только с одной стороны.

В дальнейшем, на практике, при спектрофотометрической сортировке смешанных руд непосредственно на сепараторах планируется реализация двусторонних измерений кусков, что, несомненно, позволит, как минимум, в 2 раза увеличить выход окисленного продукта.

Качественно-количественные технологические схемы сортировки смешанных руд месторождения Кокпатав спектрофотометрическим и рентгенорадиометрическим методами

На основании результатов проведенных лабораторных исследований и укрупненных испытаний по оценке возможности выделения из смешанных руд месторождения Кокпатав спектрофотометрическим и рентгенорадиометрическими методами сортировки окисленного продукта, пригодного для переработки на ГМЗ-3 по схеме сорбционного цианирования, а также с учетом

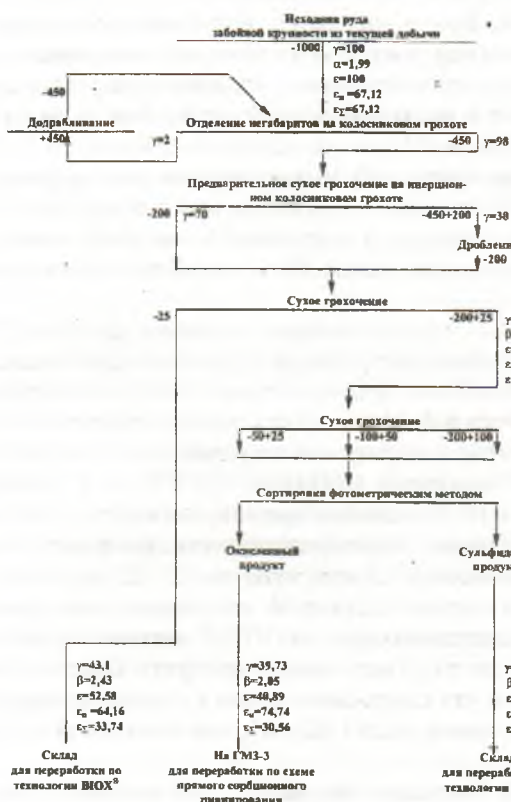


Рис. 2. Качественно-количественная технологическая схема спектрофотометрической сортировки смешанных руд месторождения Кокпатав

γ - выход продуктов, %;
α - содержание золота в исходной руде, г/т;
β - содержание золота в продуктах, г/т;
ε - извлечение золота в продукты, %;
ε_н - извлечение золота прямым сорбционным цианированием, %;
ε_с - сквозное извлечение золота, %

особенностей аппаратной схемы строящегося рудосепарационного комплекса разработаны следующие варианты качественно-количественных технологических схем.

Вариант 1. Применение только спектрофотометрической сортировки машинных классов крупности – 200+100; -100+50 и -50+25 мм на сепараторах модели

PPC компании INTEGRA GROUP LLC (рис. 2).

При сухом грохочении, по этой схеме в несортруемую «мелочь» - класс крупности –25 мм, выделяет подрешетный продукт, характеризующийся извлечением из него золота сорбционным цианированием – 64,16%, что на ~3% абс. ниже, чем в исходной руде.

За счет этого, извлечение золота цианирование в машинных классах крупности по сравнению с исходной рудой увеличивается с 67,12 до 70,75%, то есть примерно на 3,7% абс.

В результате спектрофотометрической сортировки из машинных классов выделяется 39,73% (от исходной руды) окисленного продукта с извлечением из него золота сорбционным цианированием 74,14%, что на 7,6% абс. выше, чем в исходной руде.

При этом выход сульфидного продукта составил 17,17%, с извлечением из него золота цианирование

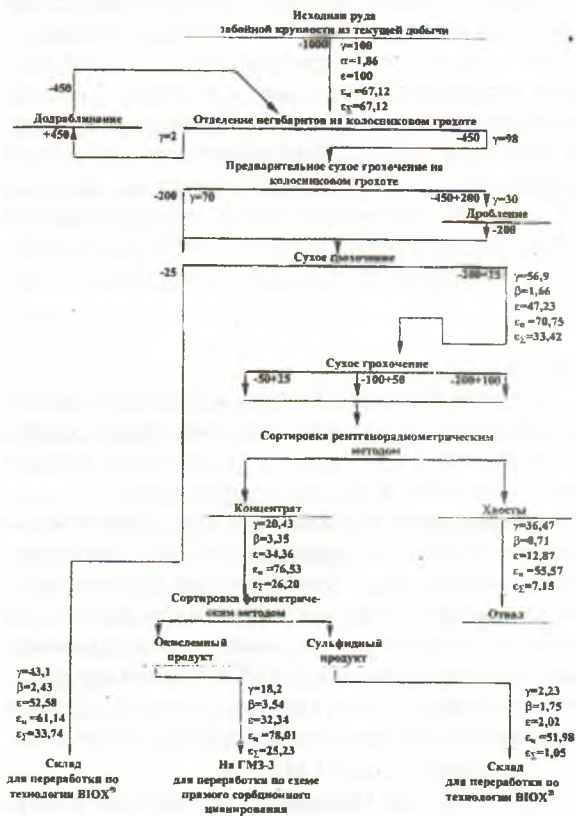


Рис. 3. Качественно-количественная технологическая схема двухстадийной сортировки смешанных руд месторождения Кокпатав рентгенорадиометрическим и спектрофотометрическим методами

γ - выход продуктов, %;
α - содержание золота в исходной руде, г/т;
β - содержание золота в продуктах, г/т;
ε - извлечение золота в продукты, %;
ε_н - извлечение золота прямым сорбционным цианированием, %;
ε_с - сквозное извлечение золота, %

45,95%.

Характерно, что содержание золота в этом продукте близко к отвальному и составляет 0,76 г/т. Это продукт, в принципе, может быть в дальнейшем подвергнут рентгенорадиометрической сортировке с выделением порядка 10-15% концентрата содержащего 2-3 г/т золота.

Вариант 2. Применение на первой стадии сорти

ровки рентгенорадиометрического метода, с выделением обогащенного концентрата и отвальных хвостов (рис. 3).

Выход концентрата на этой стадии сортировки составляет 20,43%, содержание в нем золота — 3,35 г/т. Извлечение из него золота сорбционным цианированием составляет 75,63%, что на 8,51% абс. выше, чем в исходной руде.

На второй стадии сортировки спектрофотометрическим методом из концентрата выделяется 18,2% окисленного продукта, извлечение золота из которого сорбционным цианированием составляет 78,01%. По сравнению с исходной рудой извлечение цианированием золота в полученном окисленном продукте увеличилось на 10,89% абс.

Выход сульфидного продукта на этой стадии сортировки составляет 2,23%, с извлечением из него золота цианированием 51,98%.

Следует отметить, что рассматриваемый вариант характеризуется некоторыми особенностями, а именно:

Уже при рентгенорадиометрической сортировке получается концентрат с довольно ощутимым увеличением извлечения из него золота цианированием по сравнению с исходной рудой. Дополнительная сортировка этого концентрата спектрофотометрическим методом позволяет повысить извлечение золота цианированием в получаемом окисленном продукте на 2,38% абс. по сравнению с концентратом рентгенорадиометрической сортировки.

Выводы:

1. По мере снижения классов крупности смешанных руд наблюдается закономерное увеличение содержания в них золота. И наоборот, с увеличением классов крупности, содержание в них золота уменьшается.

2. Коэффициент извлечения золота сорбционным цианированием в режимах, принятых на ГМЗ-3 для переработки окисленных руд, с уменьшением классов крупности смешанных руд имеет тенденцию к снижению. Это дает основание предложить на опытно-промышленном рудосепарационном комплексе (ОПРСК) на стадии сухого грохочения выделять несортируемую мелочь (-25 мм) и складировать ее отдельно для переработки по технологии BIOX® на второй очереди ГМЗ-3.

3. Крупные, так называемые машинные классы крупности (-200+25 мм), имеют коэффициент извлечения из них золота сорбционным цианированием на 2-3% выше, чем в исходной руде. Таким образом, отделение сухим грохочением мелких классов крупности (-25 мм) позволяет увеличить извлечение золота из оставшихся классов крупности (-200+25 мм), то есть последние технологически «облагораживаются» с точки зрения их переработки по схеме сорбционного цианирования. Этот факт, по-видимому, объясняется тем, что в мелкие классы крупности переходят углисто-глинистые разновидности, имеющие низкую крепость, характеризующиеся повышенной сорбционной емкостью (активностью).

4. В результате проведенных исследований установлено, что спектрофотометрический метод может быть эффективно использован для сортировки смешанных руд месторождения Кокпатас с целью выделения окисленного продукта.

При этом выход окисленного продукта с помощью извлечения из него золота сорбционным цианированием (на уровне 75%) зависит от коэффициента извлечения золота сорбционным цианированием смешанной руды.

Так, при коэффициенте извлечения окисленного продукта сорбционным цианированием из исходной смешанной руды 65%, выход из нее окисленного продукта составит 10-20%.

В результате спектрофотометрической сортировки смешанных сортов руд, характеризующихся высоким извлечением из них золота сорбционным цианированием (на уровне 65-70%) выход окисленного продукта увеличивается до 50-55%.

5. Применение только одной рентгенорадиометрической сортировки, то есть сортировки по золоту, уже позволяет повысить коэффициент извлечения золота в концентрате с 67,12% до 76,53% абс.).

6. Кроме очевидной эффективности спектрофотометрической покусковой сортировки мелких классов крупности смешанных руд, возможна сортировка в том числе, и мелкопорционной сортировкой ситового вейера класса -25 мм с выделением небольшого количества окисленного продукта (от выхода класса -25 мм) количества окисленного продукта. Тем самым, выход окисленного продукта при сортировке покусковой и порционной спектрофотометрической сортировки, может быть увеличен в 1,5-2 раза.

7. В технологическом комплексе предусмотрено основное технологическое оборудование (дробилки, конвейеры) предусмотрено с резервированием в 2-2,5 раза. Реализация спектрофотометрического метода сортировки на сепараторах и РРУ-Л компании INTEGRA GROUP позволяет увеличить их производительность, как минимум в 2-2,5 раза. Таким образом, производительность комплекса может быть увеличена с 1,2 млн. т/год до ~2 - 2,5 млн. т/год исходной смешанной руды. А это означает, что производительность сортировки смешанных руд на ОПРСК можно увеличить в 2-2,5 раза. Ожидается, что содержание золота в этом продукте будет несколько выше (на 0,1-0,2 г/т), чем в исходной руде.

8. Учитывая, что обогащение по золоту рентгенорадиометрическим методом сортировки приводит к увеличению в концентрате коэффициента извлечения из него золота сорбционным цианированием (на уровне 10% абс.), в начальный период эксплуатации можно ограничиться рентгенорадиометрической сортировкой бедных сортов смешанных руд (0,8-1,4 г/т) с выделением окисленного продукта с содержанием золота на уровне 60-65%.

При этом выход обогащенного концентрата составит ~20-30%, с содержанием в нем золота 2-3 г/т.

Извлечение золота из этого продукта сорбционным цианированием составит ~70-75%, что приемлемо с экономической точки зрения.

С получением из промышленности спектрофотометрических установок, можно будет дооснастить сепараторы, используемые в составе ОПРСК. После этого, подавать на сортировку рядовые сорта смешанных руд.

Геофизические методы контроля устойчивости бортов глубоких карьеров

УДК 550.3

© Б.К. Телибаев, А.С. Федянин 2001 г.

Б.К. Телибаев, начальник геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
А.С. Федянин, инженер-геофизик геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Перспектива развития глубоких карьеров влечет за собой необходимость постоянного контроля за состоянием устойчивости уступов бортов, проведения анализа изменений напряженно деформированного состояния массива горных пород под влиянием вскрышных работ с учетом тектонического строения верхних слоев литосферы, с целью обеспечения безопасности горных работ. Для решения этой задачи в последнее время успешно применяются геофизические исследования методами сейсмо- и электротметрии, а также геофизические исследования скважин.

Сейсмические методы исследований применяются с целью получения объективной оценки воздействия массовых технологических взрывов на прочность породного массива и соответственно на устойчивость карьерных откосов. Они основываются на изучении характеристик сейсмического шума и сейсмоколебаний горных пород под воздействием массовых взрывов, амплитудно-частотный спектр которых существенно зависит от особенностей строения горного массива.

Методы электроразведки применяются для предварительного и оперативного прогнозирования деформационных процессов при разработке глубоких карьеров, обладают высокой чувствительностью к структурным изменениям в массиве, при отсутствии визуально заметных деформаций. Геоэлектрическим признаком, позволяющим прогнозировать деформационные процессы, является увеличение электрического сопротивления породного массива в процессе развития скрытых деформаций борта карьера.

Геофизические методы исследования скважин (ГИС) являются одним из способов получения данных о состоянии горных пород в их естественном залегании, способствуют практически однозначному инженерно-геологическому толкованию полученных физических свойств и включают:

- гамма каротаж (ГК);
- инклинометрию скважин (ИК);
- метод кажущегося сопротивления (КС);
- метод потенциалов собственной поляризации (ПС);
- метод электродных потенциалов (МЭП) для выявления участков графитизации и пиритизации пород.

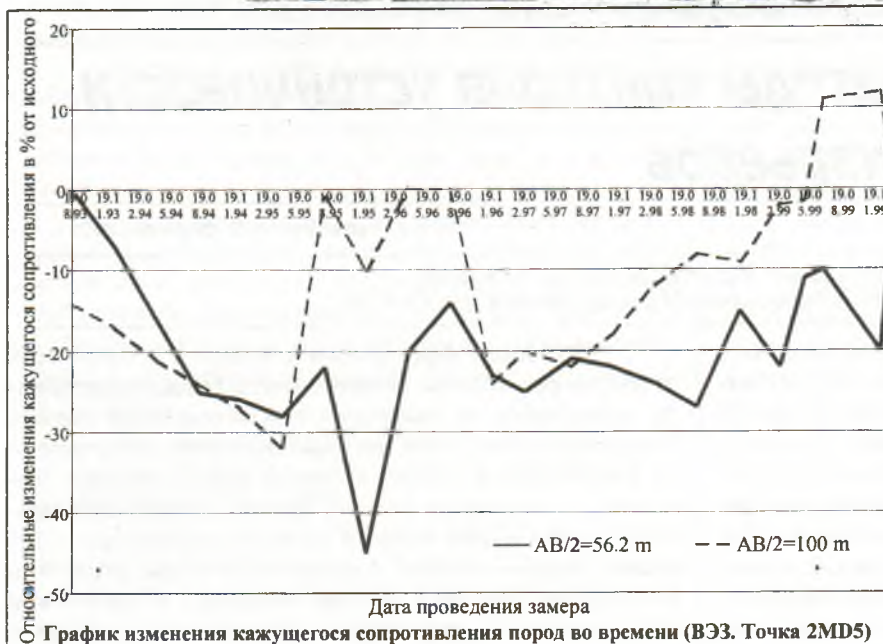
С целью контроля за состоянием устойчивости приборного массива геофизические наблюдения на карьере Мурунтау проводятся совместно с инструментальными маркшейдерскими измерениями, представляя комплекс геомеханических исследований направленных на оперативное обнаружение изменений, происходящих в массиве горных пород.

Наиболее эффективным для оценки устойчивости приборного массива является метод сейсмомониторинга, основанный на измерении сейсмоколебаний горных пород под воздействием массовых взрывов и естественно го фона микроколебаний в период работы карьера. Известно, что одной из главных причин деформации при контурного массива является наличие собственных колебаний в массиве оползня. Сейсмические волны, отражаясь на границах будущего оползня, вызывают в оползневом теле резонанс, приводящий к формированию трещин и отслоений по контактной поверхности. В дальнейшем для преодоления состояния предельного равновесия на рушенному массиву потребуются внешний, незначительный по силе импульс, которым может послужить как землетрясение, так и воздействие массового взрыва на карьере. Сейсмические сигналы, порождаемые массовыми взрывами, имеют сложную форму, а при короткозамедленном взрывании наблюдается интерференция волн разных типов, что значительно осложняет их анализ. Учитывая, что каждая сейсмическая волна характеризуется собственной амплитудой и периодом, то для выявления резонансных, для исследуемого участка, частот колебаний необходимо установить их спектр.

Исследования скорости колебания грунта проводились с помощью сейсмографов типа СМ-3КВ с регистрацией на магнитофон типа HR-30Е с использованием монитора-калибратора типа МУ-41. В пунктах наблюдения устанавливалось по 3 сейсмографа для измерения вертикальной, радиальной и тангенциальной составляющих компонент колебания бортов карьера.

Анализ полученных спектров показывает, что их форма зависит от максимального значения взрывной нагрузки и времени ее действия, причем частотный состав взрывного воздействия определяется длительностью переднего фронта. Также в результате исследований удалось выделить ряд частот, характеризующих неоднородности массива. Это частоты близкие к 3 Гц, 28 Гц, 70 Гц и 90 Гц. На основании полученных результатов была определена зависимость размера неоднородности в пределах исследуемого массива от резонансной частоты.

Прогноз воздействия сейсмических колебаний показал, что техногенные взрывы могут послужить причиной возникновения деформаций объемом до 250 тыс. м³, а природные землетрясения интенсивностью 7-8 баллов (по шкале MSK) - объемом до 2,4 млн. м³. В данных условиях, наряду с необходимостью прогнозирования места и объемов вероятных деформаций, важно знать время их развития. Для решения этой задачи, наиболее целесообразно использование геофизических методов электротметрии.



графики отража
женно-деформи
массива во врем
Работы
проводятся с ис
ры типа АНЧ-3
нарным генерат
циям, при каж
дятся контроль
ходе, при необх
водится до 100
станции ВЭЗ с
ских наблюдате
ет интерпретир
геофизические
рисунке приве
зультатов полев
ВЭЗ, когда был
изменение R_k
при развитии де
В данно
носительные и:

Перспектива

Режимные наблюдения методом вертикального электроразведывания (ВЭЗ), проводятся на стационарно оборудованных станциях в чаше карьера, что позволяет отслеживать изменения напряженно-деформированного состояния горных пород во времени, а также определять наиболее напряженные поверхности прибортовых массивов на данный период эксплуатации, в дальнейшем учитывая результаты наблюдений при расчете практического коэффициента запаса устойчивости бортов карьера.

Вертикальное электрическое зондирование позволяет прогнозировать степень устойчивости породного массива на основе регистрации изменения его электрических характеристик - кажущегося сопротивления (R_k), во времени. Результаты проведенных электроразведываний обрабатываются согласно алгоритму, включающему вычисление относительных значений кажущегося сопротивления с последующей аппроксимацией полученных значений полиномиальным трендом высокого порядка (>5). По результатам расчетов строятся

противления от исходных значений электродов ($AB/2=100$, зондирований позволяет говорить о кажущегося сопротивления в точности характеризуют из состояния исследуемого массива прогнозировать напряженно-деформированный контур массива в целом

Подводя итог, можно сказать, что в работе глубоких карьеров, к устойчивости бортов и уступов и деформационных процессов проводить, используя геофизические методы. При этом для прогнозирования деформации целесообразно использовать сейсмометрию, а для определения развития деформации - методы исследований позволяют участки бортов карьера до появления, и как следствие, обеспечить горных работ.

Методические основы расчета параметров эрлифтного подъема продуктивных растворов при скважинном подземном выщелачивании

УДК 622.271

© Н.Г. Малух

Н.Г. Малухин, докт. техн. наук МГГР,
Е.А. Толстов, главный инженер НГМК, докт. техн. наук

При скважинном подземном выщелачивании (СПВ) подъем продуктивных растворов через скважины может осуществляться эрлифтами. Принцип работы эрлифта заключается в нарушении гидростатического баланса сил вне и внутри подъемной трубы за счет подачи в нее воздуха.

Возникший при этом «эффект трубы» градиент давления жидкости. При достаточном объеме воздуха продуктивный раствор поднимается по подъемной скважине. Надежно конструкция без движущихся

скважине обусловили широкое применение эрлифтов при скважинном подземном выщелачивании. Эти преимущества усиливаются при подъеме агрессивных жидкостей.

При очевидной простоте основных узлов эрлифтной установки расчет этого аппарата представляет определенную сложность.

Рабочая (расходно-напорная) характеристика эрлифта представляет собой неравнобочную перевернутую параболу (рис. 1).

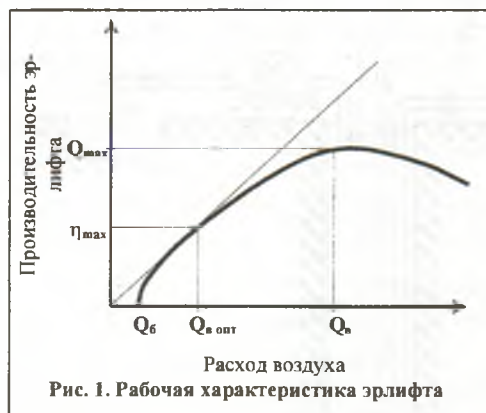


Рис. 1. Рабочая характеристика эрлифта

В начальный момент времени при вводе воздуха в смеситель эрлифта в количестве Q_6 жидкость в подъемной трубе поднимается до определенного уровня, но излив отсутствует, а эрлифт работает в режиме барботажа. При увеличении расхода воздуха уровень жидкости в эрлифтной трубе повышается и в последующем происходит ее излив. Начальному изливу жидкости соответствует предельный барботажный расход воздуха. Дальнейшее увеличение расхода воздуха до Q_v ведет к интенсивному росту производительности эрлифта до определенного значения Q_{max} . Последующее увеличение подачи воздуха ведет к уменьшению производительности эрлифта. Это связано с тем, что значительное количество воздуха в подъемной трубе создает нерабочий кольцевой режим работы эрлифта: по центральной части трубы движется с большой скоростью воздух, а по периферии — со значительным отставанием продуктивный раствор.

На участке $Q_v - Q_{max}$ рабочей характеристики эрлифта (рис. 1) существует точка $Q_{в\text{ опт}}$, определяющая режим работы эрлифта при максимальном КПД, т.е. при минимальном удельном расходе воздуха, равном отношению расхода воздуха к производительности эрлифта по жидкости.

Таким образом, работа эрлифта характеризуется режимом барботажа, оптимальным режимом при максимальном КПД и режимом максимальной производительности.

Анализ научно-технической литературы показал, что исследования по применению эрлифта для подъема продуктивных растворов при СПВ практически отсутствуют, а единственная методика расчета эрлифта, применяемая для этих целей, основывается на исследованиях скважинного эрлифта, проводившихся академиком Крыловым А.П. применительно к нефтедобыче. Кроме того, при определении основных рабочих параметров не учитываются некоторые конструктивные особенности эр-

лифта. Так, коэффициент погружения определяется ношением глубины погружения трубы эрлифта под уровень воды в скважине к глубине скважины и не учитывает месторасположения смесителя по отношению к жидкости в скважине, а также величину переподъема жидкости над поверхностью земли.

Приближенная теория эрлифта, разработанная В.Г. Гейером, основывается на составлении балансовых и динамических сил в эрлифте [1, 2, 3], а последующие работы основаны на обобщении и уточнении коэффициента сопротивления проточной части лифта. Вместе с тем, известно, что полученные расчетные формулы могут использоваться при коэффициенте погружения эрлифта $\alpha < 0,45$, что не соответствует условиям его работы при СПВ.

В последующем были предприняты попытки расторгнуть формулы, предложенные научными школами А.П. Крылова и В.Г. Гейера [4, 5]. В результате обобщения многочисленных экспериментальных данных на новые критерия приближенного подобия (числа Фруда) были получены следующие расчетные выражения:

- при работе эрлифта в режиме максимальной производительности

$$Q_{max} = 5,3 \cdot D^{2,5} \cdot \alpha; \quad (1)$$

$$Q_r = 5,0 \frac{D^{2,5}}{\alpha^{1,5}} \quad (2)$$

- при работе эрлифта в режиме максимального КПД

$$Q_{opt} = 4,1 \cdot D^{2,5} \cdot \alpha; \quad (3)$$

$$Q_r = 1,5 \frac{D^{2,5}}{\alpha^{1,5}} \quad (4)$$

где Q_r — производительность эрлифта по жидкости (воздуху), м³/с.

Анализ выражений (1÷4) показывает, что:

- производительность эрлифта и расход воздуха не зависят от длины подъемной трубы;
- темп роста производительности эрлифта как по жидкости, так и по воздуху не зависит от режима его работы.

Дальнейшие исследования позволили сделать вывод о том, что такие зависимости существуют, а выражения (1÷4) описывают взаимосвязь параметров работы эрлифта весьма приближенно, поскольку базируются на упрощенной модели его функционирования.

Цель экспериментальных исследований состоит в изучении эрлифтного подъема продуктивных растворов при скважинном выщелачивании и обоснование оптимальных режимов работы эрлифта. Основные задачи исследований:

- определение напорно-расходной характеристики эрлифта;
- обоснование влияния коэффициента погружения смесителя эрлифта на его производительность и расход воздуха;
- выявление условий достижения максимальной производительности и КПД эрлифта;
- установление взаимосвязи основных эксплуатационных режимов работы эрлифта.

Для проведения экспериментальных исследований эрлифтного подъема продуктивных растворов при скважинном подземном выщелачивании был разработан и изготовлен крупномасштабный стенд-скважина (рис. 2).

Стенд представляет скважину ($D=300$ мм), пробуренную на глубину 150 м. В скважину опускалась эрлифтная труба 1 с воздухопроводом 2. В скважине также размещался кабель 3 с датчиками, которые фиксировали в ней уровень воды. Сжатый воздух подавался по воздухопроводу от компрессора 6ВВ (расход воздуха $25 \text{ м}^3/\text{мин}$ при рабочем давлении 0,6 МПа) или от компрессора фирмы «Атласкопко» (расход воздуха $50 \text{ м}^3/\text{мин}$ при рабочем давлении 2,5 МПа). Подпиточная вода поступала в скважину через водовод 5.

Расход сжатого воздуха и воды замерялся с помощью дифференциальных манометров с расходомерами 6 и 7.

Производительность эрлифта определялась с помощью опрокидывающего треугольного водолива 8. Воздух отделялся от раствора с помощью воздухоотделителя 9.

Водоснабжение—оборотное с небольшим запасом воды в емкости 10.

Опыты проводились в следующей последовательности.

После подачи с определенным расходом воды в скважину через водовод 7 включался компрессор. Увеличением подачи воздуха через воздухопровод 4 добивались постоянного уровня воды в скважине, который фиксировался электрическим уровнемером 3. Проводились замеры расхода воздуха и подпиточной воды. Проверка производительности эрлифта осуществлялась с помощью мерного треугольного опрокидывающего водолива 3 (при заполнении треугольной емкости она опрокидывалась с одновременной заменой смежной емкостью).

Изменяли уровень воды в скважине и последовательность операций повторялась. Данные опытов заносились в таблицу.

Результаты экспериментов использовались для построения расходных характеристик эрлифта (рис. 3)

Анализ полученных графиков производительности эрлифта зависимость диаметра подъемной трубы и коэффициента смесителя под воду.

Так, при увеличении диаметра с 63 мм до 90 мм (рис. 3, а, б) п

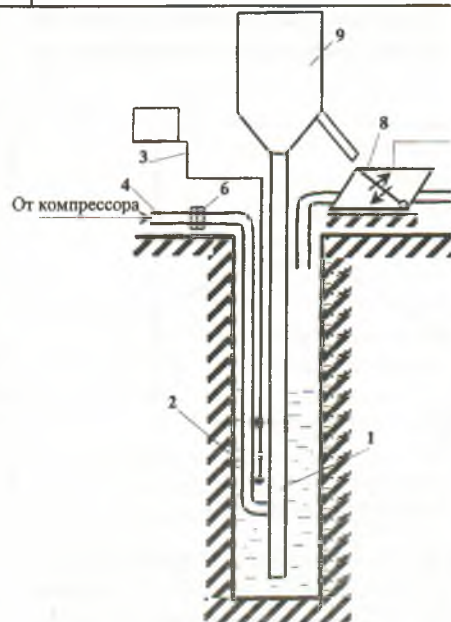


Рис. 2. Схема экспериментального стенда

лифта возрастает ~ в 2 раза при равном расходе воздуха и коэффициента погружения смесителя под воду.

При увеличении коэффициента смесителя под воду с 0,26 до 0,82 (рис. 3) производительность эрлифта возрастает с 50 до 100 $\text{м}^3/\text{мин}$ (рис. 3).

В режиме максимальной производительности коэффициент погружения смесителя и расход воздуха (рис. 3).

Анализ экспериментальных данных показывает, что максимальная производительность

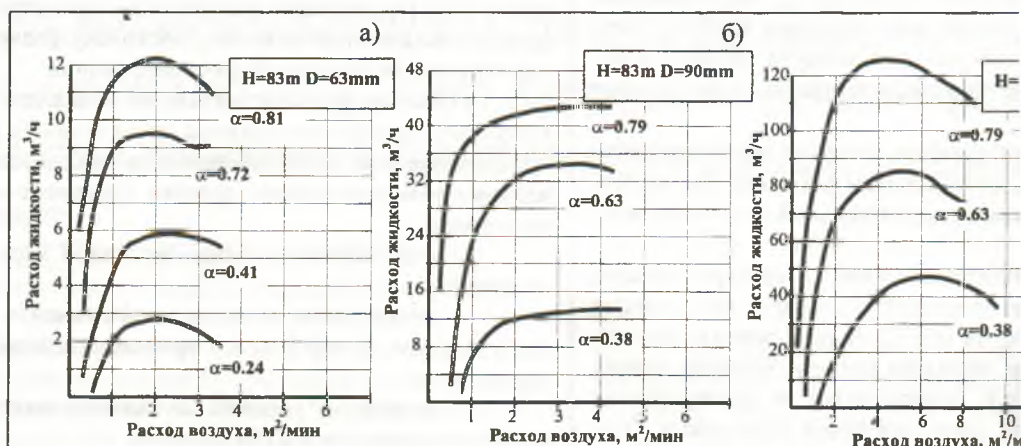


Рис. 3. Расходная характеристика эрлифта при диаметре подъемного трубопровода 63 мм (а), 90 мм (б), 140 мм (в)

коэффициентом погружения и диаметром подъемного трубопровода функциональной зависимостью вида:

$$Q_{\max} = f(\alpha^{1,3}, D^{2,8}) \quad (5)$$

Эксперименты показали, что абсолютные размеры подъемной трубы имеют для эрлифта существенное значение (рис. 4). Поэтому перенос установленных в лабораторных условиях закономерностей для эрлифта небольшой длины (1÷3 метра) на крупномасштабные установки связан со значительными погрешностями. Так, при увеличении длины подъемной трубы с 4 м до 50 м производительность эрлифта возрастает с 8 до 34 м³/ч ($\alpha=0,84$).

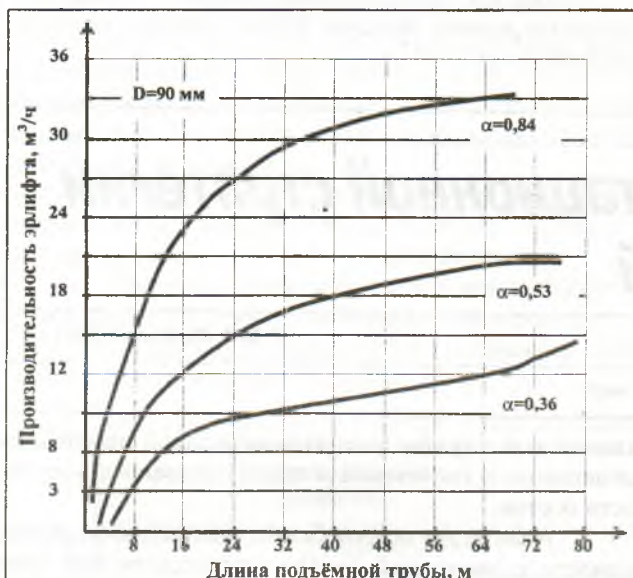


Рис. 4. Графики зависимости производительности эрлифта от длины подъемной трубы при различных значениях коэффициента погружения смесителя под воду

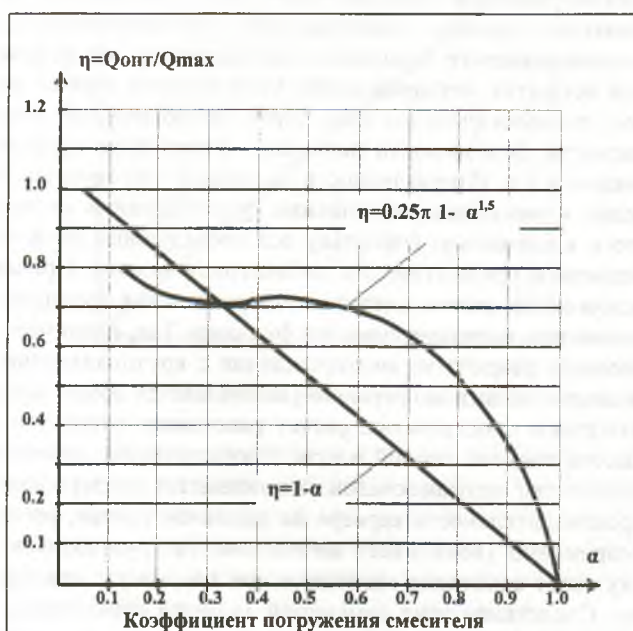


Рис. 5. Зависимость соотношения η производительности эрлифта в режиме максимального КПД и его максимальной производительности от коэффициента погружения смесителя под воду

Обработка результатов экспериментальных исследований показала, что взаимосвязь производительности эрлифта $Q_{\text{ж}}$ при постоянном значении коэффициента погружения с его длиной H определяется зависимостью вида:

$$Q_{\text{ж}} = f(\ln H) \quad (6)$$

Расчетное выражение для определения максимальной производительности эрлифта получено в результате совмещения уравнений 4.17 и 4.20 с учетом корректирующего коэффициента

$$Q_{\max} = 9 \cdot 25 \cdot 10^3 \cdot D^{2,8} \cdot \alpha^{1,3} \cdot \ln H \quad (7)$$

Расход воздуха при этом определяется выражением:

$$Q_{\text{г. max}} = \frac{10^3}{3} (1 + 0,001H) D^2 \quad (8)$$

Исследованиями также установлено, что соотношение производительности эрлифта в режимах максимального КПД ($Q_{\text{опт}}$) и максимальной производительности (Q_{max}) не соответствует выражению (4.5), которое настоящее время наиболее широко применяется в расчетах эрлифтов. Выражение (4.5) справедливо только при значениях коэффициента погружения смесителя эрлифта не более 0,3 (рис. 5). При значениях $\alpha > 0,3$ опытные данные значительно отличаются от расчетных и описываются на всей числовой оси выражением:

$$\frac{Q_{\text{опт}}}{Q_{\max}} = 0,25 \cdot \pi \sqrt{1 - \alpha^{1,5}} \quad (9)$$

С другой стороны соотношение необходимо количества воздуха для соответствующих режимов работы эрлифта описывается зависимостью:

$$\frac{Q_{\text{г. опт}}}{Q_{\text{г. max}}} = L \frac{2,5 \cdot \alpha}{\pi} \quad (10)$$

Таким образом, используя полученные эмпирические выражения (7) и (9) можно с достаточной степенью точности рассчитать параметры эрлифта для двух характерных точек его расходной характеристики: режим максимального КПД и режим максимальной производительности.

Выражения (8) и (10) используются для определения соответствующих расходов воздуха для участка характеристики эрлифта между режимами оптимальной и максимальной производительности, т.е. для рабочего участка эрлифта.

Таким образом, экспериментально установлено что:

- в режиме максимальной производительности коэффициент погружения смесителя под воду влияет на производительность эрлифта в степенной форме (показатель степени 1,3);

- на расход воздуха влияние этого коэффициента не обнаружено;

- количество воздуха, необходимого для работ эрлифта в режиме максимальной производительности находится в степенной зависимости от диаметра подъемной трубы эрлифта с показателем степени 2,8;

Полученные зависимости широко используются для расчетов эрлифта подъема продуктивных растворов при скважинном подземном выщелачивании урана на месторождениях Кызылкумского региона.

5. Белов Б.А. Характеристика метод его расчета. Известия ВУ. 1975. №11. с.182-189.

В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук

Наглядным примером параметрической адаптации служит изменение объемов добычи и качественного состава рудной массы в зависимости от конкретной экономической ситуации (в частности, от спроса и цены на готовую продукцию), а структурной – специализация производственных участков карьеров по отдельным процессам (буровые, взрывные, выемочно-погрузочные, транспортные и т.п. работы). Другим примером параметрической адаптации является увеличение грузоподъемности автосамосвалов при увеличении объемов перемещения горной массы, а структурной – выделение при достижении карьером определенной глубины в составе

Адаптацию целесообразности с эволюцией систем, непрерывные количественные из- стик, что в конечном итоге при изменении системы в целом и с- шему развитию, но уже на новом рассматриваемой природно-про- нимается процесс непрерывног взаимосвязанного изменения сос- тем вскрытия месторождения, бе- бот, технологического транспорт- пасности, безопасности персона- токами и т.п. Направленность эво- ление к меняющимся условиям- стого к сложному, поскольку все- развитием предыдущего с добав- усложнение систем идет по пути- подсистем, выполняющих эти фун- процессе разработки месторожде- рудными телами непрерывно уве- ботанного пространства, растет р- высота подъема горной массы. Со- количество автосамосвалов, что п- производительность карьера на 3- новременно увеличивает интенс- ухудшает санитарно-гигиеническ- ры. Следствием этих изменений- подсистеме технологического тра- черской службы специализирова- ного управления грузопотоками, чения безопасности персонала — ративного контроля условий труд-

Из этого следует, что тех

числе природно-промышленная) должна иметь возможность для усложнения структуры, поскольку упрощение снижает ее адаптационные возможности. В этой связи развитие геотехнологий можно классифицировать как адаптивную эволюцию с ярко выраженным приспособленческим характером, что наглядно прослеживается на примере освоения урановых месторождений «учкудукского» типа, при котором эволюционное развитие одного способа разработки после исчерпания адаптационных возможностей сменялось другим способом разработки с новым ресурсом адаптационных возможностей.

На первом этапе освоения месторождений для неглубоко залегающих рудных тел применялся открытый способ разработки. Эволюция способа шла по пути наращивания объемов горных работ и увеличения глубины карьеров. Способ адаптировался к изменяющимся горно-геологическим и горнотехническим условиям путем внедрения (см. рисунок) [1]:

- высокопроизводительной поточной технологии горных работ с взрывным рыхлением разнопрочных пород для расширения области ее применения;
- многоярусного внешнего и внутреннего отвалобразования с управляемым сдвижением пород;
- осушения карьерных полей с помощью подземных выработок и дренажных завес.

- изоляции высокотемпературных подземных и радоновывделяющих пород от рудничной атмосферы
- холодильных установок для создания оптимальных температурных условий в забоях.

Однако изменение ситуации на рынке минерального сырья в сочетании со сложными геологическими условиями привело к тому, что подный способ добычи оказался не рентабельным и последние подземные рудники были ликвидированы. В настоящее время по отношению к традиционным способам работы практически все урановые месторождения Зылкумской провинции являются техническим и технологическим забалансом. Поэтому освоение этих месторождений сегодня осуществляется только способом скважинного подземного выщелачивания.

В качестве другого примера рассмотрим адаптивное развитие технологического транспорта карьера Мурунтау, прогнозируемая глубина которого составит 950-1000 м [2].

На первом этапе развития (1967-84 гг.) технический транспорт карьера был представлен автомобильным транспортом, адаптация которого к увеличению глубины и объемов горных работ шла по пути наращивания количества и грузоподъемности автосамосвалов. Адаптационные возможности автомобильного транспорта были исчерпаны после того, как глубина карьера превысила 150 м.

Второй этап развития технологического транспорта карьера характеризовался внедрением в 1984 г. конвейерного транспорта с переходом на циклично-поточную технологию работ. Адаптация этой технологии к изменяющимся горнотехническим условиям осуществлялась за счет организации транспортирования конвейерами 1-2 сортов горной массы (адаптация к селективной разработке месторождения), формирования временных накопителей догрузочных складов (адаптация к режиму работы циклического и поточного звена технологии), применения грохотильно-перегрузочных пунктов (адаптация к количеству взрывного рыхления горных пород).

На третьем этапе развития технологического транспорта карьера предусматривается введение в состав конвейерного транспорта автономных модулей перегружателей с крутонаклонными (до 45°) конвейерами (адаптация к увеличению глубины карьера) в комплексе с компактными

дробильными перегрузочными пунктами (адаптация к сокращению размеров рабочих площадок), горизонтальными и слабонаклонными конвейерами (адаптация к ремесленному зон интенсивного ведения работ).

Четвертый этап характеризуется применением рабочей зоны карьера автономного выемочно-погрузочного оборудования (адаптация к ограниченному ресурсу выработанного пространства) и автосамосвалов способных перемещаться по дорогам с уклоном до 25° (адаптация к увеличению угла откоса борта карьера).



По мере увеличения глубины залегания рудных тел открытый способ разработки заменялся подземным, эволюция которого шла также по пути увеличения объемов горных работ и роста глубины рудников. Способ адаптировался к изменяющимся горно-геологическим и горнотехническим условиям путем внедрения:

- проходки вертикальных стволов в плавунах с заморозкой водоносных горизонтов и роторно-турбинным бурением;
- опережающего осушения шахтных полей и забоев;

Приведенные примеры позволяют сделать вывод о том, что геотехнологии начинают развиваться с простых технологических способов и схем, которые усложняются по мере изменения горно-технических и других условий. При этом в идеальном случае при освоении любого месторождения геотехнология должна пройти последовательно все этапы своего адаптационного развития. Однако на практике часть решений в процессе такого развития реализуется в сокращенном и закономерно измененном варианте в виде теоретических, лабораторных, опытно-промышленных и промышленных исследований, что позволяет значительно ускорить освоение месторождений, повысив эффективность добычи полезного ископаемого.

Таким образом, в природно-промышленной системе методы и средства ведения горных работ, являющиеся конкретным содержанием подсистем, могут существовать до тех пор и постольку, поскольку горнотехнические, экономические, экологические и другие условия соответствуют возможностям этих методов и средств адаптироваться (приспосабливаться) к колебаниям и изменениям указанных условий.

В карьере, как природно-промышленной системе, все его подсистемы должны соответствовать друг другу по строению (закон соподчинения структуры) и по функциям (закон соподчинения функций), а изменение одной из них неизбежно влечет за собой изменение других взаимодействующих подсистем или функций. Из этого следует, что индивидуальные характеристики подсистем должны быть согласованы между собой, иначе система не сможет выполнять возложенные на нее функции либо будет работать не эффективно. Положение осложняется тем, что в природно-промышленной системе составляющие ее подсистемы развиваются не строго синхронно: в то время как одни из них достигают более высокого уровня развития, другие еще остаются в менее развитом состоянии. В результате происходит рассогласование индивидуальных характеристик взаимодействующих подсистем, которое не должно превышать определенных пределов. Поэтому в природно-промышленной системе выделяются подсистемы, требующие повышенного внимания на той или иной стадии ее развития.

Из вышеизложенного естественным образом вытекает вывод о том, что внутри природно-промышленной системы между составляющими ее подсистемами существует сложная взаимосвязь – своеобразная «сеть жизни» системы. Поэтому отклонения в одной подсистеме не безразличны для других подсистем, а разрывы в «сети жизни» снижают устойчивость всей системы. В некоторой степени возникшие разрывы могут быть компенсированы частичным перераспределением функций между подсистемами. Такое перераспределение функций уменьшает количество подсистем и делает «сеть жизни» системы более грубой, с более «толстыми» связями, в которых энергетические, материальные и информационные потоки уплотняются, становятся интенсивнее, что может приводить к образованию своеобразных «заторов» и снижению эффективности функционирования системы. В результате этого адаптационные возможности системы в целом также снижаются.

Принятие решения по адаптации геотехнологий

к конкретным условиям ве максимального испорсурсов, заложенных в пр что позволяет на основ тивно реализовать возм вий и установить допус При этом число функци ме и связей между ними недостатка или избытка приводит к снижению либо из-за недостатка либо из-за дополнитель ней информации (во вто

Таким образом, но-промышленных сист полагает последователь зующихся применением ных работ с новым ресу стей, т.е., адаптационн ьем времени должны вывод о том, что уже на системы должно быть п ние ее развития с тем, чить преимущество р так и по составляющим порта, безопасности гор го требования сущест функционирования сист ния является строительс мом горных работ на I рунтау не было предус конвейеров на его южн ввод комплекса в экспл

Разработка стра природно-промышленн ве базируется на всесто; шем виде предусматрив:

- определение горно-перерабатывающе
- разработку тс
- альной, рыночной и инв
- определение с
- реализации стратегии;
- оценку труднс
- гии и определение мер
- трудности.

В качестве при рассмотрим сценарий р: нии месторождения М уже более 30 лет.

В общем виде р ния месторождения пол вает опережающее опре тации технологии горн виям функционировани на весь прогнозируем перерабатывающего пре

- определение г
- которых принципиальн
- ископаемого с учетом п
- тивных технологий веде

- выбор перспективных способов разработки месторождения и технологий ведения горных работ с выделением характерных этапов их реализации;

- составление примерного графика отработки месторождения, предусматривающего последовательное наращивание адаптационных возможностей принятых способов и технологий ведения горных работ по мере развития природно-промышленной системы.

Месторождение Мурунтау представлено крутопадающим рудным телом, прослеженным от поверхности до глубины около 2³ км. В результате тектонических процессов отдельные блоки месторождения были оторваны от основного рудного тела и сместились от него в сторону, погрузившись на глубину 500-600 м и более. Добыча полезного ископаемого принципиально возможна не только на основном рудном теле, но и на его отдельных блоках. Поэтому все запасы месторождения могут рассматриваться в качестве потенциальной сырьевой базы горно-перерабатывающего предприятия.

Верхняя часть месторождения отрабатывается открытым способом (1^{ый} этап освоения месторождения), альтернатива которому в рассматриваемом случае отсутствует. В настоящее время фактическая глубина карьера составляет 400 м, а перспективная оценивается в 900-1000 м. При этом часть запасов месторождения не попадает в контуры карьера и остается за его пределами на глубине более 400 м как вблизи, так и на расстоянии 1,0-2,0 км от борта. Для отработки этих запасов перспективен открыто-подземный способ разработки (2^{ый} этап освоения месторождения). С этой целью из выработанного пространства карьера могут быть проведены вскрывающие выработки (наклонные стволы, штольни и т.п.). Таким комбинированным способом возможна отработка обособленных частей месторождения до глубины 800-1200 м. Затем может быть осуществлен переход на подземный способ разработки (3^{ий} этап освоения месторождения). Разработка техногенных месторождений, образовавшихся в результате складирования забалансовой руды, золотосодержащих вскрышных пород и других отходов горно-перерабатывающего производства, может быть выделена в отдельный этап освоения месторождения.

Отработка месторождения Мурунтау открытым способом ориентировочно будет вестись на протяжении 60-70 лет (при среднем темпе понижения горных работ 15 м/год). Реализация открыто-подземного способа разработки может начаться не ранее, чем через 40-50 лет после начала освоения месторождения.

При разработке адаптационного сценария (стратегии) развития каждого этапа освоения месторождений:

- выполняется анализ горно-геологических и горно-технических условий месторождения и оценивается их изменение по мере развития горных работ;

- определяются факторы, к которым требуется адаптация технологий горных работ;

- определяются управляемые параметры, приемы и критерии адаптации для каждого иерархического уровня природно-промышленной системы на каждом этапе ее развития.

На первом этапе освоения месторождения по мере развития горных работ горно-геологические условия в карьере Мурунтау практически не меняются, а горнотех-

нические – ухудшаются, что связано главным образом с увеличением глубины карьера и сокращением ресурса рабочего пространства. Этими параметрами характеризуются основные факторы, к которым требуется адаптация технологий горного производства, поскольку они влияют на:

- безопасность горных работ через изменение напряженного состояния прибортового массива пород;

- технологию транспортных работ через изменение энергоемкости перемещения горной массы;

- безопасность персонала через ухудшение естественного проветривания выработанного пространства;

- типоразмеры и модели применяемого оборудования через сокращение ширины рабочих площадок и увеличение углов откоса рабочего и нерабочего бортов и т.п.

При разработке месторождений с крутопадающими рудными телами карьер в своем развитии последовательно переходит от мелкого к среднему по глубине, глубокому, а иногда к сверхглубокому, образуя пространственно-временную иерархически организованную систему, что обуславливает преемственность решений и возможность прогнозирования горно-технических, технологических и экономических ситуаций. Для обеспечения единообразия подходов в определении категории карьера разработана классификация карьеров по глубине [4, 5], отличающаяся от известных классификаций тем, что в ней в качестве классификационного признака принята схема естественного проветривания выработанного пространства. Этот признак связал воедино глубину карьера с его размерами в плане и санитарно-гигиеническими параметрами атмосферы в выработанном пространстве.

Используя указанную классификацию и соответствующие расчетные формулы, определено, что до глубины 175 м карьер Мурунтау относится к категории мелких, до глубины 460 м – к категории средних, до глубины 575 м – к категории глубоких и более 575 м – к категории сверхглубоких карьеров. Опираясь на эту классификацию, адаптационный сценарий развития разработан достаточно детально для следующих подсистем карьера Мурунтау: обеспечения безопасности горных работ, обеспечения безопасности персонала, развития технологического транспорта карьера, управления погрузочно-транспортным комплексом и качеством рудного грузопотока карьера.

Анализ разработанных сценариев показывает, что адаптационные возможности технологических процессов повышаются по мере развития карьера и его последовательного перехода из категории мелкого в категорию сверхглубокого. Так, например, обеспечение безопасности персонала при работе в загрязненной атмосфере карьеров достигается сначала применением пассивных средств защиты органов дыхания (бесклапанные и клапанные респираторы), которые затем последовательно дополняются установками для снабжения персонала очищенным воздухом в кабинах горных машин и за их пределами, а на последней стадии развития карьера – воздухом нормативного состава с добавлением при необходимости кислорода (то есть, специально приготовленной дыхательной смеси).

Аналогичная картина наблюдается и при обеспечении безопасности горных работ, когда профиль борта последовательно по мере перехода карьера из одной категории в другую изменяется от плоского к выпуклому многогранному, выпуклому по циссоиде и вогнуто-выпуклому по катеноиду вращения. Адаптационные возможности подсистемы в этом случае последовательно повышаются от упрощенной технологии формирования профиля борта (мелкий карьер) сначала за счет сокращения объемов горных работ (средний по глубине карьер), затем за счет формирования профиля борта без тангенциальных напряжений на его контуре с последующим переходом к профилю вогнуто-выпуклой формы при минимуме площади поверхности борта.

В подсистеме технологического транспорта ее адаптационные возможности по мере понижения горных работ и сокращения рабочего пространства карьера наращиваются сначала за счет последовательного увеличения грузоподъемности автосамосвалов, затем внедрения циклично-поточной технологии горных работ с конвейерами сначала в обычном, а затем в крутонаклонном исполнении, дополняемыми автономными модулями-перегрузчиками. На последней стадии развития карьера (глубина 750-1000 м) в рабочей зоне предусматривается применение полноприводных автосамосвалов, способных перемещаться по дорогам с уклоном до 20%.

Наращивание адаптационных возможностей подсистемы управления погрузочно-транспортным комплексом и качеством рудного потока базируется на использовании современных компьютерных технологиях обработки информации и спутниковых систем контроля за объектами карьера, включая качество селективной выемки рудных тел.

Адаптационный сценарий (стратегия) освоения месторождений разрабатывается с учетом:

- тенденций в изменении конъюнктуры рынка минерального сырья и кондиций на полезное ископаемое;
- изменения горно-геологических и горно-технических условий;
- использования не только балансовых запасов, но и перспективного сырья, включая отходы производства;
- преимущественности технологий ведения горных работ на смежных этапах развития природно-промышленной системы.

При разработке адаптационного сценария (стратегии) освоения месторождений следует иметь в виду то, что:

- продолжительность этапов освоения месторождения определяется областью применения способа разработки и технологии ведения горных работ или сроком службы оборудования;
- чем ближе реализация отдельного этапа, тем детальнее должен быть разработан сценарий ведения горных работ;
- горные работы на текущем этапе должны вестись с учетом изменения технологии на последующих этапах в соответствии со сценарием освоения месторождения;
- надежность принятия решений в значительной степени повышается при использовании метода непре-

рывного планирования горно-геологической, эконом-

- достаточно четкое представление процесса реализации требуется редко, поскольку в той или иной мере этапы существуют параллельно.

Реализовать разработку месторождений в неизмененных границах ранее сформированных пределах с учетом возможности существенно повышения эффективности. Ключом к успешному достижению целей в этом случае является реализация разработанных сценариев, поэтому следует проводить оценку полученных результатов, менять идеи, лежащие в основе. Такие переоценки полученных результатов напрасной тратой труда. Примером корректировки результатов достижения поставленных целей проектных параметров («АЛРОСА») к реально изменившимся условиям и конечным экономическим показателям является в условиях рынка главных составляющих успешности добывающих предприятий.

Конечно, недопустимо полагаться только на средства их достижения без правильной ориентации на выбранную стратегию. Но не менее важно и правильное отношение к поставленной задаче, стремление решить ее вопреки трудностям.

Таким образом, разработка стратегии освоения месторождений и развитие горнодобывающей промышленности и иерархических уровней промышленной системы.

Список литературы

1. Мальгин О.Н. Анализ геологических месторождений. Горный вестник Узбекистана. - 1998. - № 2. - С. 1-4.
2. Мальгин О.Н., Прохоров В.И. Интенсификация погрузочно-транспортных работ в сложных горно-геологических условиях карьера Мурунтау. Горный вестник Узбекистана. - 1998. - № 2. - С. 1-4.
3. Битколов Н.З., Иванова Т.В. Вопросы классификации карьеров. «Обеспечение безопасности жизнедеятельности в загрязненной атмосфере». ТашГТУ - РДЭНТП, 1992. - С. 1-4.
4. Анистратов Ю.И. Теория и практика горных работ: Учебник для вузов. - 216 с.
5. Акашев А.Н., Косов В.В. Проектные решения по освоению месторождений. Горный вестник Узбекистана. - 1998. - № 2. - С. 1-4.

Управление качеством рудного потока в карьере Мурунтау

УДК 622.271

© П.А. Шеметов, В.Н. Бычков 2001 г.

П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук,
В.Н. Бычков, главный геолог рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

При отработке золоторудных месторождений, когда руда непосредственно из карьера подается для дальнейшей переработки, к технологическим параметрам рудопотока карьер-завод предъявляются жесткие требования. По этой причине в общей технологической схеме отработки месторождения процесс управления качеством рудного потока является наиболее важным звеном.

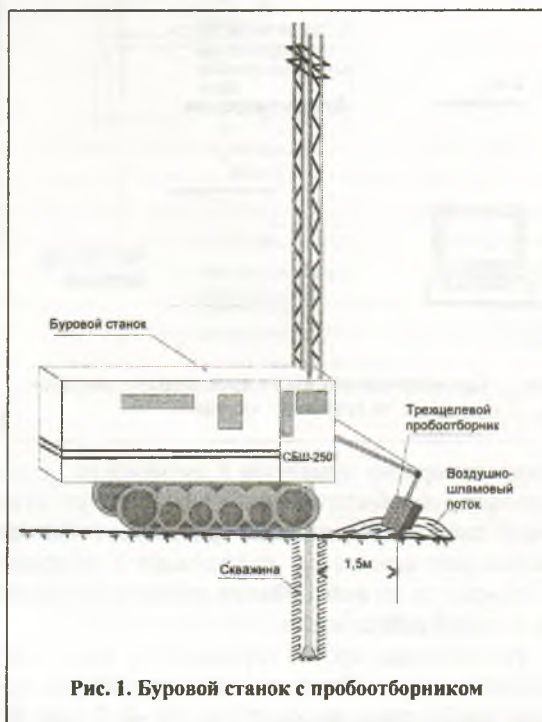


Рис. 1. Буровой станок с пробоотборником

На карьере Мурунтау процесс рудоподготовки начинается с опробования. Для этих целей используются буровзрывные скважины (скважины БВР), которые бурятся по сети 5,6×5,6 м. Глубина скважины определяется высотой отрабатываемого уступа и составляет 10,0 м или 15,0 м. Из каждой скважины отбираются пробы для анализа с интервалом опробования 5,0 м. Отбор проб производится непосредственно во время бурения механизированным способом. Для этого применяется трехщелевой специальный пробоотборник, который расположен на расстоянии 1,5 м от устья скважины (рис. 1). Конструкция пробоотборника позволяет проводить предварительное сокращение пробы в процессе отбора. Оптимальный вес пробы 10-15 кг. Дальнейшая обработка пробы и анализ производятся в лаборатории гамма-активационного анализа. Результаты анализов передаются в геологическую службу, где посредством геостатистической оценки на рабочих планшетах оконтуриваются различные сорта руд и породы.

В соответствии с месячным планом горных работ на каждый экскаватор выдается сортовой план, на котором выделены контура руд по сортам. Согласно сортовому плану маркшейдер размечает в карьере взорванную массу и машинист отгружает ее по указанным сортам. Сортовой план служит основанием для ведения отчетности работ, определения, учета потерь и разубоживания при добыче, расчета содержания в руде, поступающей на разгрузочные пункты карьера. На основании этих расчетов осуществляется управление качеством рудопотока.

В связи с тем, что выемочные контуры промышленных руд определяются по данным опробования шлама из скважин, задача эксплуатационного опробования и обработки цифровых данных по опробованию является наиболее важным звеном в цепи всех задач планирования и учета добычи полезного ископаемого. Решению этой задачи служат внедренные на руднике экспресс-анализ проб и программно-математические методы обработки информации, реализованные соответственно в компьютерной лаборатории гамма-активационного анализа и системе автоматизированного проектирования технологической подготовки горного производства (САПР ТП ГП САПР «РУДА»).

В мировой практике при анализе горных пород, руд на золото в основном используется пробирный метод анализа, который позволяет работать с аналитическим навеской 50 г. Поэтому при анализе горных пород и руд на золото необходим высокочувствительный метод, который позволял бы работать с большой аналитической навеской. Эта задача решена в лаборатории гамма-активационного анализа. Лаборатория объединяет в себе два взаимосвязанных этапа определения содержания пробы: пробоподготовку и анализ. Отобранные в карьере пробы поступают в проборазделочное отделение лаборатории, где обрабатываются по обычной схеме (рис. 2). В результате обработки каждая проба сокращается до навески по 0,5 кг, упаковывается в специальные пластмассовые кюветы и отправляется в гамма-активационное отделение, ядром которой является установка «Аурион» (рис. 3).

Основное достоинство гамма-активационного метода его экспрессность. В основе метода лежит принцип активации материала проб высоко-энергетичными гамма-квантами, получаемыми в результате торможения мишени электронного пучка от сильноточного линейного ускорителя электронов (ЛУЭ-8 с энергией ускоренных электронов 8 мэВ) и последующим измерением наведенной в пробе активности. В результате реакции образуются изомерное состояние ядер золота с периодом полураспада $T_{1/2} = 7,8$ сек. и энергией вторичных гамма-квантов 4,1 МэВ.

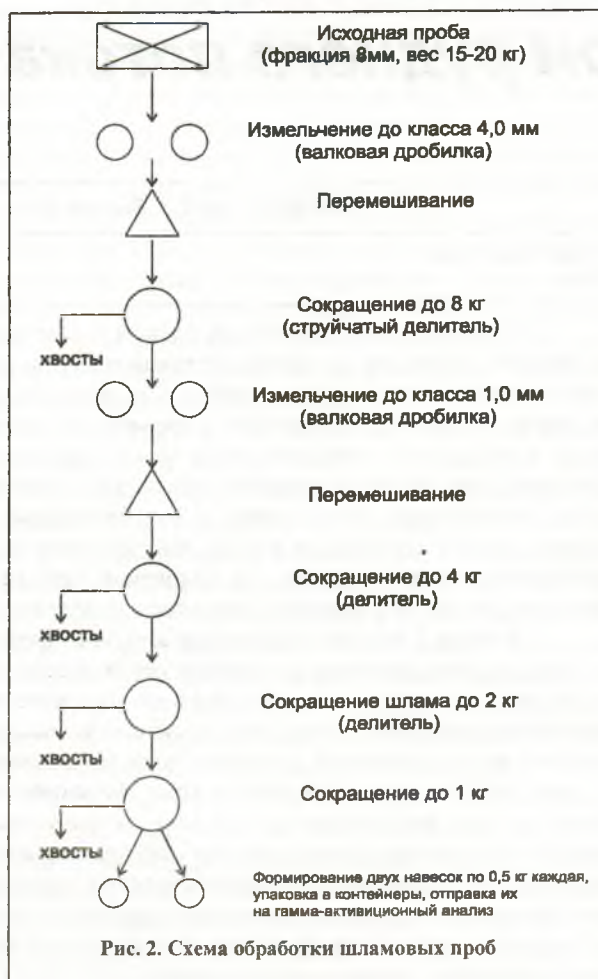


Рис. 2. Схема обработки шламовых проб

квантов $E=279$ кэВ. Метод позволяет проводить анализ проб с пределом обнаружения золота $\sim 10^{-5}\%$ (в зависимости от наличия мешающих элементов) без ограничения верхнего предела. При этом используются соответствующие стандартные образцы. Лаборатория оснащена большим кругом стандартных образцов на золото. В связи с тем, что материал стандартных образцов при их анализе не расходуется, в лаборатории налажен контроль качества анализов путем ежемесячного промера стандартных образцов, который позволяет определять не только воспроизводимость анализа, но и правильность анализа по всем классам и содержаниям. Помимо золота возможен анализ на серебро с пределом определения $\sim 10^{-4}\%$, вольфрама - $\sim 10^{-3}\%$, урана, тория, бария, селена, гафния.

При увеличении энергии ускорителя круг анализируемых элементов можно расширить в связи с тем, что золото в рудах, как правило, распределено достаточно неравномерно, аналитическая навеска выбрана большой (емкость кюветы 290 см^3 , что для типичных руд составляет $\sim 0,5 \text{ кг}$). Этим параметром гамма-активационный анализ выгодно отличается от других методов анализа, где используются меньшие навески и соответственно труднее обеспечить представительность аналитической навески.

Условия облучения и измерения оптимизированы за счет формы кюветы, ее вращения при облучении и использования двух больших сцинтилляционных детек-

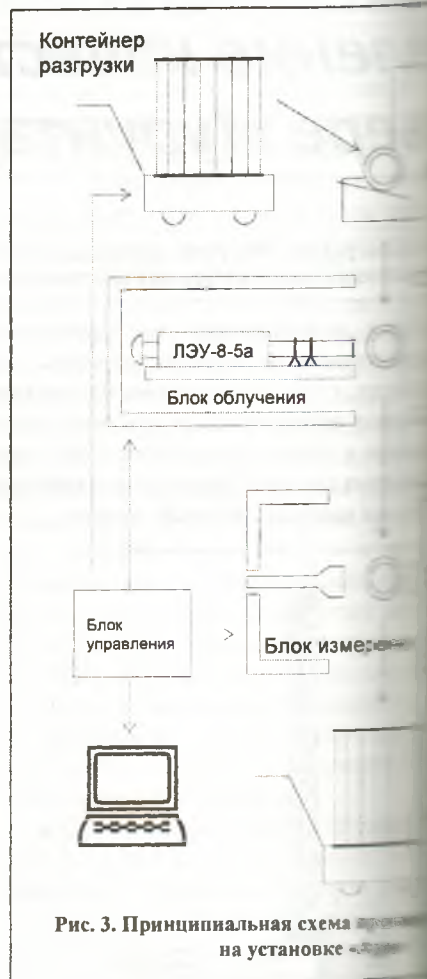


Рис. 3. Принципиальная схема на установке

торов при измерении наведенной проникающей способностью гамма-лучей большими энергиями позволяет анализировать аналитическими навесками, информация о золоте собирается со всего объема навески, а не только с поверхности.

Измельчение пробы обеспечивает однородность в руде. Опыт показывает, что для решения задачи необходимо измельчение руды до 100 мкм. Для специальных задач в кусках руды массой 50-300 г без разрушения образцов для аналитических работ представляется возможным.

В связи с тем, что в руде элементы с малыми периодами полураспада (от 1 до 10 минут) становятся недоступными для анализа, отличается метод от нейтронно-активного. Цикл анализа составляет 17 секунд. Анализ автоматизирован. Взвешивание, облучение, измерение, анализ производится в автоматическом режиме. Результаты анализа могут производиться на дисплее, на печатном устройстве. Последнее позволяет использовать данные анализа для геологической службе рудника.

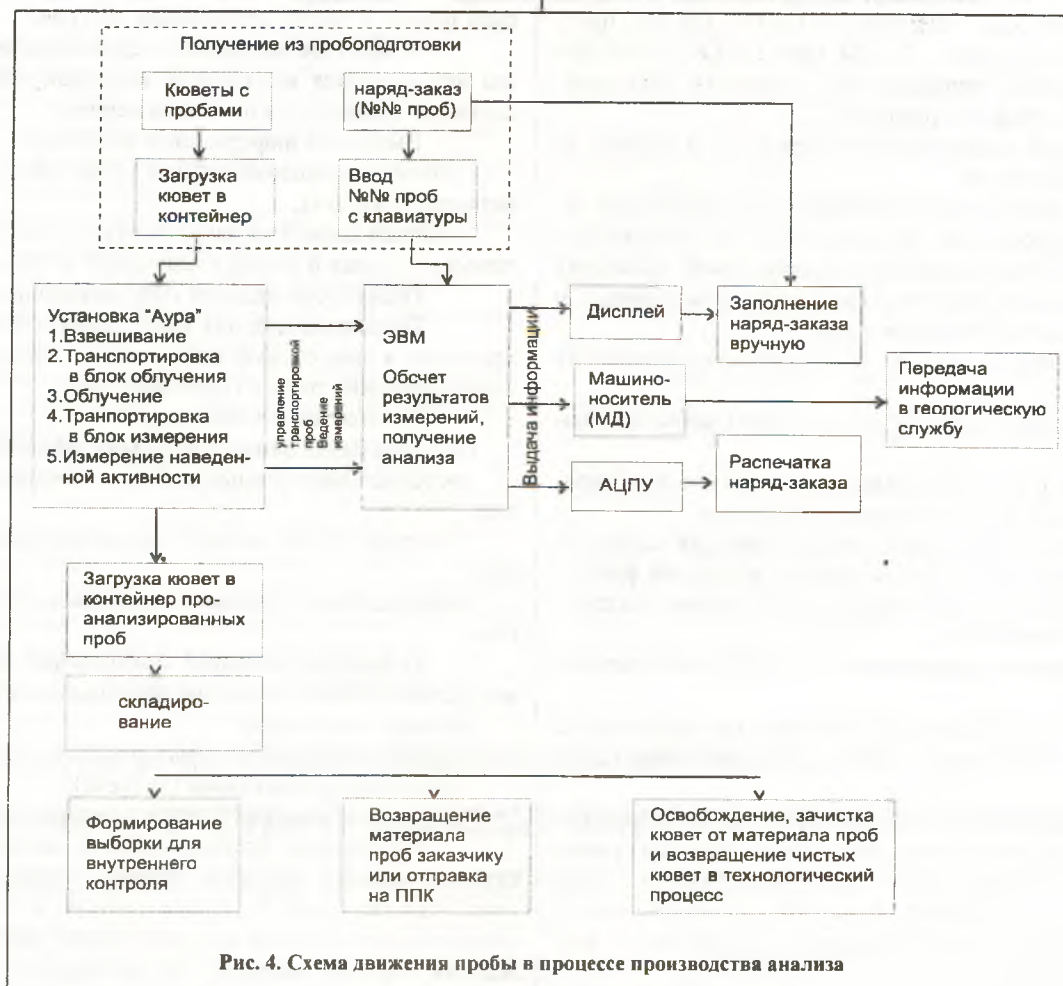


Рис. 4. Схема движения пробы в процессе производства анализа

САПР «Руда» реализует решение задач геолого-маркшейдерского обеспечения горных работ и распространяется на: производственно-техническое бюро; геологическую службу; маркшейдерскую службу; плановое бюро.

Областью применения САПР «Руда» является:

- перспективное планирование отработки месторождения, включающее формирование перспективного плана добычных работ и определения рациональных технологических параметров разведки и отработки месторождения;
- проектирование отработки эксплуатационных блоков и оперативное планирование очистных и горно-подготовительных работ и составление проектов отработки эксплуатационных блоков;
- учет движения запасов руды и металла в процессе отработки месторождения;
- математическое моделирование и статистическое описание объекта.

Основу информационного обеспечения САПР ТП ГП составляет автоматизированный банк данных (АБД), который состоит из баз данных САПР и системы управления базами данных (рис. 5).

В состав АБД входят следующие базы данных:

- детальной разведки;
- эксплуатационной разведки;



Рис. 5. Информационное обеспечение САПР ТП ГП

- маркшейдерской информации;
- генерального подсчета запасов;
- справочная информация.

Каждой базе данных соответствует своя проектная процедура справочной информации ведения базы. Совокупность этих процедур образует систему управления базами данных САПР.

Техническое обеспечение САПР ТП ГП представляет собой комплекс ПЭВМ типа IBM PC и совместимый с ним набор периферийных устройств: дигитайзеры, принтеры, графопостроители.

Система имеет блочную структуру и состоит из нескольких подсистем.

Подсистема перспективного проектирования отработки месторождения предназначена для автоматизации процедур перспективного планирования добычных работ и расчета технологических параметров разведки и системы отработки месторождения.

Подсистема состоит из 2-х автоматизированных процедур:

- формирование перспективного плана добычных работ;
- определение рациональных технологических параметров разведки и отработки месторождения.

В качестве исходной информации для подсистемы используются в основном данные детальной разведки, в отдельных случаях привлекаются данные эксплуатационного опробования.

Выходной информацией по подсистеме являются:

- таблицы с результатами подсчета геологических и извлекаемых запасов на площадях перспективного планирования;
- таблицы с результатами набора плана по добыче руды и металла в диалоговом (полуавтоматическом) режиме;
- таблица с оценками запасов при различной высоте отрабатываемого уступа и бортового содержания по всему месторождению.

Подсистема проектирования отработки эксплуатационных блоков и оперативного планирования добычных и горно-подготовительных работ.

Подсистема состоит из 2-х автоматизированных процедур:

- формирование оперативного плана добычных и горно-подготовительных работ;
- составление проекта отработки эксплуатационного блока.

В качестве исходных данных для подсистемы используется информация о состоянии работ в карьере: координаты участков, возможных к отработке, и плановые показатели.

Выходной информацией по подсистеме являются:

- таблица распределения руды и металла по участкам, включаемых в оперативный план добычных и горно-подготовительных работ;
- таблица подсчета подготовленных и извлекаемых из недр запасов руды и металла;
- варианты плана горных работ.

Подсистема учета запасов руды и металла в процессе отработки месторождения предназначена для погашения отработанных запасов руды и металла и коррекции балансовых запасов по результатам отработки.

Состоит из 2-х проектных операций:

- оценка запасов руды и металла на отработанных участках;
- учет движения запасов руды и металла в геологиче-

ских блоках и эксплуатационных

В качестве исходной информации используются координаты ботанных в карьере за отчетный период.

Выходной информацией являются:

- таблица погашения запасов ботанных участках;
- таблица движения запасов ботанных участках.

Подсистема ведения геологических блоков и эксплуатационных

Подсистема ведения информации предназначена для хранения и подготовки информации проектирования горного производства.

Состоит из 4-х процедур:

- ведение банка данных детальной разведки;
- ведение банка данных эксплуатационного опробования;
- ведение банка данных геологических блоков;
- ведение банка данных эксплуатационных работ.

В качестве исходной информации используются следующие:

- каталог координат;
- данные опробования кернов;
- наряд-заказ с анализами;
- результаты маркшейдерских работ.

Подсистема математического статистического описания объектов отработки результатов опробования, позволяющая провести статистический анализ результатов опробования, участка, залежей, т.е. характеристики исследуемых объектов, распределения, провести и рассчитать.

В качестве исходной информации используются:

- данные детальной разведки;
- данные эксплуатационного опробования;
- данные опробования объектов;
- результаты работы других подсистем.

Выходной информацией являются:

- модель пространственного распределения компонента в недрах;
- схема расположения областей на месторождении;
- таблицы с результатами опробования;
- гистограммы распределения содержания в недрах по содержаниям в пробах;
- регрессионные модели характеристик оруденения и технологических параметров;
- и т.п.

Подсистема графического проектирования.

Состоит из 4-х автоматизированных процедур:

- построение проекций объектов на горизонтальные и вертикальные плоскости;
- графическое отображение параметров руд и технологий;
- графическое отображение результатов работ.

пределения запасов руд и их технологических типов;

- графический вывод сортового плана.

Выходной информацией подсистемы являются:

- сортовой эксплуатационный план очистного блока;
- схема расположения очистных забоев на карьере по состоянию на заданный период;
- схема расположения планируемых контуров отработки при перспективном планировании;
- схема изолинии промышленных параметров руд;
- сортовой план пространственного распределения запасов руд и их технологических типов.

Система проста в обращении: после ознакомления с ней может работать инженер без специальной подготовки по программированию.

Модульный принцип программирования используемый в системе, диалоговый характер решения задач геолого-маркшейдерского обеспечения, предусмотренные в программах возможности изменения величин входных параметров и их структуры, позволяют без существенных изменений использовать САПР на других горнорудных объектах подобного типа.

Одной из специфических особенностей ком-

плекса программ в САПРе является наличие в ее составе программы SGL (сглаживание), реализующей нелинейную интерполяцию данных опробования скважин технологической сети в точки, расположенные между узлами этой сети, и на основе этого получение оценок среднего содержания в сферах влияния этих скважин. По сравнению с традиционными методами, такой метод оценки является принципиально новым. Его достоверность подтверждена опробованием ряда опытных блоков по более густой сети, и опытом эксплуатации САПР «Руда» на протяжении почти 13 лет.

Таким образом, получаемые оценки позволяют значительно уточнить контура промышленных руд в блоках, подготовленных к выемке и тем самым снизить показатели потерь и разубоживания, связанных с оконтуриванием. Применение программно-математических методов оконтуривания эксплуатационных блоков, позволяет за счет повышения эффективности горных работ продлить срок эксплуатации месторождения без дополнительных затрат на бурение технологических скважин, обработку и анализ проб.

Технологическая схема организации промежуточного склада в наклонной траншее комплекса ЦПТ в условиях карьера Мурунтау

УДК 622.271

© С.С. Коломников, У.Ю. Давронбеков 2001 г.

С.С. Коломников, начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
У.Ю. Давронбеков, канд. техн. наук НавГГИ

Рациональная организация подготовительных работ для автотранспорта позволяет ускорить насыщение транспортного потока в начале смены, однако не может исключить неритмичность работы автотранспорта в течение смены. Выбор рационального количества и типа перегрузочного пункта также 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.

Технологическая схема формирования промежуточного склада большой накопительной емкости предусматривает формирование склада в траншее непосредственно над подъемным конвейером комплекса ЦПТ. При этом конвейер укрывается бетонной галереей, под которой устанавливаются питатели для перегрузки горной массы из склада на конвейер. Такой склад может отсыпаться с использованием модульного передвижного перегрузочного пункта бункер-питатель-дробилка (или грохот-дробилка) - перегружатель (с длиной консоли 30-

70 м), который устанавливается около траншеи на расстоянии, позволяющем осуществлять отсыпку горной массы перегружателем в центр склада над траншеей. Такую схему перегрузочного пункта с буферным складом над подъемным конвейером предполагается использовать в составе комплекса ЦПТ при дальнейшем развитии карьера Мурунтау.

Отсыпка промежуточных буферных складов внутри карьера на площадках уступов требует либо разгона его бортов для создания площадок, либо задалживания площадок в рабочей зоне карьера, с временным зацеplиванием борта под этой площадкой. В связи с этим, для устранения этих недостатков, разработаны технологические схемы отсыпки таких складов в траншею конвейерного подъемника. При этом конвейер в траншее перекрывается железобетонными плитами с окнами для установки питателей, через которые производится загрузка горной массы на подъемный конвейер транспортного комплекса ЦПТ. Таким образом, такой склад не требует использования экскавационного и транспортного оборудования для перемещения горной массы со склада. Однако, отсыпка такого склада предполагает использование модульного дробильного пункта с ленточным консольным перегружателем. Важнейшим преимуществом модульного перегрузочного пункта является то, что такие пункты позволяют перемещать их вслед за развитием

Д
И
А
В
У
Т
О
С
Б
Д
Б



8

36

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА №

Параметры бункера (рис. 1, б), предусматривающие трехстороннюю разгрузку самосвалов с торца и боков, не обеспечивают безопасной разгрузки автосамосвалов.

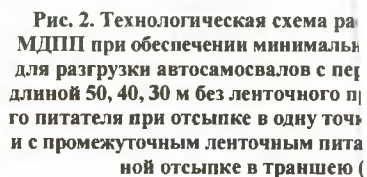


Рис. 2. Технологическая схема ра МДПП при обеспечении минимальн для разгрузки автосамосвалов с пе длиной 50, 40, 30 м без ленточного п го питателя при отсыпке в одну точ и с промежуточным ленточным пита ной отсыпке в траншею (

Наиболее приемлемым решением представляется на рис. 16. В та уступа увеличивается всего на 2 м. в том, что бункер с боковых сторон пер ездными бетонными плитами под угл оси бункера. Таким образом, при наип нии оси самосвала до бровки уступа гр находиться на бетонной плите. При уда увеличивается расстояние от автосамос уступа. Следует учесть, что боковые

узке (15-свалов наное место разгрузки по торцу

ьной фор-узки авто-условиям разгрузка

используются как запасные в случае одновременного прибытия автосамосвалов более одного. Разработаны технологические схемы отсыпки буферного склада в траншее над подъемным конвейером. Это позволит: а) сгладить неравномерность грузопотока циклическим автотранспортом; б) осуществить полную загрузку конвейерного транспорта; в) обеспечить возможность транспортирования конвейерным транспортом различных сортов горной массы; г) увеличить тем самым эффективность ЦПТ.

Кроме указанной схемы, такой модульный перегрузочный пункт может быть использован в технологических схемах для погрузки непосредственно на конвейер через питатель без перегружателя. Вписывание таких МДПП с промежуточным ленточным питателем и без него и с перегружателем различной длины для отсыпки промежуточного склада в траншее конвейерного подъемника приведено на рис. 2. Исследованиями установлено, что такое расположение пункта на концентрационном горизонте обеспечивает минимальные размеры перегрузочных площадок и площадок под модулями этого пункта.

Определение параметров склада при его отсыпке в траншею подъемного конвейера ЦПТ выполнено при следующих исходных данных:

- глубина траншеи $H_{тр}$ - 15-30 м;
- угол естественного откоса отсыпаемого конуса α - 36° ;
- угол наклона борта траншеи γ - 15° ;
- угол воронки активного истечения горной массы β - 45° - 50° ;
- ширина дна - 20 м;
- длина перегружателя - 70 м.

При отсыпке склада перегружатель поворачивается в плане в интервале сечений 3-3 и 5-5 (рис. 3), расстояние между которыми 85 м. Параметры склада определены при его отсыпке перегружателем в одну точку и при веерной отсыпке. При складировании горной массы в траншею глубиной 15 м высота отсыпки от сечения 4-4 до сечения 3-3 уменьшается по сравнению с возможной для перегружателя на 10 м для исключения выхода склада за пределы траншеи (рис. 1). Для определения объема склада в траншее при веерной схеме отсыпки последний пересекается сечениями 1-1, 2-2, 3-3, 4-4, 5-5. Графическое построение площадей в сечениях 1-1 и 2-2 приведено на рис. 4. Результаты построения активных площадей всех пяти сечений приведены на рис. 4. Затем строится кривая изменения активной площади по всей длине склада (рис. 5).

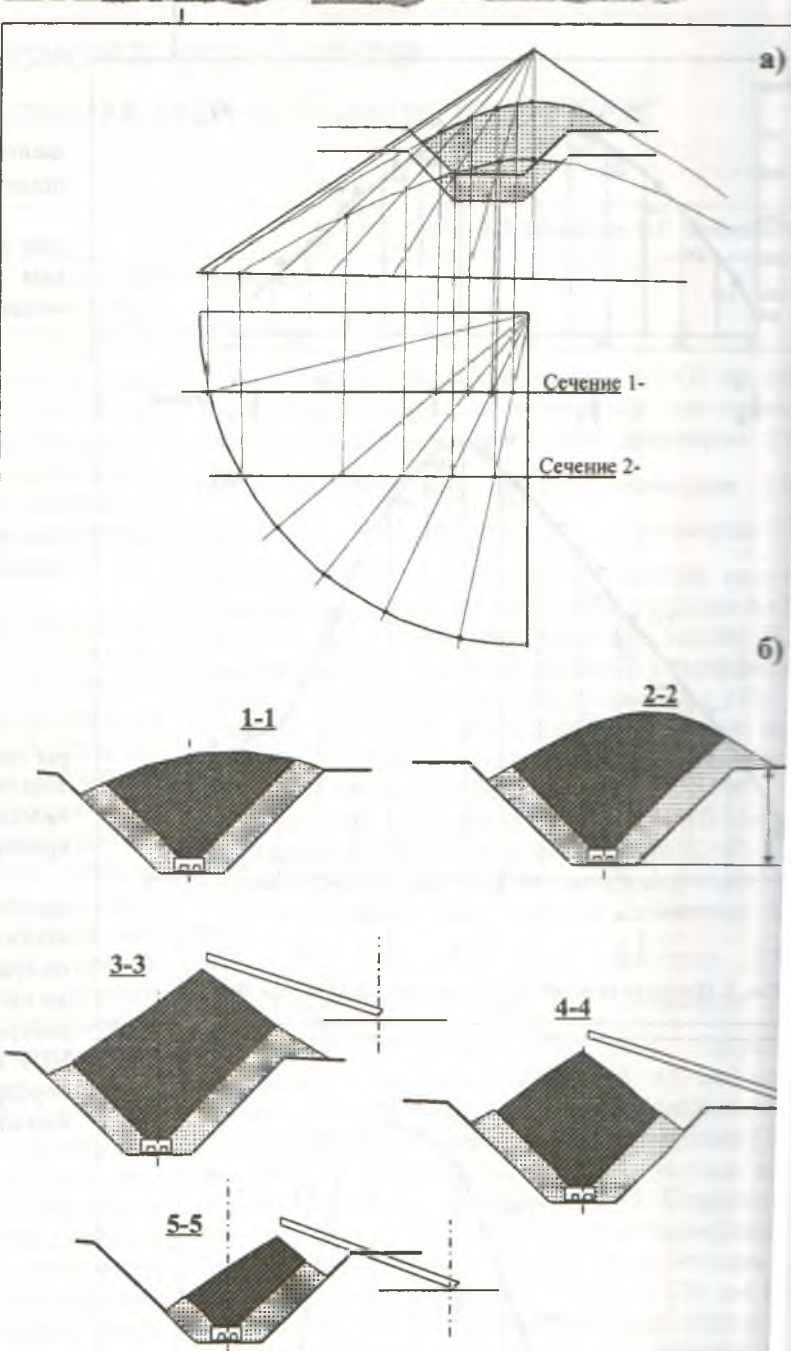
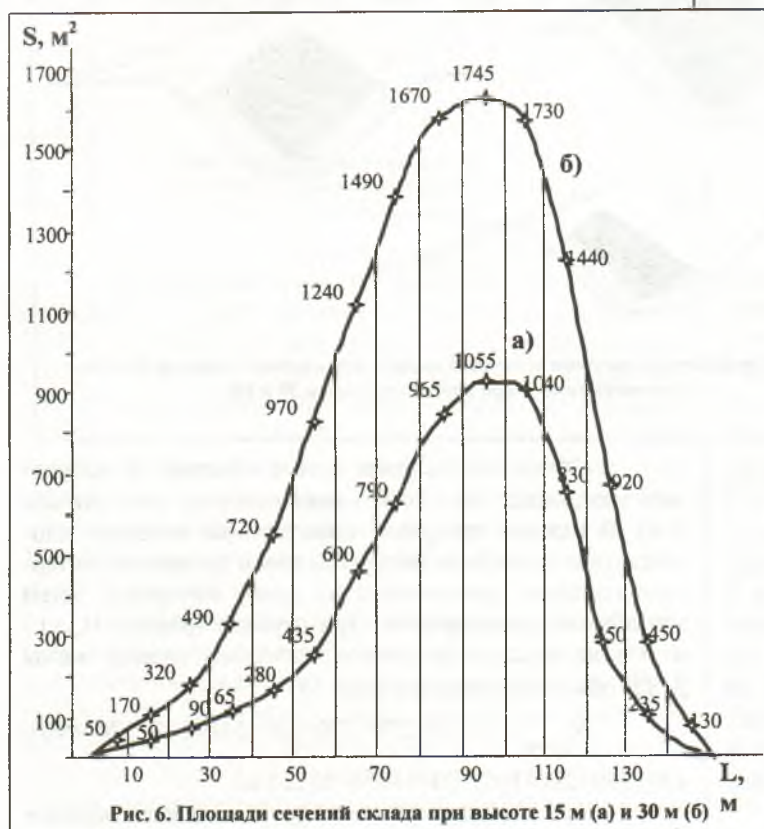
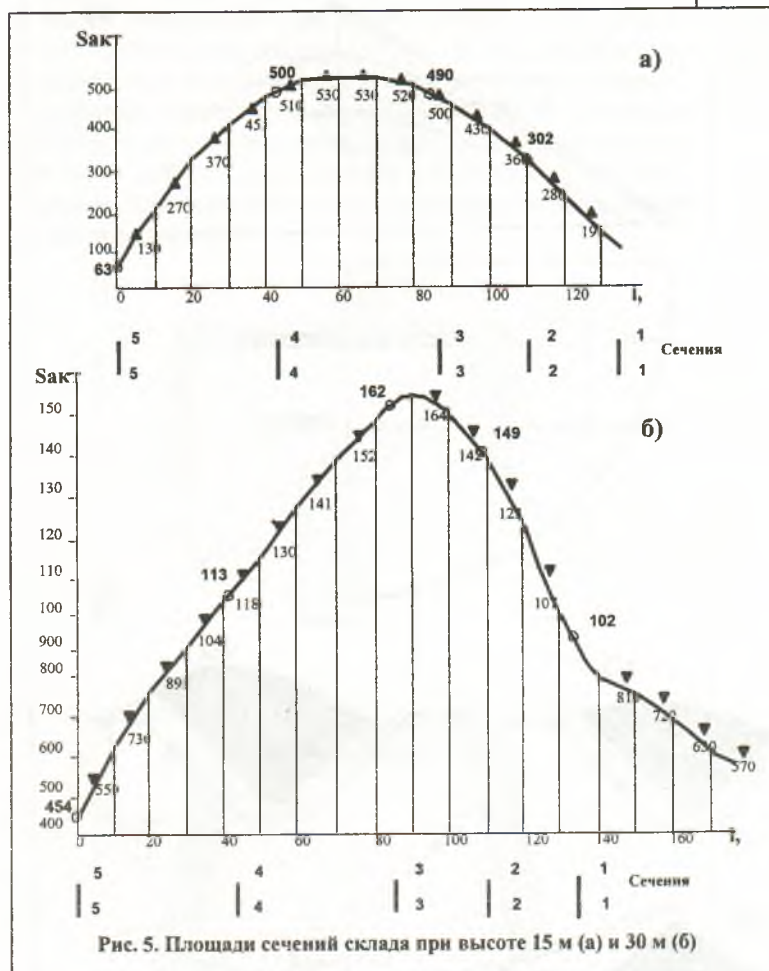


Рис. 4. Графическое построение сечений склада при глубине траншеи 15 м и сечения склада при глубине траншеи 30 м (б)

Объем склада равен сумме объемов на данных интервалах $\Delta L = 10$ м (один интервал взят 5 м). В каждом интервале определяется активная площадь, при этом объем интервала равен средней площади, умноженной на длину интервала. Эти объемы суммируются. При глубине траншеи 15 м и угле воронки активного истечения горной массы $\beta = 45^\circ$ объем склада равен (рис. 5)

$$V_{\beta=45^\circ} = (1330 + 270 + 370 + 455 + 510 + 530 + 5430 + 360 + 280 + 190) \cdot 10 + 110 \cdot 5 = 51200 \text{ м}^3.$$

При глубине траншеи $H_{тр} = 15$ м и угле воронки активного истечения горной массы $\beta = 50^\circ$



$$V_{\beta_2} =$$

где 1,095 -
шения сечений, по
шадей сечений при
Аналогичн
при засыпке тран
нем случае перег
полную высоту по

$$V_{\beta_2} =$$

Объем скл
лем перпендикуля
ной точки разгрузк

$$H_{тр} =$$

$$H_{тр} =$$

Таким обр
ры складов, отсып
только компенсир
автосамосвалов, н
ерного комплекса (

Сооружен
ерного аккумуля
чески целесообраз
на транспортирова
до склада, трансп
вейера ЦПТ и тр
ЦПТ в отвал буде
портирование 1 м
том от забоя до от

Взрывание высоких уступов методом параллельно-сближенных зарядов

УДК 622.271

© С.К. Рубцов, В.П. Шеметов, И.П. Бибик 2001 г.

С.К. Рубцов, начальник лаборатории, докт. техн. наук МАН ВНИПИпромтехнологии,
В.П. Шеметов, инженер-конструктор ВНИПИпромтехнологии,
И.П. Бибик, зам. главного инженера рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Отработка высоких уступов требует поиска новых решений при производстве буровзрывных работ. Практикой ведения взрывных работ установлено, что рациональное использование объема взрывных скважин с точки равномерного размещения ВВ в массиве, достигается при определенном соотношении диаметра скважинных зарядов (d_3) и высоты отбиваемого уступа (H_y):

$$H_y = 60d_3$$

В этом случае при взрывной отбойке уступов высотой $H_y=20$ м диаметр скважинных зарядов $d_3=330$ мм, для $H_y=30$ м - $d_3=500$ мм. Ориентируясь на перспективный типоряд мощных буровых станков представляется возможным при взрывной отбойке уступов $H_y=20$ м рекомендовать диаметр скважинных зарядов $d_3=320$ мм, соответственно, для $H_y=30$ м - $d_3=400$ мм. Применяемые в настоящее время на скальных карьерах шарошечные буровые станки предназначены для бурения скважин $d_3=215, 250$ и 270 мм практически не обладают конструктивными возможностями дальнейшего увеличения диаметра взрывных скважин. С целью увеличения энергии скважинных зарядов ВВ, особенно для качественного дробления и проработки приподошвенной части высоких уступов может быть внедрен метод взрывания параллельно-сближенными скважинными зарядами.

Сущность метода заключается в следующем. Обустройство взрывающего уступа производится группами из нескольких вертикальных или наклонных скважин, расположенных параллельно одна другой и на расстоянии шести диаметров заряда друг от друга. Располагаются параллельно-сближенные заряды в одну линию (парносближенные) или в виде пучка из трех (в вершинах равностороннего треугольника) и более скважин (квадрат, эллипс и др. формы). Ориентированы пучок или пара параллельно-сближенных зарядов параллельно линии уступа. Таким образом, формируется эквивалентный заряд ВВ большого диаметра, который увеличивает эффективность взрывных работ. С переходом на такой метод взрывания представляется возможным при ограниченном выборе диаметров зарядов (215, 250, 270 мм) образовывать с помощью имеющихся на предприятии буровых станков параллельно-сближенные скважинные заряды, имитирующие заряд необходимого диаметра и энергии ВВ.

Эквивалентный диаметр скважинного заряда (d_3), имитируемый группой параллельно-сближенных равен:

$$d_3 = d_3 \sqrt{n_c}, \text{ мм}$$

где n_c - число скважин в группе (пучке);
 d_3 - диаметр заряда.

Диаметр скважинных зарядов $d_3=320$ мм для $H_y=20$ м можно создать одновременным взрыванием трех параллельно-сближенных зарядов диаметром 215 мм ($d_3=\sqrt{3} \times 215=372$ мм), двух - диаметром 250 мм ($d_3=\sqrt{2} \times 250=354$ мм) или двух - диаметром 270 мм ($d_3=\sqrt{2} \times 270=382$ мм). Учитывая различия полученных d_3 , двумя параллельно-сближенными зарядами $d_3=250$ мм ($d_3=330$ мм), рациональнее взрывать уступы $H_y=20$ м, представленные скальными породами с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова f_{10} , тремя зарядами $d_3=215$ мм ($d_3=372$ мм) или двумя зарядами $d_3=270$ мм ($d_3=378$ мм) - уступы $H_y=20$ м, представленные скальными породами $f=10-14$.

Диаметр скважинных зарядов $d_3=400$ мм и более при взрывной отбойке уступов высотой $H_y=30$ м можно создать одновременным взрыванием пучка из четырех параллельно-сближенных зарядов диаметров 215 мм ($d_3=\sqrt{4} \times 215=430$ мм), трех диаметров 250 мм ($d_3=\sqrt{3} \times 250=433$ мм) или трех диаметров 270 мм ($d_3=\sqrt{3} \times 270=467$ мм). Четырьмя параллельно-сближенными зарядами $d_3=215$ мм ($d_3=430$ мм) или тремя зарядами $d_3=250$ мм ($d_3=433$ мм) рациональнее взрывать уступы, представленные скальными породами f_{10} , тремя зарядами $d_3=270$ мм ($d_3=467$ мм) - уступы, представленные скальными породами $f=10-14$. Стоимостные параметры метода взрывания параллельно-сближенными зарядами в сравнении с традиционным методом взрывания одиночными зарядами 215, 250 и 270 мм (табл. 1) показывают, что они практически равноценны. Однако результаты экспериментальных исследований подтверждают, что действие взрыва параллельно-сближенных зарядов за счет целого ряда физических особенностей взрывного взаимодействия сближенных зарядов значительно эффективней по сравнению с эквивалентными зарядами круглого сечения при равном весе ВВ.

Как показывает производственный опыт, параллельно-сближенные скважины можно бурить и одновременно и последовательно. Производительность бурового станка при последовательном бурении парных скважин за счет сокращения числа переездов в течение смены и упрощения организации работ на блоке возрастает на 10-20%. При взрывной отбойке параллельно-сближенными скважинными зарядами наблюдается лучшая проработка подошвы и более равномерной дробление горной массы. Снижается выход переизмельченного продукта и сокращается в два и более раз выход негабарита, что способст-

вует повышению в среднем на 10% производительности экскаваторов. Стоимость 1 м³ взорванной горной массы по затратам на бурение, взрывание и экскавацию снижается на 20-30%.

Параметры буровзрывных работ при взрывной отбойке уступов высотой 20 м и 30 м пучками параллельно-

е - коэффициент р
граммонта 79/21 е=1,0);
γ - объемный вес поро
d_c - диаметр скважин
Принимается квадрат
a = b = W, м,

Параметры буровзрывных работ при взрывной отбойке уступов высо

Показатели	Значение							
Высота уступа, м	20				30			
Коэффициент крепости пород	6-10		10 - 14			6-10		
Диаметр скважины, мм	320	250	320	215	270	400	215	250
Количество скважин в пучке	1	2	1	3	2	1	4	3
Эквивалентный диаметр заряда, мм	-	350	-	372	378	-	430	435
Расстояние между скважинами в пучке, м	-	1,5	-	1,3	1,6	-	1,3	1,5
Сетка зарядов (квадратная), м	11	11	10	11	11	11	12	12
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,46	0,473	0,60	0,595	0,595	0,592	0,55	0,55
Перебур, м	4,0	2,0	4,0	2,0	2,0	3,0	2,0	2,0
Длина скважины, м	24,0	22,0	24,0	22,0	22,0	33,0	32,0	32,0
Масса ВВ в пучке, кг	1113	1144	1200	1440	1440	2147	2372	2372
Масса ВВ на одну скважину, кг	-	572	-	480	720	-	593	790
Масса верхнего заряда ВВ, кг	223	176	240	96	260	791	119	308
Масса нижнего заряда ВВ, кг	890	396	960	384	460	1356	474	482
Вместимость ВВ на 1 м скважины, кг,	72	44	72	33	51	113	33	44
Суммарная длина зарядов ВВ в скважине, м	15,5	13,0	16,7	14,5	14,0	19,0	18,0	18,0
Длина верхнего заряда, м	3,1	4,0	3,3	2,9	5,0	7,0	3,6	7,0
Длина нижнего заряда, м	12,4	9,0	13,0	11,6	9,0	12,0	14,4	11,0
Длина воздушного промежутка, м	2,5	4,0	1,3	2,5	3,0	7,0	7,0	7,0
Длина забойки, м	6,0	5,0	6,0	5,0	5,0	7,0	7,0	7,0
Выход горной массы с 1 п.м скважины, м ³ /п.м.	100,4	55,0	83,3	36,7	55,0	110,0	33,8	45,0
Себестоимость 1 м ³ горной массы по бурению и взрыванию, \$USD/м ³	0,42	0,38	0,54	0,51	0,47	0,57	0,46	0,45

сближенных скважинных зарядов (табл. 1) рассчитываются в соответствии с формулами 1-12.

Величина предельного сопротивления по подошве (W), превышение которой сопровождается некачественной проработкой подошвы уступа, определяется по формуле С.А. Давыдова:

$$W = 53K_r \sqrt{\frac{\Delta e}{\gamma}} \times d_c, \text{ м}, \quad (1)$$

где: K_r - коэффициент, учитывающий трещиноватость массива (K_r=1,0÷1,2);

Δ - плотность заряжания ВВ, кг/дм³ (Δ = 0,9);

где: а - расстояние ме
- расстояние между рядами с
Величина перебура (l_{пер})
l_{пер} = (5÷15) × d_з, пр
Величину перебура и
взрывающего уступа:

l_{пер} = (0,1÷0,3) × H_у, м
Длина скважины (L_с)
L_с = H_у + l_{пер}, м.

Вес заряда ВВ (Q) в скважине
Q = q × a² × H_у, кг

где q - удельный расход ВВ
Пересчет величины у

ВВ (для

= 2,6);

(2)

скважин различных диаметров (d_{ci}):

$$q_i = q_0 \sqrt[3]{\frac{d_c}{d_{ci}}}, \quad (7)$$

где q_0 - удельный расход ВВ при диаметре скважин 250 мм, кг/м³;

d_c - диаметр скважины, мм.

Длина скважинного заряда (L_3):

$$L_3 = \frac{Q}{P}, \text{ м}, \quad (8)$$

где Q - вес заряда ВВ в скважине, кг;

P - вместимость 1 п.м. скважины, кг/п.м.

Вместимость 1 п.м. скважины:

$$P = \frac{\pi d_c^2}{4} \times l \times \Delta, \text{ кг/п.м.} \quad (9)$$

Для определения степени равномерности ВВ в массиве находим относительную длину заряда ($L_{отн}$):

$$L_{отн} = \frac{L_3}{L_c}. \quad (10)$$

При равномерном распределении заряда ВВ в массиве $L_{отн}$ должна быть равна или близка отношению 2/3. При $L_{отн}=0,5-0,6$ принимается рассредоточение заряда, при этом $Q_v = 0,2 \cdot Q_0$ и $Q_n = 0,8 \cdot Q_0$, где Q_0 - вес заряда ВВ в скважине, кг; Q_v вес верхней части заряда ВВ в скважине, кг; Q_n вес нижней части заряда ВВ в скважине, кг.

Длина забойки ($L_{заб}$) определяется как:

$$L_{заб} = L_c - L_3, \text{ м}. \quad (11)$$

Т а б л

Удельный расход ВВ для уступов высотой 20 м и при диаметре заряда 250 мм

Высота уступа, м	20		30
Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова	6÷10	10÷14	6÷10
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,48	0,55	0,65

Необходимая длина забойки должна вать надежное запираение продуктов детонации скважине и удовлетворять соотношению:

$$L_{заб} \geq 20 \times d_3$$

в противном случае необходимо сгустить скважин.

Удельный расход ВВ для уступов высот 30 м при диаметре заряда 250 мм с учетом фактических показателей буровзрывных работ в карьере и изменения прочностных свойств вскрышных пород. Требования к кусковатости взорванной горной массы при циклично-поточной технологии приведен в табл. 1.

Таким образом, взрывание высоких уступов параллельно-сближенных скважинных зарядов 250; 270 мм, имитирующих заряд необходимого количества и энергии ВВ, позволяет улучшить проработку выемки, дробление горной массы, повысить производительность буровых станков и экскаваторов снизить стоимость отработки 1 м³ взорванной горной массы на 30%.

Исследования технологических схем выемки угля в коротких очистных забоях

УДК 622.822:622.277

© Б.Р. Раимжанов, И.Б. Насридинов

Б.Р. Раимжанов, ректор НавГГИ, докт. техн. наук,
И.Б. Насридинов, канд. техн. наук НавГГИ

Структура топливно-энергетического баланса как в мире, так и в Узбекистане за последние годы существенно изменилась. Несмотря на существенный рост доли нефти и газа в топливно-энергетическом балансе республики уголь продолжает оставаться важнейшим энергоресурсом и сырым для теплоэнергетики. Роль угля ещё более возрастает в связи с ограниченностью запасов нефти и газа. По прогнозам только разведанные запасы ископаемых углей, залегающих на территории нашей республики, оцениваются более чем на 200 лет разработки.

Анализ распределения балансовых запасов угля в Узбекистане по глубине залегания показывает, что основная часть запасов залегает на глубинах до 600 м.

Это указывает на то, что открытый способ разработки угольных месторождений может стать основным

только на период ближайшей перспективы. В долгосрочном планировании необходимо ориентироваться на подземный способ добычи.

Основным фактором, определяющим эффект подземной угледобычи, является высокая трудоемкость работ связанная с проведением и поддержанием выемочных горных выработок, особенно на пластах с высокими геологическими нарушениями. В этих условиях практически отсутствуют условия для комплексной механизации производственных процессов. В длинных очистных забоях из-за возрастания горного давления увеличиваются затраты на поддержание очистного пространства.

Единой технической политики в развитии подземного способа добычи угля в мире нет. Более того зачастую противоположные технические решения

в различных странах высокие результаты. Даже такие решения, как выбор производственной мощности шахты, не могут определяться однозначно. Если в Германии, Великобритании, ЮАР и России высоких технико-экономических результатов достигают, в основном, на крупных шахтах, то в США на ряде мелких шахт имеют очень высокие достижения. Например, на шахте №2 компании «Вайоминг Коул Майнинг» с годовой добычей 116,3 тыс. т угля при разработке пласта мощностью до 1,0 м и численности персонала в 10 человек месячная производительность труда рабочего по добыче составила 970 т [1].

Таким образом, в мировой практике строятся и эксплуатируются шахты: крупные с годовой производственной мощностью более 1 млн. т в год; средние – от 400 тыс. до 1 млн. т; мелкие – до 400 тыс. т в год. В 66% этих шахт добычу угля ведут в коротких очистных забоях с использованием камерных и камерно-столбовых систем разработки.

математическая модель с реализацией. Модель позволяет параметры вариантов проектируемых или подготовляемых участков.

В результате проведения предлагаются два варианта технических схем выемки угля, зования в сложных горно-применение традиционных стными забоями не представляется эффективно. Синтезированные технологические схемы по угля на тонких, средней и пластах без присутствия л

При выборе технических их параметров мы исходим из высоких технико-экономических условий труда.



первой
ческой
ется в
при по
ки (ре
технол
выемки
ния п
угля н
вом бу
напрае

ма от
способ
судете

преду

Преимуществами короткозабойной технологии являются:

- простота технологической схемы;
- высокая экономичность;
- проветривание, транспорт, доставка материалов не вызывает затруднений;
- породы кровли не подвергаются полному обрушению;
- меньшие водопритоки.

Хотя производительность труда рабочего по участку ниже, чем при длинных лавах, стоимость очистного оборудования при этой технологии в два раза меньше, следовательно, требуются меньший объем капитальных вложений. Если длинные очистные забои в благоприятных горно-геологических условиях показывают высокие уровни нагрузки на забой и производительности труда, то короткие забои характеризуются высокой мобильностью применяемого оборудования, хорошей приспособляемостью к изменяющимся геологическим условиям, каковыми являются условия угольных шахт Узбекистана.

В широкой литературе более полных и подробных сведений об исследованиях короткозабойных технологий не приводится. В нашей работе [2] приводятся достаточно подробные исследования короткозабойных технологических схем, где для установления и оценки взаимосвязи различных параметров разработана экономико-

занные с управлением блоком потолочины и др., при подготовке выемки мощного пласта буровзрывным обрушением подкрепления двух штреков столба угля шириной 25 м транспортировки угля, в

Работы по выемке в емочном штреке буровзрывным снимают рамы крепи в шахину в нужном направлении пласту угля.

В первую очередь на расстоянии при помощи которой при го участка за счет общей тупиковой части и местного проветривания

Затем начинают выемочная скважина на ка, где конец исполнительского устройства. Уголь из рошником на перегрузку

вейер. Одновременно с этим ведутся подготовительные работы для взрывания подкровельной толщи: из выемочного штрека бурят веерообразно 7 скважин для отбойки слоя угля толщиной 2,8-3,0 м. Длина скважин колеблется в интервале 20-30 м.

После взрывания и проветривания начинают выпуск обрушенного угля, который под углом естественного откоса скатывается на шнековый бур. Он в свою очередь осуществляет выдачу угля на выемочный штрек. Добыча угля ведется до тех пор, пока не начинает поступать вмещающая порода. В этот момент работа бурошнековой установки прекращается, шнековый бур складывается, и бурошнековая машина передвигается по ходу на 2,0-2,5 м, где снова ориентируется её направление и начинается новый цикл бурения скважины и взрывания подкровельной потолочины. По мере отработки столба обратным ходом осуществляется погашение выемочных штреков.

Когда цикл работ в камере закончен, в обратном ходе комбайна приступают к расчистке и выемке угля из потолочины пласта с помощью буровзрывных работ. Большую часть вала занимают буровзрывные работы по вычистке камеры. В данном варианте технологическое крепление камеры производится в целях безопасности горнорабочих в забое, и при обратном ходе комбайна металлические рамы извлекаются для дальнейшего использования. При обратном ходе также возможна доизвлеченность, оставленная в целиках угля. Но все же, несмотря на потери угля, технологическая схема позволяет повысить эффективность и безопасность выемки за счет механизации производственных процессов.

Основным преимуществом предлагаемой комбайновой технологической схемы является

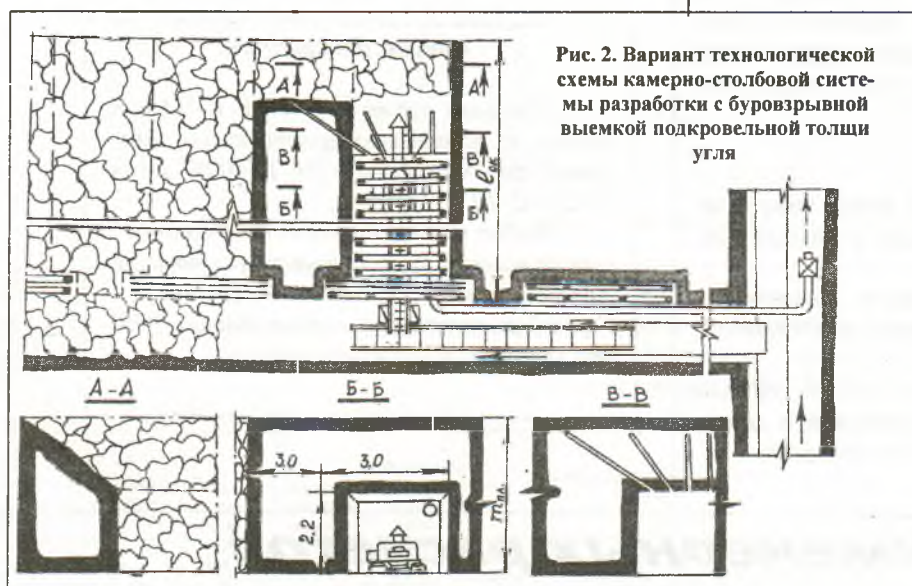


Рис. 2. Вариант технологической схемы камерно-столбовой системы разработки с буровзрывной выемкой подкровельной толщи угля

Для выемки средней мощности и мощных пластов может быть целесообразным использование камерно-столбовой системы разработки (рис. 2). В качестве наиболее подходящего оборудования, для механизации выемки угля в очистном забое предлагается использование проходческого комбайна. Хорошая маневренность комбайна и его рабочего органа, небольшие габариты, высокая скорость проходки делает его незаменимым в процессе выемки угля.

В предлагаемой системе разработки основным элементом является камера. Её высота и ширина колеблется в зависимости от габаритов и технических возможностей используемого комбайна. Между камерами оставляются целики угля. Размеры целиков зависят от прочностных свойств угля, горного давления и др.

В начале цикла комбайн рабочим органом разрушает уголь, при этом одновременно зачищая погрузочным устройством призабойное пространство. Вслед за ним устанавливается рамная крепь, наращивается скребковый конвейер, при помощи которого добытый уголь доставляется в откаточную выработку. Проветривание камеры производится при помощи вентилятора местного проветривания.

их внедрения в шахтах I Азии не требуются значительные вложения

Наибольший интерес следователей короткозабойных разработок представляет зависимость экономических показателей от технологических параметров добычи угля.

Поэтому разработка экономико-математической модели позволяет выбор и оптимизацию параметров короткозабойной системы добычи угля не только по экономическим, но и по технологическим критериям. В общем виде критерий экономической эффективности имеет вид:

$$F_t = \sum_{t=0}^T \frac{\sum_{d=1}^I \Delta_{jit}}{A_{it}} * \beta_t + E_{\mu} \sum_{t=0}^T \frac{\sum_{j=1}^I K_{jit}}{A_{it}} * \beta_t \rightarrow \min,$$

где K_{jit} ; Δ_{jit} - соответственно капитальные вложения и эксплуатационные расходы по j-му варианту в t-м году, у.е./год;

A_{it} - объем добычи угля в товарном виде в t-м году, т/год;

E_{μ} - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

β_t - коэффициент дисконтирования.

Реализация модели позволила установить, что с увеличением длины очистного забоя удельные затраты монотонно возрастают (рис. 3 и 4). Однако оптимизация этого параметра с учетом времени на производственные процессы, продолжительность цикла и соответственно скорости продвижения очистного забоя, обеспечивая при этом максимальную безопасность очистной выемки.

Формирование банка исходных данных для моделирования экономической ситуации в нашей республике является задачей наших исследований - это

задача для проектирования. Вместе с тем, разработанная нами модель позволяет пересчет эксплуатационных затрат в любой валюте, при любом соотношении экономи-

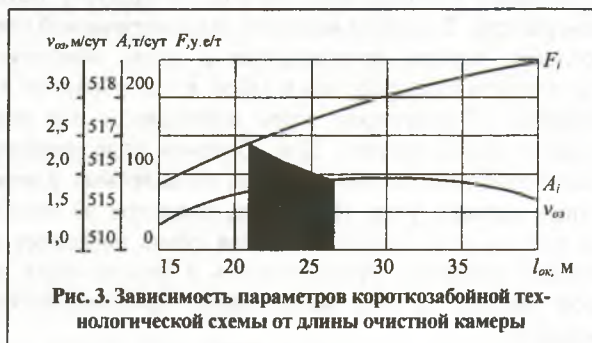


Рис. 3. Зависимость параметров короткозабойной технологической схемы от длины очистной камеры

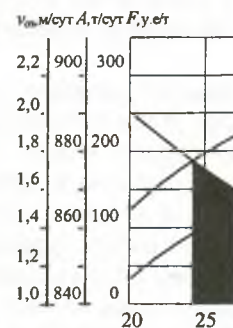


Рис. 4. Зависимость параметров короткозабойной технологической схемы от длины очистной камеры

ческих параметров.

Выполненный анализ результатов моделирования позволил оценить нам влияние различных горно-геологических факторов на показатели предлагаемых короткозабойных технологий выемки угля и определить её оптимальные параметры.

Выводы:

1. Разработаны и обоснованы новые короткозабойные технологические схемы выемки угольных пластов месторождений Узбекистана.
2. Построена и реализована экономико-математическая модель для исследования короткозабойных технологий выемки угля.
3. Для различных горно-геологических условий рекомендованы оптимальные технологические и экономические параметры короткозабойной выемки угля.

Список

1. Угольная промышленность в топливно-энергетическом комплексе страны. Обзор за 1983 г. С. 10.
2. Выбор технологий выемки угля на шахтах, от которых самовозгорающиеся угольные отходы. Горный вестник Узбекистана № 1, с. 44-47.

Методика инженерных расчетов параметров траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве

УДК 622.235.6; 622.235.4 (043.3)

Ю.Д. Норсая, канд. техн. наук НавГГИ

При проектировании массовых взрывов на выброс для образования различных открытых горных выработок, а также строительство профильного сооружения, решающее значение имеет правильный расчет параметров траншейных зарядов выброса. Так правильный расчет массы заряда взрывчатого вещества (ВВ) на один погонный метр зарядной траншеи и глубины его заложения регулируемой углами обваловки грунтом, вынимаемой в контуре выемок, а также массовой влажности взрывающего грунтового массива может позволить значительно уменьшить потери пахотных земель за счет уменьшения ширины и увеличения максимальной высоты навала грунта, при сооружении профильных выемок с помощью взрывов траншейных зарядов на выброс.

Решение этих вопросов является актуальной задачей для науки и практики горного дела.

Для определения параметров навала грунта при взрыве с помощью траншейных зарядов были проведены опытно-промышленные исследования на шахте «Строительства коллектора» в Кунградском районе Республики Каракалпакстан, абсолютные значения параметров навалов грунта приведены в табл. 1-3.

В результате обработки полученных данных по табл. 1-3 получены зависимости параметров навала грунта на 1 м траншеи от параметров взрыва:

$$Q = \frac{(W + h_{обв})}{k}$$

Таблица

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению величины размеров выемок и параметров навала грунта образовавшиеся взрывами на выброс в грунтах массовой влажностью 4,7%

Л.Н.С. W, м	Угол обвалки грунтом φ, градус	Масса заряда ВВ на 1 м тран- шеи, Q, кг	Коли- чество тран- шейных зарядов, N, шт	Расстоя- ние между тран- шейными зарядами, а, м	Размеры профильного сечения выемки, м				Удельный расход ВВ, q, кг/м³	Показатель действия взрыва, n	Параметры навала грунта, м	
	Высота обвалки грунтом h _{обв} , м				глубина Н	ширина по дну А	ширина по верху В	площадь S			длина L	высота h
2,8	25/2,9	298	2	7,0	3,1	36	43	122	2,5	6,9	131	2,48
2,8	30/3,0	388	2	8,0	3,2	41	48	139	3,0	7,2	150	2,42
3,1	26/2,9	434	2	9,0*	3,4	43	50	158	3,0	7,5	156	2,40
3,1	28/3,0	538	2	10,0*	3,5	44	54	172	3,5	7,7	180	2,38
3,3	30/3,2	798	2	10,0*	3,6	49	65	205	4,0	8,7	215	2,24
3,0	30/3,0	514	3	5,0	3,2	46	55	162	3,0	8,75	170	2,06
3,0	30/3,2	582	3	5,5	3,2	50	59	174	3,0	9,2	180	1,80
3,1	30/3,2	632	3	6,0	3,2	53	62	184	3,0	9,7	190	1,75
3,0	30/3,1	792	3	6,5*	3,1	60	68	198	3,5	11	210	1,66
3,1	30/3,2	1042	3	7,0*	3,25	65	76	229	3,75	11,5	235	1,64
3,0	30/3,0	850	4	4,0*	3,0	44	55	149	3,0	9,2	179	1,45
3,1	28/3,0	1025	4	4,0*	2,8	50	67	164	3,5	12	190	1,43
2,9	30/3,0	1170	4	4,0*	2,9	60	65	181	4,0	12,2	186	1,50

Таблица 2

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению величины размеров выемок и параметров навала грунта образовавшиеся взрывами на выброс в грунтах массовой влажностью 17,6%

Л.Н.С. W, м	Угол обвалки грунтом φ, градус	Масса заряда ВВ на 1 м тран- шеи, Q, кг	Коли- чество тран- шейных зарядов, N, шт	Расстоя- ние между тран- шейными зарядами, а, м	Размеры профильного сечения выемки, м				Удельный расход ВВ, q, кг/м³	Показатель действия взры- ва, n	Параметры навала грунта, м	
	Высота обвалки грунтом h _{обв} , м				глубина Н	ширина по дну А	ширина по верху В	площадь S			длина L	высота h
2,6	28/2,9	370	2	7,0	2,9	37	41	113	3,2	7,0	129	2,62
2,8	30/3,0	534	2	8,0	3,1	40	46	133	3,6	7,5	146	2,57
3,0	30/3,0	710	2	9,0*	3,3	46	53	164	4,0	8,2	170	2,43
3,0	30/3,2	890	2	9,0*	3,5	52	60	196	4,5	8,6	190	2,40
2,9	30/3,1	700	3	5,0	3,1	45	56	156	3,0	10,6	167	1,87
2,7	28/3,0	840	3	6,0	3,2	50	66	186	3,5	12,0	185	1,56
2,6	30/3,1	968	3	7,0*	2,9	54	68	177	3,75	12,8	196	1,46
2,9	29/3,0	816	4	4,0	2,9	42	52	136	3,0	9,0	156	1,92
3,0	30/3,1	1040	4	4,5*	2,8	48	56	146	3,5	10,0	181	2,08
3,0	30/3,1	1190	4	5,0*	3,0	51	60	167	4,0	10,0	186	2,10

где W - линия наименьшего сопротивления, м;
h_{обв} - высота обвалки грунтом траншейных зарядов выброса, м;

k - коэффициент, учитывающий массовой влажности взрывающего грунтового массива; k=1-1,1 принимают при массовой влажности грунта равной, 4,7%; k=0,9-0,95, при массовой влажности грунта, равной 17,6% и k=0,8-0,85 при массовой влажности грунта, равной 33,5%.

Q - расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;

n - показатель действия взрыва на выброс;

$$a_{\text{зар}} = \frac{(W + h_{\text{обв}})(n+2)}{N(0,4n+0,6)}, \text{ м}; \quad (2)$$

где N - количество взрывающихся обвалованных грунтом траншейных зарядов ВВ, шт.

Глубина заложения траншейных боковых зарядов ВВ связано с глубиной залегания уровня грунтовых вод, по соотношению:

$$H_3 < H_b - K\sqrt[3]{Q}, \quad (3)$$

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению метров навала грунта образовавшиеся взрывами на выброс в грунтах ма

Л.Н.С. W, м	Угол обвалов- ки грунтом φ, градус	Масса заряда ВВ на 1 м траншеи, Q, кг	Количество траншейных за- рядов, N, шт	Расстояние между траншей- ными зарядами, а, м	Размеры профильного сече- выемки, м			
	Высота обваловки грунтом h _{обв} , м				глубина Н	ширина по дну А	ширина по верху В	глубина выемки
3,2	29/3,0	436	2	7,0	2,7	32	36	9,
3,0	30/3,0	650	2	7,0	3,0	38	43	12,
3,2	28/2,9	790	2	8,0*	3,3	42	52	11,
3,3	29/3,0	660	3	5,0	3,5	39	52	14,
3,2	26/2,9	725	3	5,5	3,3	41	56	16,
3,3	27/3,0	950	3	6,0	3,4	46	60	180
3,2	30/3,0	985	3	7,0*	3,3	47	62	180
3,0	30/3,0	710	4	4,0	3,0	36	50	129
3,1	28/2,9	865	4	4,5*	3,1	42	54	149
3,1	30/3,0	1056	4	4,5*	3,1	44	64	167

Примечание: * - расстояние между траншейными зарядами в ряд были зафиксированы перемычки

где: Н_з - глубина заложения траншейных бо-
ковых зарядов ВВ, м;
Q - масса заряда ВВ на 1 м траншеи, кг;
Н_в - глубина залегания уровня грунтовых вод, м;
К - коэффициент, зависящий от свойства взры-
ваемого грунта.

Максимальная ширина навала грунта, определя-
ется по выражению:

$$L=5k(W+h_{обв})\sqrt{qn}, \text{ м} \quad (4)$$

Максимальная высота навала грунта определяет-
ся по формуле:

$$h=\frac{3}{kn}(W+h_{обв}), \text{ м} \quad (5)$$

Показатель действия взрыва на выброс опреде-
ляется по формуле:

$$n=\frac{B}{2H}, \quad (6)$$

где: В - ширина выемки по верху, м;

Н - глубина выемки, м.

Ширина выемки по дну определяется по форму-
ле:

$$A=\frac{W+h_{обв}}{8}\sqrt[3]{q}\frac{7k(n+2)^2}{(0,4n+0,6)^2}, \text{ м}; \quad (7)$$

Ширина выемки по верху определяется по выра-
жению:

$$B=(W+h_{обв})\cdot\sqrt[3]{q}\cdot\frac{k(n+2)^2}{(0,4n+0,6)^2}, \text{ м}; \quad (8)$$

Глубина выемки определяется по формуле:

$$H=\frac{W+h_{обв}}{2n}\sqrt[3]{q}\frac{k(n+2)^2}{(0,4n+0,6)^2}, \text{ м} \quad (9)$$

Выво

1. Раз-
валованного и
грунтовым мас
2. Раз-
ных работ обв
ВВ в грунтовой
фективности вз
3. По и
инженерные ра-
траншейных за-
строительстве л
тельство коллек
рии Аральского
Узбекистан.

При размещении р
платной публикаци
нии) по оборудов
Возможно также р
ламных страниц. С
за журнальную стр
нескольких номер
ки:
в двух номерах – 10%
в трех номерах – 15%
в четырех номерах –

Рекламным агент

Возможна оплата

По вопросам
обраща

Оптимизация параметров БВР за счет использования в забойке заряда асимметричного действия

УДК 622.271

© И.П. Бирик, В.В. Гончаров, В.П. Шеметов, В.И. Косенко, В.Т. Лашко

И.П. Бирик, зам. главного инженера рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
В.В. Гончаров, начальник взрывного цеха рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
В.П. Шеметов, инженер-конструктор ВНИПИпромтехнологии,
В.И. Косенко, канд. техн. наук ИППЭ НАНУ,
В.Т. Лашко, канд. техн. наук ИППЭ НАНУ

Размещение забойки из инертного материала в устье зарядной полости является одним из важных условий повышения сопротивления давления газов образующихся при взрыве. Запирание пространства зарядной полости удлиненного заряда способствует повышению эффективности использования энергии продуктов взрыва, и является одновременно условием стабильности режима детонационного возбуждения таких зарядов. В свете представлений о вспучивающем характере разрушения породного массива под воздействием продуктов детонации на завершающем этапе взрыва заряда забойка взрывной полости приобретает особое значение. Изменение давления во взрывной полости во времени $P(t)$ может быть описано адиабатой, и иметь следующее соотношение [1]:

$$P_{\text{вв}} V_n^n = P(t) [V_n + \Delta V_n(t) + \Delta V_z(t)]^{n(t)} \quad (1)$$

где: $P_{\text{вв}}$ – начальное давление продуктов детонации в зарядной полости;

V_n – начальный объем зарядной полости;

n – показатель адиабаты продуктов взрыва в начальный момент времени после детонации;

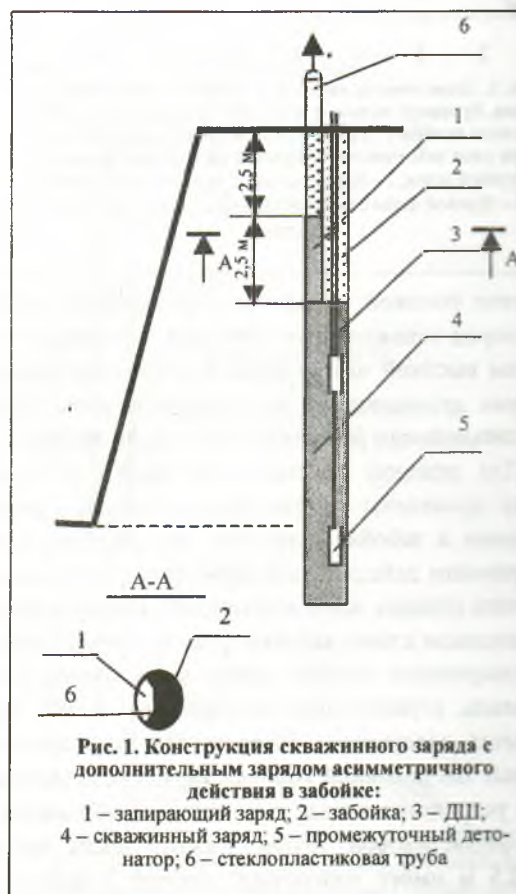
$\Delta V_n(t)$ – приращение во времени объема полости за счет ее расширения;

$\Delta V_z(t)$ – приращение во времени объема полости за счет смещения забойки;

$n(t)$ – изменяющийся во времени показатель адиабаты продуктов взрыва.

Из соотношения видно, что для получения максимального эффекта взрыва забойка в течение всего процесса разрушения должна оставаться в скважине, обеспечивая изоляцию зарядной полости от призабойной среды до того момента, пока массив не разрушится. Качество забойки, прежде всего, зависит от применяемого материала и ее конструкции. По физико-механическим свойствам забойку различают на пластическую, жидкостную, из сыпучих, твердых материалов и быстротвердеющих веществ. Использование перечисленных выше видов забоек позволяет осуществлять поддержание интенсивности нагружающего воздействия продуктов детонации на завершающем этапе действия взрыва в пределах 8-10мс. Более надежное запирание зарядной полости обеспечивается выполнением забойки, формируемой с помощью

небольших дополнительных зарядов. При этом используется либо забойка укороченной длины с размещением



ней заряда, либо размещается дополнительный специально пробуренной зарядной полости на нии, обеспечивающем запрессовку основного за Тем не менее, забойки указанного типа не могут эффективно влиять на величину квазистатического нагружения массива на этапе вспучивающего взрыва. При увеличении длины забойки также имеет место увеличение длительности положительной фазы напряжений и удельного импульса. При длине забойки до 0,5 м это увеличение значительно, в дальнейшем ее увеличении длительность и импульсы растут весьма незначительно. Следовательно, изменение длины колонки забойки выше 0,5 м неэффективно.

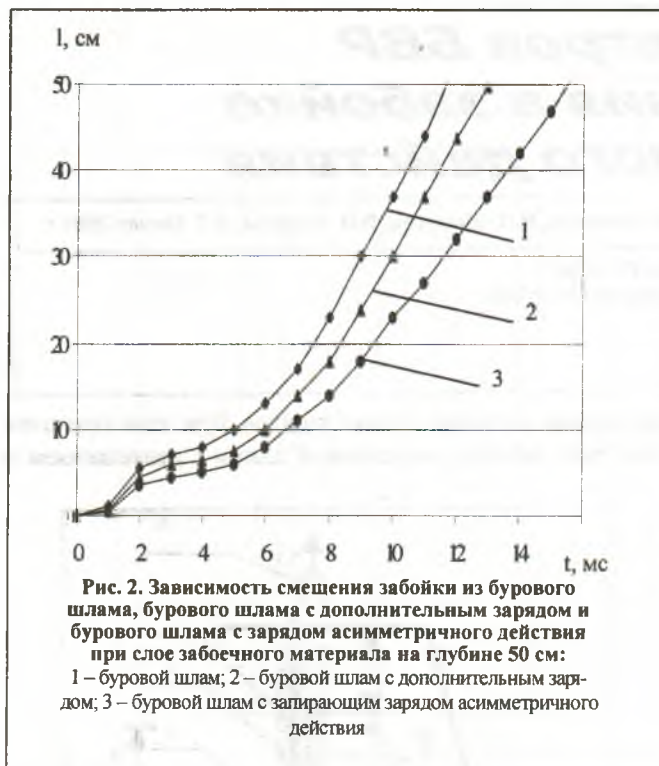


Рис. 2. Зависимость смещения забойки из бурового шлама, бурового шлама с дополнительным зарядом и бурового шлама с зарядом асимметричного действия при слое забоечного материала на глубине 50 см: 1 – буровой шлам; 2 – буровой шлам с дополнительным зарядом; 3 – буровой шлам с запирающим зарядом асимметричного действия

Достижение высокой эффективности взрывной отбойки горных пород скважинными зарядами, связанное с поддержанием высокой интенсивности нагружения массива продуктами детонации на завершающем этапе взрыва, требует дальнейшего развития конструкции забойки.

Для решения поставленной задачи на карьере Мурунтау проведены опытно-промышленные взрывы с размещением в забойке скважины запирающего заряда асимметричного действия, составляющего 0,15 площади поперечного сечения основной колонки заряда и длиной, равной половине длины забойки (рис. 1). Геометрическая форма поперечного сечения заряда выполняется в виде части кольца, ограниченная сектором около 90°. Заряд формируется следующим образом. На предварительно заряженные ВВ основной колонки заряда устанавливают зарядное устройство в виде тонкостенной толщиной 3-4 мм стеклопластиковой трубы, нижняя часть которой длиной 2,5 м имеет поперечное сечение в виде части кольца. Выпуклая часть кольца трубы, имеющая радиус закругления близкий радиусу скважины, прижимается к стенке скважины, направленной по линии наименьшего сопротивления скважинного заряда. В трубу засыпается менее мощное ВВ, имеющее меньшую скорость детонации, например, простейшее ВВ типа игданит, а в затрубное пространство засыпают буровой шлам. По мере засыпания бурового шлама, начиная с колонки 0,5 м, трубу извлекают из скважины, пока не сформируют запирающий заряд длиной не менее 2,5 м. Масса запирающего заряда составляет 20-25 кг. Стеклопластиковая труба изготавливается путем намотки на деревянную форму двух слоев стеклоткани с последующей пропиткой клеем, раз-

резается вдоль, сн
После этого намот
ем.

Всего на 1
бойки из бурового
метричного дейст
Экспериментальны
забойки из буров
асимметричного д
бурового шлама с
из бурового шлама
ния взрывной нагр
(рис. 2). Взрывны
+240 и +350 м с вы
род f=XI-XIV. При
на три части, в ко
забоек: на экспери
рающим зарядом ас
гих частях блока,
буровой шлам и бу
дом. В качестве ск
типа гранулит АС-
– тротильовые шаш
заряда – игданит. И
сравнении с двумя
было обеспечено лу
части, в зоне не ре
ный размер куска с
ВВ сократился с 0,9
рить сетку располо

Таким обра
показали, что спосо
нением заряда асим
личивает длительнос
на 16% и 27% в срав
с дополнительным
ма, позволяет сократ
веществ на 11,9%, д
жин с 6,5*6,5 м до
симального размера

1. Миндели Э.
исследование дей
Недра. 1978 г.

2. «Руководств
ное общество сп
ствам, Кливленд,

Применение взрывного метода очистки фильтров технологических скважин на участках подземного выщелачивания урана

УДК 622.271

© В.И. Филь, А.А. Кутенев, А.М. Еремин 2001 г.

В.И. Филь, зам. главного инженера Северного РУ НГМК,
А.А. Кутенев, начальник ПТО Северного РУ НГМК,
А.М. Еремин, главный геофизик Северного РУ НГМК

Известно использование взрывного метода по восстановлению дебитов скважин и изменение проницаемости призабойной зоны фильтров в процессе эксплуатации водяных скважин.

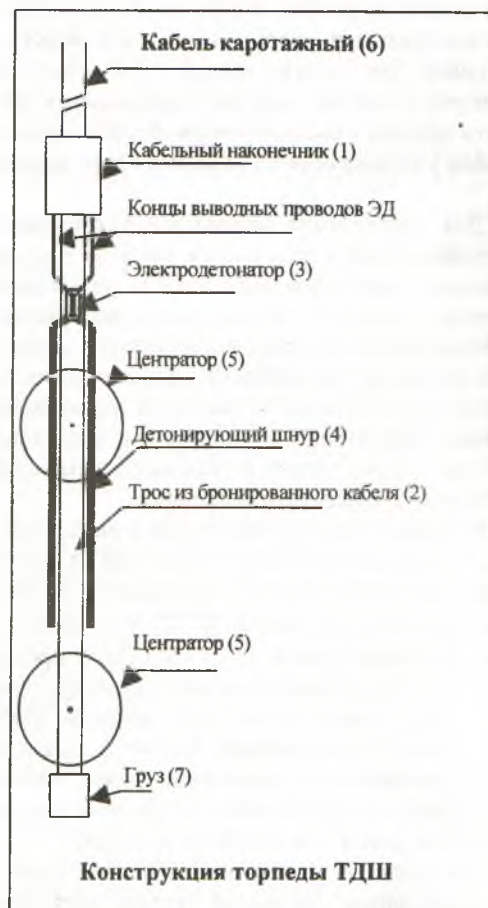
Вместе с тем, рекомендованные вододобывающей промышленностью ряд технологических процессов и соответствующая аппаратура из арсенала взрывных средств которыми располагают нефтяники для обеспечения бурения и эксплуатации скважин, применение взрывного метода при восстановлении дебита откачных технологических скважин имеет определенные технические особенности.

При бурении и эксплуатации технологических скважин наблюдаются случаи, когда отверстия фильтра и порода, образующая ствол, покрываются осадком. Осадок проникает в трещины и поры пласта. Его образуют глина или измельченная порода, отложившаяся на стенках скважины или в порах пласта при бурении, а также нанесенные на фильтр во время спуска колонны, частички глины, вынесенные из пласта и осевшие на поверхности фильтра при откачках. Твердый осадок на фильтре и породе, преимущественно из солей жесткости и соединений железа, образуется в ходе эксплуатации скважин. В обоих случаях задачей взрыва является удаление осадка с сохранением всех элементов конструкции фильтра целыми.

Применяемые методы по восстановлению дебита растворов в откачных технологических скважинах (механическое воздействие, химическая очистка и т.д.) каждый в отдельности приводят к незначительному и непродолжительному по времени эффекту восстановления дебита скважины.

Действие взрыва для восстановления дебита скважины заключается в следующем. Возникающая при взрыве ударная волна, распространяясь по жидкости, подходит к фильтру. В этот момент давление в ней в зависимости от диаметра фильтра и величины заряда составляет 500-1000 кг/см². При ударе в осадке возникают трещины. Движение жидкости через фильтр, вызванное расширением продуктов взрыва, вызывает сбрасывание части разбитого осадка в затрубное пространство. Последующее схлопывание газового пузыря сопровождается уже обратным, из затрубного пространства в ствол, движением жидкости. При этом часть оставшегося на фильтре осадка сбрасывается в ствол скважины. Интенсивное движение жидкости способствует также удалению осадка с поверхности пласта и из его пор и трещин. Пульсация пузыря, сопровождающаяся меняющимся по направлению движением жидкости, способствует расша-

тыванию оставшейся части осадка, удалению его с фильтра и прифильтовой зоны пласта.



В Северном рудоуправлении специально сконструирована торпеда для ведения этих работ с помощью каротажной станции (рисунок). Ее остовом, на котором крепится детонирующий шнур (4) в качестве заряда, служит бронированный геофизический кабель типа КГЗ-60-90 (2) с центраторами (5). Кабельный наконечник (1) служит для крепления торпеды к кабелю каротажной станции (6). Подрыв шнура осуществляется электродетонатором (3).

Исследования, выполненные с целью определения заряда, обеспечивающего сохранность фильтра при взрыве, показали, что величина допустимого заряда зависит от свойств материала, использованного при изготовлении фильтра, и в незначительной степени от гидростатического давления.

Внесение поправок на влияние грунтовых вод на устойчивость бортов глубоких карьеров прибортового массива карьеров

УДК 622.27

© Е

В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук,
Р.Ш. Наимова, преподаватель НавГГИ

При открытой разработке месторождений одной из важных проблем является определение влияния грунтовых вод на устойчивость бортов глубоких карьеров, которые изменяют физико-механические свойства пород, что нередко приводит к нарушению устойчивости горных массивов. Для оценки степени устойчивости массива горных пород вводится понятие коэффициента запаса прочности породы в рассматриваемой точке, равного отношению удерживающего усилия к сдвигающему усилию.

Для определения параметров устойчивости горных массивов обычно пользуются законом Кулона, устанавливающим линейную зависимость предельного сопротивления сдвигу от нормального напряжения. При гидродинамическом воздействии на грунт в закон Кулона вносится поправка: предельное сопротивление считается линейно зависящим от нормальной составляющей так называемого эффективного напряжения, представляющего собой вес скелета грунта в рассматриваемом объеме с учетом гидростатического взвешивания.

В связи с тем, что входящие в выражение коэффициента запаса прочности нормальная и касательная составляющие эффективного напряжения в некоторых источниках даются без вывода [1, 2], а в других – вывод не кажется убедительным [3, 4, 5], была предпринята попытка, получить математические строго обоснованные выражения для определения этих величин. Найденная для эффективного напряжения формула оказалась несколько отличной от предлагаемой ранее, что в свою очередь, привело к коррективам выражения для расчетов коэффициента запаса устойчивости породы.

Для решения поставленной задачи было исследовано напряженное состояние грунта, поры которого частично или полностью заполнены водой. Грунт в этом случае рассматривался как двухфазная (скелет грунта и движущаяся или покоящаяся в нем жидкость) взаимопроницающая среда. К каждой из фаз применим закон количества движения, после математических преобразований интегральной формы которого получено уравнение равновесия твердой фазы в векторной форме:

$$\frac{\partial P_x}{\partial x} + \frac{\partial P_y}{\partial y} + \frac{\partial P_z}{\partial z} + \rho_c F_g + \rho F_a - \gamma \frac{m}{1-m} \text{grad } h = 0 \quad (1)$$

где P_x, P_y, P_z - напряжения в твердой фазе на координатных площадках;

ρ_c - плотность минеральных зерен скелета грунта,

ρ - плотность воды;

F_g - сила сы;

F_a - архимедова сила;

m - пористость;

h - гидростатическое давление;

Прежде чем считать давление полностью равным давлению в жидкости. Одно из свидетельств о действии на грунт от пористости грунт

При оценке течения используются тот, что априорно скольжения, и на притом приближенны в грунте имеют место горизонтальные же в напряжении полностью делят силу взаимно в грунте движущая силу взаимодействия. Со стороны же действующая сила Архимедова. При гидростатического взвешивания. При гидростатического взвешивания. При гидростатического взвешивания.

В законе Кулона для определения предельного напряжения по поверхности сдвига. Коэффициент трения пород; для сыпучих грунтов в зависимости от влажности [3].

Приближенно предельное напряжение получено из уравнения равновесия контурных интегралов элементарного блока породы. Здесь $[\gamma_c(1-m)(z-z_0) - p] \cos \alpha$ - нормальная составляющая напряжений на площадке, находящейся на горизонтальной площадке.

Нормальная составляющая напряжений на площадке, находящейся на горизонтальной площадке.

Нормальная составляющая напряжений на площадке, находящейся на горизонтальной площадке.

$$\sigma_{\pi} = [\gamma_c(1-m)z - \gamma(1-m)(z-z_0)]\cos\alpha\sin\alpha + \gamma m(z-z_0)\cos\alpha(I_x\cos\alpha + I_z\sin\alpha)$$

где I_x, I_z – компоненты grad h.

Анализ последних формул показывает, что выталкивающая и фильтрационная силы вносят свой вклад в значение как нормальной, так и касательной составляющих эффективного напряжения. В связи с тем, что эти выражения отличаются от соответствующих выражений [1-5], формула для определения коэффициента устойчивости откоса также оказалась отличной от предлагаемых ранее:

$$\eta_{уст} = \frac{\sum_{i=0}^n (N_i \operatorname{tg} \varphi_i + C_i L_i)}{\sum_{i=0}^n T_i} \quad (2)$$

$$N_i = [\gamma_{ci}(1-m_i)\tau_i - \gamma(1-m_i)\tau'_i]\cos\alpha_i - \gamma m_i \tau'_i (I_{ix}\sin\alpha_i + I_{iz}\cos\alpha_i)$$

$$T_i = [\gamma_{ci}(1-m_i)\tau_i - \gamma(1-m_i)\tau'_i]\sin\alpha_i - \gamma m_i \tau'_i (I_{ix}\cos\alpha_i - I_{iz}\sin\alpha_i)$$

Рассмотрим конкретные примеры, иллюстрирующие влияние подземных вод на устойчивость массивов.

коэффициентов устойчивости η_a, η_b, η_v : а) без учета фильтрационного давления ($I_x=I_z=0$), б) без учета фильтрационных сил и эффекта взвешивания (сухой грунт) и по формуле, встречаемой в литературных источниках [4, 5]

$$\eta_{уст} = \frac{\sum_{i=1}^n [(P_i \cos\alpha_i - P_i L_i) \operatorname{tg} \varphi_i + C_i L_i]}{\sum_{i=1}^n P_i \sin\alpha_i} \quad (3)$$

где P_i – вес блока вместе с заключенной в нем водой;

L_i – длина i -го участка кривой;

P_i – среднее давление в пределах L_i .

Анализ полученных результатов (табл. 2.) показывает, что игнорирование фильтрационных сил завышает значение коэффициента устойчивости на 9%, а эффекта взвешивания – 33%. В то время значение η_v оказалось заниженным, поскольку преувеличено влияние порового давления на эффективное напряжение.

2. Коэффициент устойчивости скального массива определен по тем же формулам, что и в предыдущем

примере для следующих условий: угол откоса 35° , высота борта 235 м, пористость $m=0,1$, $\gamma_c=2,65 \text{ т/м}^3$, $\gamma=1,0 \text{ т/м}^3$, $\varphi=35^\circ$, $C=10 \text{ т/м}^2$.

Как и в предыдущем примере, игнорирование фильтрационных сил завышает значение коэффициента устойчивости на 0,6% (табл. 3.), а эффекта взвешивания – на 9,6%. Значение η_v оказалось также заниженным. И для скального и для песчаного грунта такое

занижение оказалось равным примерно 16%. В случае скального грунта результат вычисления по формулам (2 и 3) приводит к противоположным выводам. Согласно (3) значение коэффициента запаса прочности меньше единицы ($\eta_v=0,967$). Это означает, что массив неустойчив и должно наступить его обрушение. А расчет по (2) показывает, что имеется запас прочности и обрушения не произойдет ($\eta_{уст}=1,155$).

Поскольку от величины коэффициента запаса прочности существенно зависит объем вскрышных работ, использование на практике формулы (2), дающей более высокое значение этого коэффициента в сравнении с формулой (3), приводит в конечном итоге к значительному снижению экономических затрат.

Таким образом, правильный учет влияния грунтовых вод на устойчивость породных массивов может

Таблица 1
Исходные данные для расчета устойчивости откоса

№ блока	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
τ (м ³)	193	465	510	560	435	375	315	225	150	55
τ (м ³)	0	83	185	300	285	283	270	210	150	55
α (град)	62	36	22	17	12	8	7	5	2	1
I_x	-	0,10	0,10	0,15	0,20	0,20	0,27	0,35	0,35	0,35

1. Расчет устойчивости фильтрующегося песчаного откоса произведен при следующих исходных: угол откоса 24° , высота массива $H_m=60 \text{ м}$, удельный вес песка $\gamma=2,66 \text{ т/м}^3$, удельный вес воды $\gamma=1,0 \text{ т/м}^3$, пористость $m=0,35$, угол внутреннего трения вес песках над водой $\varphi=33^\circ$, под водой – $\varphi=30^\circ$, коэффициент сцепления $C=0$. Призма возможного оползания пород, расположенная над потенциальной поверхностью скольжения, вертикальными линиями разделена на 10 блоков, в которых τ_i – объем, i -го блока, τ'_i – часть объема i -го блока, расположенная под границей подземных вод. В табл. 1 приведены значения τ_i , τ'_i , α_i . Вертикальной составляющей градиента напора пренебрегли ввиду ее незначительной величины.

Коэффициент устойчивости откоса $\eta_{уст}$ определялся по формуле (2) с учетом сил взвешивания и фильтрационного давления. Определены также значения коэф-

Таблица 2
Результаты расчета устойчивости песчаного откоса

Значение		Отклонение, %
Численное	%	
$\eta_{уст} = 1,47$	100%	0
$\eta_a = 1,61$	109%	9%
$\eta_b = 1,95$	133%	33%
$\eta_v = 1,24$	84%	-16%

Таблица 3
Результаты расчета устойчивости скального откоса

Значение		Погрешность, %
Численное	%	
$\eta_{уст} = 1,155$	100%	0
$\eta_a = 1,162$	100,6%	0,6%
$\eta_b = 1,266$	109,6%	9,6%
$\eta_v = 0,967$	83,7%	-16,3%

принести существенный экономический эффект при сохранении заданного уровня безопасности горных работ.

Список литературы:

1. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступаемых карьеров. ВНИИИ. Л.: 1972. 162 с.
3. Маслов Н.Н. Условия устойчивости склонов и откосов в гидроэнергетическом строительстве. 1955.
4. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра. 1965. 378 с.
5. Мироненко В.А., Шестаков В.М. Основы гидрогеомеханики. М.: Недра 1974. 200 с.

Численное решение динамических задач применительно к расчету подземных сооружений

УДК 622.27

И.У. Маджидов, канд. техн. наук ТашАДИ

Решение задач сейсмонапряженного состояния подземных сооружений производится как аналитическими, так и численными методами. Аналитические методы, как правило, применяются только в случаях простых расчетных схем сооружений и модели прилегающей среды. Кроме того, они используются в качестве отладочных тестов при создании универсальных численных методов. При сложных инженерно-геологических условиях, неординарном очертании расчетной области, при неоднородном строении и нерегулярных силовых воздействиях решение задач динамической теории упругости возможно получить только численно.

Для задач математической физики в последние годы наиболее универсальными методами численных исследований стали метод конечных разностей (МКР), метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных элементов (МГЭ). Каждый из этих методов имеет свои преимущества и недостатки в зависимости от класса и условий задач. В связи с чем, выбор метода решения должен соответствовать виду задач намечаемых исследований. По сравнению с МКР и МГЭ при решении задач по МКЭ можно более просто учесть неоднородность геологии породного массива, аппроксимировать практически любую геометрическую форму поперечного сечения сооружений и особенности конструкции обделок туннелей. Конечно-элементная аппроксимация позволяет привести матрицу жесткости системы к ленточной структуре, которая дает возможность рационального использования ресурсов ЭВМ. Но вместе с тем, МКЭ требует разработки максимально эффективной вычислительной программы.

Кинематика и динамика системы конечных элементов описывается дифференциальным уравнением второго порядка:

$$M\ddot{U} + C\dot{U} + KU = R \quad (1)$$

где M , C и K – соответственно матрицы масс, демпфирования и жесткости;

R – вектор нагрузок, $U, \dot{U}, \ddot{U}$ – соответственно перемещение, скорость и ускорение.

В инженерной практике для решения динамических задач напряженного состояния используются методы, основанные на разложении исходных данных в ряды по времени. В этом случае метод разложения по времени является эффективным. В инженерной практике для решения динамических задач напряженного состояния используются методы, основанные на разложении исходных данных в ряды по времени. В этом случае метод разложения по времени является эффективным.

Метод конечных элементов основан на том, что тело разбивается на конечные элементы. В каждом из элементов вводятся координаты узлов. В результате получается матрица жесткости системы. Метод конечных элементов основан на том, что тело разбивается на конечные элементы. В каждом из элементов вводятся координаты узлов. В результате получается матрица жесткости системы.

Сопоставление результатов численного и аналитического расчета позволяет оценить точность численного решения. В Ньюмарке, при

Вилсону, имеет меньшие погрешности вычислений при увеличении шага интегрирования. Основной предпосылкой в предлагаемом способе численного интегрирования уравнения (1) по неявной схеме является аппроксимация ускорений, скоростей и перемещений приближенными зависимостями с допустимой величиной погрешности.

Алгоритм предложенного расчета по неявной разностной схеме в общем виде представляется следующим образом.

На каждом временном интервале Δt , то есть на момент времени $t+\Delta t/2$:

$$M\ddot{U}_{t+\Delta t/2} + C\dot{U}_{t+\Delta t/2} + KU_{t+\Delta t/2} = R_{t+\Delta t/2} \quad (1)$$

Запишем с погрешностью $O(\Delta t^2)$ следующие зависимости:

$$\ddot{U}_{t+\Delta t/2} \approx \frac{\ddot{U}_t + \ddot{U}_{t+\Delta t}}{2} = \frac{\dot{U}_{t+\Delta t} - \dot{U}_t}{\Delta t}; \quad (3)$$

$$\dot{U}_{t+\Delta t/2} \approx \frac{\dot{U}_t + \dot{U}_{t+\Delta t}}{2} = \frac{U_{t+\Delta t} - U_t}{\Delta t}; \quad (4)$$

$$R_{t+\Delta t/2} \approx \frac{R_t + R_{t+\Delta t}}{2} \quad (5)$$

Используя приближенное равенство (погрешность не более $O(\Delta t^2)$)

$$U_{t+\Delta t/2} \approx \frac{U_t + U_{t+\Delta t}}{2} \quad (6)$$

из выражения (4) находятся скорости и перемещения на конец интервала Δt :

$$\dot{U}_{t+\Delta t} = -\dot{U}_t + 2\dot{U}_{t+\Delta t/2}; \quad (7)$$

$$U_{t+\Delta t} = U_t + \Delta t \dot{U}_{t+\Delta t/2}; \quad (8)$$

Выполнив подстановку соотношений (7) и (8) соответственно в (3) и (6), а найденные выражения в исходное уравнение (2), после осуществления необходимых преобразований, относительно вектора скорости $\dot{U}_{t+\Delta t/2}$ получается рекуррентная зависимость представляемой динамической схемы:

$$\left(\frac{2}{\Delta t}M + C + \frac{\Delta t}{2}K\right)\dot{U}_{t+\Delta t/2} = R_{t+\Delta t/2} - KU_t + \frac{2}{\Delta t}M\dot{U}_t \quad (9)$$

В данной схеме вектором решения является величина скорости на середине интервала времени Δt .

Преимуществами уравнения (9) являются: независимость от вектора ускорения; матрица демпфирования C участвует только в левой части уравнения, что существенно влияет на эффективность использования возможностей ЭВМ. В правой части члены уравнения (9), имеют определенный физический смысл – изменяющиеся на каждом шаге расчета соответственно вектора заданной активной нагрузки, упругих и инерционных сил.

При $M=0$ и $C=0$ уравнение (9) можно использовать для решения статических задач на изменяющуюся во времени нагрузку.

Представляемая неявная схема интегрирования уравнения (1) выгодно отличается от аналогичных динамических схем простотой и наглядностью. Особенности структуры разрешающего уравнения обеспечивают эффективность вычислений и использования потенциала ЭВМ.

Сопоставление разработанного алгоритма с ана-

литическим решением показало, что предлагаемая численная схема обладает быстрой сходимостью к тому результату по мере уменьшения расчетного промежутка времени Δt .

При построении вычислительного процесса (9) в вычислительной программе реализована в виде

$$\hat{K}\dot{U}_{t+\Delta t/2} = \hat{R}_{t+\Delta t/2}, \quad (10)$$

где

$$\hat{K} = \frac{2}{\Delta t}M + C + \frac{\Delta t}{2}K \quad (11)$$

приведенная матрица жесткости; $\dot{U}_{t+\Delta t/2}$ – в решения;

$$\hat{R}_{t+\Delta t/2} = R_{t+\Delta t/2} - B^T \sigma_t + \frac{2}{\Delta t}M\dot{U}_t \quad (12)$$

Выражение (10) является стандартным уравнением МКЭ. Схема вычислений организована так, что на каждом шаге по времени изменялась только часть системы уравнений (10), а матрица $\hat{K}$ оставалась неизменной. Применяемый в программе алгоритм расчета представляет возможность решать смешанную задачу теории упругости с переменными на каждом шаге времени статическими и кинематическими граничными условиями при любых (нулевых или ненулевых) начальных условиях.

В целях достижения эффективности в расчете на каждом временном интервале при формировании матрицы жесткости исключаются уравнения, соответствующие узлам с заданными кинематическими условиями. Также, исключаются уравнения, соответствующие узлам, расположенным внутри области с нулевой жесткостью. Перемещения и скорости в этих узлах задаются равными нулю.

На начальный момент времени ($t=0$) в качестве начальных условий принимаются известные величины напряжений и скоростей.

Аппроксимация расчетной области производится треугольными элементами второго порядка.

Для апробации вычислительной программы производились сравнительные расчеты свободных и вынужденных продольных колебаний стержня с одним заделанным концом.

Решение по МКЭ задачи свободных и вынужденных колебаний стержня производилось по известной методике на расчетной схеме консоли с двумя типами треугольных элементов регулярной сетки. На одном конце стержня закреплен жесткий конец наложены кинематические условия (закрепление), а в случае расчета вынужденных колебаний, изменяющиеся во времени нагрузки.

Сопоставление результатов аналитического и численного расчетов проводилось по значениям перемещений незакрепленного конца стержня. Результаты расчетов по программе показали удовлетворительную численную погрешность и сходимость к точным значениям.

По результатам решения задачи прогноза концентрации напряжений над обделкой трубчатой конструкции туннеля под грунтовой насыпью при прохождении плоской ударной волны произведен анализ изм-

Список литературы:

1. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов. ВНИИ. Л.: 1972. 162 с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов рудных карьеров. ВНИИ. Л.: 1972. 162 с.
3. Маслов Н.Н. Условия устойчивости склонов и откосов в гидроэнергетическом строительстве. М.: Недра. 1955.
4. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра. 1965. 378 с.
5. Мироненко В.А., Шестаков В.М. Основы гидрогеомеханики. М.: Недра. 1974. 296 с.

УДК 622.27
И.У. Маджидов, канд. техн. наук ТашАСи

Для задач математической физики в последние годы наиболее универсальными методами численных исследований стали метод конечных разностей (МКР), метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных элементов (МГЭ). Каждый из этих методов имеет свои преимущества и недостатки в зависимости от класса и условий задач. В связи с чем, выбор метода решения должен соответствовать виду задач намечаемых исследований. По сравнению с МКР и МГЭ при решении задач по МКЭ можно более просто учесть неоднородность геологии породного массива, аппроксимировать практически любую геометрическую форму поперечного сечения сооружений и особенности конструкции обделок туннелей. Конечно-элементная аппроксимация позволяет привести матрицу жесткости системы к ленточной структуре, которая дает возможность рационального использования ресурсов ЭВМ. Но вместе с тем, МКЭ требует разработки максимально эффективной вычислительной программы.

Сопоставление
тодов численного инте
ной схеме, приведенно
Ньюмарка, по сравнен

Вилсону, имеет меньшие погрешности вычислений при увеличении шага интегрирования. Основной предпосылкой в предлагаемом способе численного интегрирования уравнения (1) по неявной схеме является аппроксимация ускорений, скоростей и перемещений приближенными зависимостями с допустимой величиной погрешности.

Алгоритм предложенного расчета по неявной разностной схеме в общем виде представляется следующим образом.

На каждом временном интервале Δt , то есть на момент времени $t+\Delta t/2$:

$$M\ddot{U}_{t+\Delta t/2} + C\dot{U}_{t+\Delta t/2} + KU_{t+\Delta t/2} = R_{t+\Delta t/2} \quad (1)$$

Запишем с погрешностью $O(\Delta t^2)$ следующие зависимости:

$$\ddot{U}_{t+\Delta t/2} \approx \frac{\ddot{U}_t + \ddot{U}_{t+\Delta t}}{2} = \frac{\dot{U}_{t+\Delta t} - \dot{U}_t}{\Delta t}; \quad (3)$$

$$\dot{U}_{t+\Delta t/2} \approx \frac{\dot{U}_t + \dot{U}_{t+\Delta t}}{2} = \frac{U_{t+\Delta t} - U_t}{\Delta t}; \quad (4)$$

$$R_{t+\Delta t/2} \approx \frac{R_t + R_{t+\Delta t}}{2} \quad (5)$$

Используя приближенное равенство (погрешность не более $O(\Delta t^2)$)

$$U_{t+\Delta t/2} \approx \frac{U_t + U_{t+\Delta t}}{2} \quad (6)$$

из выражения (4) находятся скорости и перемещения на конец интервала Δt :

$$\dot{U}_{t+\Delta t} = -\dot{U}_t + 2\dot{U}_{t+\Delta t/2}; \quad (7)$$

$$U_{t+\Delta t} = U_t + \Delta t \dot{U}_{t+\Delta t/2}; \quad (8)$$

Выполнив подстановку соотношений (7) и (8) соответственно в (3) и (6), а найденные выражения в исходное уравнение (2), после осуществления необходимых преобразований, относительно вектора скорости $\dot{U}_{t+\Delta t/2}$ получается рекуррентная зависимость представляемой динамической схемы:

$$\left(\frac{2}{\Delta t} M + C + \frac{\Delta t}{2} K\right) \dot{U}_{t+\Delta t/2} = R_{t+\Delta t/2} - KU_t + \frac{2}{\Delta t} M \dot{U}_t \quad (9)$$

В данной схеме вектором решения является величина скорости на середине интервала времени Δt .

Преимуществами уравнения (9) являются: независимость от вектора ускорения; матрица демпфирования C участвует только в левой части уравнения, что существенно влияет на эффективность использования возможностей ЭВМ. В правой части члены уравнения (9), имеют определенный физический смысл – изменяющиеся на каждом шаге расчета соответственно вектора заданной активной нагрузки, упругих и инерционных сил.

При $M=0$ и $C=0$ уравнение (9) можно использовать для решения статических задач на изменяющуюся во времени нагрузку.

Представляемая неявная схема интегрирования уравнения (1) выгодно отличается от аналогичных динамических схем простотой и наглядностью. Особенности структуры разрешающего уравнения обеспечивают эффективность вычислений и использования потенциала ЭВМ.

Сопоставление разработанного алгоритма с ана-

литическим решением показало, что предлагаемая динамическая схема обладает быстрой сходимостью к тому результату по мере уменьшения расчетного промежутка времени Δt .

При построении вычислительного процесса (9) в вычислительной программе реализована в виде

$$\bar{K} \dot{U}_{t+\Delta t/2} = \bar{R}_{t+\Delta t/2}, \quad (10)$$

где

$$\bar{K} = \frac{2}{\Delta t} M + C + \frac{\Delta t}{2} K \quad (11)$$

приведенная матрица жесткости; $\dot{U}_{t+\Delta t/2}$ – в решения;

$$\bar{R}_{t+\Delta t/2} = R_{t+\Delta t/2} - B^T \sigma_t + \frac{2}{\Delta t} M \dot{U}_t \quad (12)$$

Выражение (10) является стандартным уравнением МКЭ. Схема вычислений организована так, что на каждом шаге по времени изменялась только правая часть системы уравнений (10), а матрица $\bar{K}$ оставалась неизменной. Применяемый в программе алгоритм и та представляет возможность решать смешанную задачу теории упругости с переменными на каждый момент времени статическими и кинематическими граничными условиями при любых (нулевых или ненулевых) начальных условиях.

В целях достижения эффективности в расчете времени счета на каждом временном интервале при формировании матрицы жесткости исключаются уравнения, соответствующие узлам с заданными кинематическими условиями. Также, исключаются уравнения, соответствующие узлам, расположенным внутри области с заданной жесткостью. Перемещения и скорости в этих узлах задаются равными нулю.

На начальный момент времени ($t=0$) в качестве начальных условий принимаются известные величины напряжений и скоростей.

Аппроксимация расчетной области производится треугольными элементами второго порядка.

Для апробации вычислительной программы производились сравнительные расчеты свободных и закрепленных продольных колебаний стержня с одним закрепленным концом.

Решение по МКЭ задачи свободных и закрепленных колебаний стержня производилось по известной методике на расчетной схеме консоли с двумя типами треугольных элементов регулярной сетки. На имитирующей защемленный конец наложены кинематические условия (закрепление), а в случае расчета – нужные колебания, изменяющиеся во времени начальные напряжения.

Сопоставление результатов аналитического и численного расчетов проводилось по значениям перемещений незакрепленного конца стержня. Результаты расчетов по программе показали удовлетворительную численную погрешность и сходимость к точным значениям.

По результатам решения задачи прогнозирования напряжений над обделкой трубчатой конструкции туннеля под грунтовой насыпью при прохождении плоской ударной волны произведен анализ

ния во времени коэффициента концентрации напряжений по расчетным сечениям (расчетные горизонтальные сечения на нескольких уровнях над обделкой). При прохождении фронта волны вблизи от расчетных сечений результаты показывают увеличение коэффициента концентрации напряжений, при удалении набегающей волны от сечения, уменьшение значений коэффициента до величины соответствующей решениям статической задачи.

Разработанная вычислительная программа, использующая изложенную выше неявную схему интегрирования уравнения движения по МКЭ, развивается в целях реализации математической модели упругопластического деформирования грунта разработанного под руководством профессора Ю.К. Зарецкого (модель Зарецкого-

Ломбардо). В наст. изводятся сопоста трехосных испытатские воздействия.

С

1. Бате
анализа и метод
Под ред. А.Ф. С
448с.

Экспериментальное исследование методами физического моделирования при образовании траншей

УДК 622.235(0433)

© А.С. Тураев, Ю.Д. Норов,

А.С. Тураев, канд. техн. наук НавГГИ,
Ю.Д. Норов, канд. техн. наук НавГГИ,
Ш.М. Абдуллаев, директор АО «Бухдор Гранит»,
Л.А. Абдуллаев, горный инженер ТГТУ

Для исследования напряженного состояния массива в настоящей работе использовались оборудование, методики и материалы, позволяющие с высокой точностью имитировать на моделях работу системы «заряд-массив» и фиксировать величину и изменение напряжений по всему объему нагружаемого массива.

Исследования проводились методом фотомеханики поляризационно-оптическим методом, основанным на способности прозрачных изотропных материалов под воздействием напряжений (деформаций) приобретать свойства двойного лучепреломления, которое связано с величиной напряжений и может быть экспериментально измерено. Исследования проводились на оптически чувствительных прозрачных материалах при просвечивании их поляризованным светом. Оптическая разность хода, получаемая при прохождении поляризованного света через напряженную модель, пропорциональна разности главных напряжений (закон Вертгейма), что позволяет установить аналитическую количественную связь между оптическим эффектом и напряжением в модели, после чего напряжения по формулам теории подобия пересчитываются на натурные условия.

Использование монохроматических источников освещения моделей позволяет получить связь между прохождением света и напряжениями в модели, выраженную через порядок интерференционных полос m :

$$2\tau = \sigma_1 - \sigma_2 = \lambda m / (C\sigma \cdot dm) = (\sigma_0(1,0) / dn) m.$$

где $\sigma = \sigma_0/dM$ - цена полосы материала модели;

λ - длина волны источника света, применяемого при просвечивании модели;

$C\sigma$ - оптический коэффициент напряжения материала модели;

σ_1, σ_2, τ - главные нормальные и максимальные касательные напряжения в плоскости, перпендикулярной

направлению.

Данная з напряжения на главных напряж

Для опломления, связасдвиг фаз двухсирования картна пленку «Миобваловки имитированном пресподобия.

Результатах, имитмассиве, предтрации напряжставить величисостояния поршение по теор

$$K_t = \tau$$

где: σ
Р

соответс
и величин
Σ

т

ное напр:

В мтраншей бурчине обвалоиквазистатиче

этапе про-
следования
динамиче-

методы
с англ.
1982-

ва

в 2001 г.

ить также
одно из

лучепре-
замерялся
тей. Фик-
токамерой
величина
на тари-
ми теории

ряжений в
породном
в концен-
етко пред-
ряженного
и разру-
а:

вающая, в
заложения

модели,
касатель-
следования
ной вели-
рование в
массиве в

зажатой среде. При этом необходимо исследовать два взаимовлияющих процесса, формирующих напряженное состояние среды, и как следствие, определяющих эффективность взрывных работ - многорядное взрывание зарядов и влияние на этот процесс величины обваловки, являющейся пригрузкой массива и границей раздела сред.

В физическом плане взрывание в зажатой среде характеризуется наличием преграды, уменьшающей смещение взрывающегося массива в период его разрушения, что приводит к увеличению времени действия взрыва и перераспределению концентрации напряжений, улучшающих дробление и выброс пород.

Взрывание в нагруженной среде (обваловка траншейных зарядов) является одним из прогрессивных методов управления действием взрыва и основано на наличии преграды, при которой уменьшается смещение взрывающегося массива в период его разрушения, что приводит к перераспределению напряжений и изменению напряженно-деформированного состояния массива.

Взрывание в зажатой среде позволяет также управлять формой и величиной развала и уменьшить тем самым объем подготовительно - восстановительных работ, увеличить объем одновременно отбиваемой горной массы и изменить степень ее дробления.

При действии взрывной нагрузки на массив происходит несколько видов воздействия, обусловленных физической природой взрыва. Взрывной импульс напряжений имеет динамическую составляющую и квазистатическую, обусловленную относительными деформациями системы в целом. Квазистатическая составляющая определяется связями системы, препятствующими границ раздела, и в конечном счете, определяет перемещение горной массы и полезное действие взрыва.

В условиях большого количества факторов, влияющих на процесс взрыва при проведении траншей следует определить оптимальные параметры буровзрывных работ, исходя их конкретных условий взрывания (расстояние между зарядами, их количество, глубина скважин, тип ВВ, величина обваловки и др.)

С этой целью была сформулирована задача проведения физического моделирования напряженно-деформированного состояния массива при проведении траншей буровзрывным способом. Задача состояла в исследовании концентрации напряжений во взрывающемся массиве и оптимизации условий взрывания для получения максимальных концентраций напряжений в разрушаемой части массива.

Схема базировалась на следующих параметрах горных работ. Ширина траншеи 40-80 м. Глубина траншейных зарядов 5-8 м. Угол откоса при обваловке $0^\circ - 40^\circ$.

В результате проведенных исследований получены:

- картины интерференционных полос в моделях для различных сочетаний исследованных факторов;
- значения коэффициентов концентрации напряжений в горизонтальных и вертикальных сечениях разрушаемого массива;
- оптимальные параметры траншейных зарядов и обваловки для получения максимальной эффективности взрывных работ.

Влияние изменения исследуемых представлено с точки зрения максимальной и информативности результатов. Визуально - графическим интерференционным полосам в моделях проследить изменение поля касательных напряжений в моделях массива. Количественное изменение состояния представлено в виде коэффициентов концентрации напряжений по основным направлениям разрушаемого массива.

Хорошо прослеживается процесс концентрации напряжений в зоне подошвы траншеи между скважинами при увеличении высоты, и следовательно, весовых зарядов. Вышележащая масса пород перераспределяется, увеличивая их в зоне подошвы, тем самым создаются условия для уменьшения завышений при взрыве. Как следует из моделирования, в процессе обваловки создавались условия для «порогов» в подошве траншеи, т.е. о пределах возможности разрушения пород данными зарядами в данной глубине.

На фотографиях моделей хорошо прослеживается взаимодействие полей напряжений. Изохоры зарядов имеют тенденцию ориентироваться по линиям зарядов. Это показывает наличие напряжений в зонах зарядов достаточно высокого градиента. Интерференция полей напряжений приводит к тому, что в направлениях, перпендикулярных траншейным рядам, действуют удвоенные по сравнению с траншейными зарядами напряжения.

Кроме того, из картин изохор хорошо прослеживается образование изотропных областей. Это характеризуется ослаблением напряжений по сравнению с действием одиночных зарядов. Радиальные напряжения, в которых элементы среды сжаты действием одного из зарядов, являются тангенциальными для другого заряда. И, следовательно, действием взрыва, среда растягивается в этих направлениях. В результате происходит взаимная компенсация напряжений в областях. В процессе увеличения обваловки изотропные области постепенно перемещаются, величина их несколько уменьшается.

Сравнение полей напряжений показывает, что с увеличением коэффициента сближения зарядов уменьшаются изотропные области к линии зарядов, а это приводит к формированию более плоской волны напряжений, в основном, сжимающие напряжения, что способствует усилению действия взрыва. При увеличении коэффициента сближения зарядов изотропные области приближаются к линии зарядов. В этом случае часть подлежащего разрушению массива находится в области пониженных напряжений и не имеет оптимальных условий для разрушения. Концентрация напряжений по линии зарядов обуславливает переизмельчение породы по линии зарядов, приводит к переизмельчению и к преждевременному смещению взрывающегося массива и образованию зон не взорванной породы в траншее. Таким образом, взрывание нескольких траншейных зарядов приводит к образованию неоднородного поля напряжений, характеризующегося концентрированием напряжений по линии зарядов и образованием изотропных областей. Увеличение количества зарядов и их сближение

ствует образованию более плоского фронта волн напряжений, ослабляющему действие взрыва. Обваловка взрываемой траншеи также способствует перераспределению напряжений.

Для большей наглядности динамики изменения поля напряжений графики концентраций напряжений показаны для каждого сечения в случае различной высоты обваловки, т.е. величины угла откоса обваловки от 0 до 40 градусов.

Из графиков (рисунок) видно, что происходит значительное перераспределение напряжений при увеличении высоты обваловки. В сечениях 1 г и 2 г оптимизируется концентрация напряжений, позволяющая получить условия для разрушения верхней части траншеи. Наиболее существенное перераспределение происходит в сечении 3 г, захватывающем дно траншеи. В случае отсутствия обваловки ($\varphi=0$) концентрация напряжений на дне траншеи между зарядами практически отсутствует, что приводит к образованию «порогов», т.е. области не взорванной породы. В области боков траншеи также происходит увеличение напряженного состояния взрываемой породы с увеличением угла откоса, наиболее четко данный процесс прослеживается в сечениях 1 г и 2 г, что особенно важно с учетом формы траншеи.

Из графиков также следует, что при увеличении угла откоса до 40 градусов начинается негативный процесс перехода областей максимальной концентрации напряжений из областей, расположенных на высоте зарядов H_z .

Анализ зависимостей показывает, что с увеличением высоты обваловки также создаются более оптимальные условия для разрушения породы. В силу уменьшения расстояния между зарядами процесс перехода максимумов концентрации напряжений в область подошвы траншеи начинается несколько раньше, уже при угле обваловки более 20 градусов. Следует также отметить, что увеличения количества зарядов с двух до трех не приводит к существенному увеличению концентрации напряжений в области разрушения. Это объясняется тем, что при данных геометрических параметрах проводимых траншей области воздействия зарядов позволяет перекрыть необходимые зоны разрушения даже при числе зарядов, равным двум.

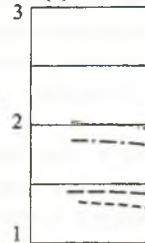
Аналогичные выводы можно получить при анализе распределения напряжений при четырех траншейных зарядах. Коэффициент концентрации напряжений в разрушаемых зонах возрастает незначительно - 20-30% при увеличении количества зарядов до четырех. Обваловка при угле до 30 градусов оптимизирует распределение напряжений, повышая концентрацию в области дна и боков траншеи, дальнейшее увеличение высоты обваловки негативно сказывается на распределении напряжений.

Выводы:

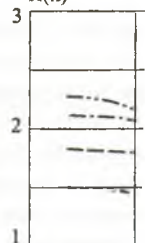
1. Распределение напряжений в породе при взрыве траншейных зарядов и обваловке взрываемой массы представляет собой суперпозицию полей напряжений и в значительной степени подвержено изменению при изменении угла откоса обваловки.

2. При взрыве траншейных зарядов без обвалов-

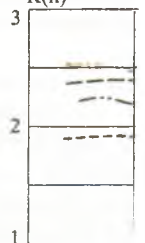
Сечение 11 г
К(п)



Сечение 11 г
К(п)



Сечение 11 г
К(п)



Измен
напряжений
п
транш

ки в массиве и способствующие ды в области дна

3. Наивс вание двух тран рех зарядов не 1 напряженного с 20-30%, при зна стоимости взры

4. Опти считать угол от необходимые ус мой области ма обваловки отно ухудшению ус траншеи.

Технология предварительного обогащения свинцово-цинковых руд месторождения Учкулар рентгенорадиометрическим методом

УДК 622.7

© С.Б. Иноземцев, А.В. Канцель, С.А. Каширский, П.А. Мазуркевич, В.А. Потапов

С.Б. Иноземцев, главный геофизик НГМК, канд. геол.-минерал. наук,
 А.В. Канцель, президент ЗАО «ИНТЕГРА», докт. геол.-минерал. наук,
 С.А. Каширский, главный геолог ОАО «Алмалыкский ГМК»,
 П.А. Мазуркевич, ведущий специалист ЗАО «ИНТЕГРА»,
 В.А. Потапов, главный инженер ОМГТП НГМК.

Опыт эксплуатации месторождения Учкулар показывает, что фактические содержания свинца и цинка в добываемой руде находятся на уровне 1,5-1,8%, что в 1,5-2,0 раза ниже, чем в геологических запасах.

Требуется своего решения также вопрос об использовании накопленных за период эксплуатации месторождения рудных складов: 106,9 тыс. т балансовой руды содержащей 2,39% свинца и 1,13% цинка, и 21296 тыс. т забалансовой руды содержащей 0,43% свинца и 0,58% цинка.

К настоящему времени в НГМК опробована технология предварительного обогащения золотосульфидных руд месторождений Кокпатав и Даугызтау рентгенорадиометрическим методом покусковой и порционной сортировки, патентодержателем которой является компания INTEGRA GROUP LLC. Внедрение этой технологии в составе строящейся на базе этих месторождений 2-й очереди объединенного горно-рудного предприятия позволяет почти в два раза увеличить содержание золота в перерабатываемой руде и вывести производство в разряд рентабельных.

Для оценки возможности возобновления производства свинца и цинка с положительными экономическими показателями, директором НГМК Н.И. Кучерским с одобрения Кабинета Министров РУз предложено провести комплекс лабораторных исследований и укрупненных испытаний по предварительному обогащению свинцово-цинковых руд месторождения Учкулар рентгенорадиометрическим методом покусковой сортировки.

Лабораторные исследования и укрупненные испытания проводились в Опытно-методической геологическо-технологической партии (ОМГТП) НГМК. В процессе проведения работ был определен гранулометрический состав и распределение полезных компонентов по классам крупности исследуемых технологических проб, изучены распределение содержаний свинца и цинка в кусках; покусковая контрастность машинных классов крупности. На основе многовариантных расчетов рентгеновских спектров кусков выявлены признаки классификации и оценена эффективность их использования для сортировки. Выполнен сравнительный анализ разных алгоритмов сортировки. Проведены укрупненные балансовые испытания по обогатимости машинных классов крупности исследуемых технологических проб на рентгенорадиометрическом сепараторе. Разработаны технологические схемы и определены прогнозные показатели предварительного обогащения свинцово-цинковых руд с раз-

ным исходным содержанием в них полезных компонентов.

Специалистами «ИНТЕГРА» к настоящему времени разработана методика апробации технологии SELEKT применительно к золотосульфидным и кварцевым месторождениям Центральных Кызылмедно-никелевым месторождениям Норильска, Кольского полуострова, а также разработано реализующий процесс предварительного обогащения основное рудовое оборудование. Первые образцы этого оборудования испытаны в НГМК для сортировки золотосульфидных руд месторождения Кокпатав.

По результатам анализов изучалось распределение свинца и цинка в кусках, производился расчет контрастности и обогатимости по разным алгоритмам сортировки. По измеренным рентгеновским спектрам кусков рассчитывались признаки классификации, программно реализованных формул, из множества были выбраны признаки классификации, наиболее точно выражающие содержания свинца и цинка и временно, учитывающие особенности измерений в движении.

Укрупненные испытания проводились на материале машинных классов крупности на сепараторе типа РРС конструкции «ИНТЕГРА» и заключались в поэтапной и двухстадийной сортировке небольших порций руды (несколько сотен кг) с разными граничными значениями признаков классификации. Проборты сортировки взвешивались, подвергались пробоподу и анализировались на определение содержаний свинца и цинка. По результатам сортировки рассчитывались коэффициенты обогащения машинных классов крупности исследуемых проб.

Результаты проведенных лабораторных исследований и укрупненных испытаний

Изучение распределения содержаний свинца и цинка в кусках руды месторождения Учкулар показывает, что корреляция между ними довольно низкая. Коэффициент корреляции равен 0,57.

При разделении по сумме элементов (однотонная сортировка) выход обогащенного продукта составляет 33,5%, содержание в нем свинца – 3,11%, цинка – 1,7%. Коэффициент обогащения этого продукта свинцу составляет 2,51, по цинку – 2,23. Извлечение свинца и цинка в обогащенный продукт – 84,3 и 74,4%, отвальный продукт выделяется 74,4% материала с содержанием каждого из элементов близким к 0,3%

яжений,
ой поро-

ся взры-
и четы-
астанию
порядка
ва ВВ и

следует
здаются
зрушае-
ние угла
водит к
контуре

соответствует требованиям, предъявляемым к флотационным хвостам обогатительных фабрик.

Двухстадиальная сортировка этой выборки кусков по алгоритму: первая стадия – по свинцу, вторая – по цинку, характеризуется следующими показателями.

На первой стадии сортировки в обогащенный продукт выделяется 25,6% материала, содержащего 3,98% свинца и 1,35% цинка. Извлечение в него свинца составляет 82,3%, цинка – 42,9%. Коэффициенты обогащения этого продукта: по свинцу – 3,22; по цинку – 1,35. При этом содержание цинка в отвальной фракции составляет 0,62%.

Вторая стадия сортировки этой фракции позволяет выделить-доизвлечь 11,9% концентрата, содержащего 0,32% свинца и 2,42% цинка. Извлечение в концентрат свинца составляет 3,1%, цинка – 36,0%. Коэффициент обогащения этого продукта по цинку составляет 2,42 отн.ед. Суммарное извлечение свинца и цинка в концентраты – 85,4 и 78,9%.

Таким образом, двухстадиальный (однокомпонентный на каждой стадии) алгоритм сортировки по сравнению с одностадиальной обеспечивает на первой стадии более высокую степень концентрации в обогащенном продукте свинца и приемлемые по содержанию этого элемента хвосты. Однако, отвальная фракция оказывается обогащенной цинком, для доизвлечения которого требуется вторая стадия сортировки.

При двухстадиальной сортировке по другому алгоритму: первая стадия – по цинку, вторая – по свинцу, на первой стадии выделяется высокообогащенный продукт по цинку, на второй – доизвлекается менее обогащенный свинцовый концентрат. Суммарное извлечение свинца и цинка в концентраты составляет 78,9 и 85,4%.

Укрупненные испытания сортировки машинных классов крупности технологических проб проводились на сепараторе РРС при скорости движения ленты главного конвейера 1,5 м/с с двухсторонним «обзором» кусков. При этом чувствительность облучательно-измерительной системы сепаратора составляла 2600 имп./с на 1% свинца и 2100 имп./с на 1% цинка. Порог чувствительности системы составил: по свинцу - 0,04%; по цинку - 0,02%, что значительно ниже используемых при сортировке граничных значений признаков классификации и является одним из определяющих факторов, обеспечивающих высокую технологическую эффективность сортировки.

Основными задачами укрупненных испытаний являлись:

- определение оптимальных результатов сортировки при максимально возможном выходе хвостов с содержанием в них полезных компонентов на уровне флотационных хвостов;

- то же, но при максимальном выходе концентратов с приемлемыми для дальнейшей переработки содержаниями в них полезных компонентов.

Исходя из поставленных задач, сортировку материала проводили с разными граничными значениями признаков классификации, которые в свою очередь находились по соответствующим таблицам фракционного

состава. Результаты укрупненных испытаний приведены в табл. 3 и показывают следующие тенденции.

В пробе У-1. В первой стадии выделяется 21,8-37,5% материала.

Показатели предварительной сортировки свинца

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %
Таблица 3		
Исходная руда	100,0	100,0
Класс крупности -10мм	25,6	3,98
Класс крупности -200+25мм	74,4	0,62
Pb-Zn концентрат сортировки класса крупности -200+25мм	15,9	3,98
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25мм	65,9	0,62
Безвредный концентрат		
Исходная руда	100,0	100,0
Класс крупности -10мм	25,6	3,98
Класс крупности -200+25мм	74,4	0,62
Pb-Zn концентрат сортировки класса крупности -200+25мм	20,0	3,98
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25мм	54,4	0,62
Объединенный обогащенный продукт (класс крупности -25мм и концентрат сортировки класса крупности -200+25мм)	45,0	3,98
Результаты сортировки		
Исходная руда	100,0	100,0
Класс крупности -10мм	25,6	3,98
Класс крупности -200+25мм	74,4	0,62
Pb-Zn концентрат сортировки класса крупности -200+25мм	30,0	3,98
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25мм	44,4	0,62
Объединенный обогащенный продукт (класс крупности -25мм и концентрат сортировки класса крупности -200+25мм)	55,0	3,98

том обогащения по свинцу.

На второй стадии сортировки дополнительно извлекается свинец. Коэффициенты обогащения свинца в концентраты составляют 1,72.

Суммарное извлечение свинца в концентраты первой и второй стадий сортировки составляет 82,01+94,85% и 76,36-82,01%.

В пробе У-2. В первой стадии выделяется 1,46-2,11% материала. Коэффициент обогащения свинца в концентрат составляет 1,72. При этом в отвальной фракции содержится 0,22-0,26% свинца, цинка - 0,22-0,26%, цинка - 0,22-0,26%. Сортировка не дает ощутимых результатов.

По одностадиальной сортировке на сепараторе подвергается сортировке материал класса крупности проб У-1.

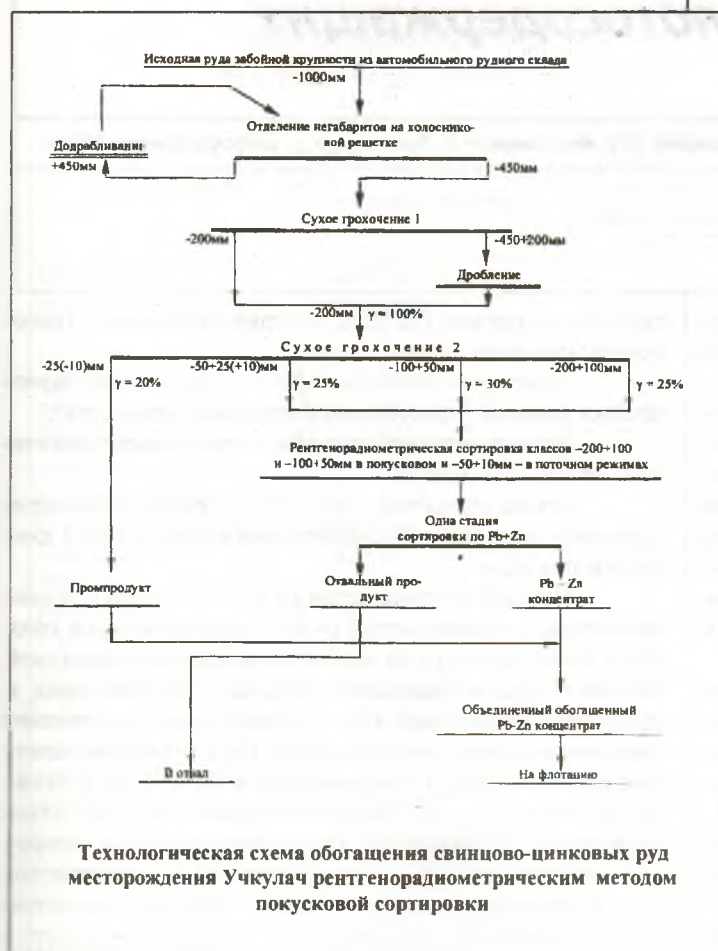
Результаты сортировки свинца по свинцу. Коэффициент обогащения: по свинцу - 2,14. При этом в отвальной фракции содержится 0,22-0,26% свинца, цинка - 0,22-0,26%. Сортировка не дает ощутимых результатов.

приведены

на первой
коэффициент-

Таблица
разных

Коэффициент обогащения, отн. ед.	
Pb	Zn
1,00	1,00
1,00	1,00
1,00	1,00
3,26	3,10
1,00	1,00
1,00	1,00
1,00	1,00
3,2	3,22
2,00	2,00
1,00	1,00
1,00	1,00
1,00	1,00
2,22	2,24
1,67	1,68



Технологическая схема обогащения свинцово-цинковых руд месторождения Учкулач рентгенометрическим методом покусковой сортировки

щенные продукты (свинца - 85,58 - 98,07%, цинка - 81,72 - 95,77%).

Таким образом, результаты укрупненных испытаний не только подтвердили высокие показатели обогащения, полученные на этапе лабораторных исследований, но и продемонстрировали возможность реализации сортировки по минимуму потерь полезных компонентов в отвальной фракции при заданных пороговых концентрациях или по максимуму выхода отвальной фракции при заданном качестве продуктов сортировки.

По результатам проведенных лабораторных исследований и укрупненных испытаний рассчитаны прогнозные показатели обогащения разных сортов свинцово-цинковых руд месторождения Учкулач (таблица) в увязке с принятой в процессе технологической схемой их рудоподготовки (рисунок).

При этом прогнозные показатели рассчитаны только для одностадийного алгоритма сортировки с использованием двухкомпонентных измерений рентгенометрическим методом. Несомненно, двухстадийный алгоритм сортировки с одноконпонентными признаками классификации на первой стадии характеризуется более высокими показателями обогащения. Однако, на сегодняшней стадии понимания вопроса, неясна перспектива использования обогащенного на второй стадии только по одному элементу концентрата. Какой, в конечном итоге, алгоритм сортировки должен быть принят в качестве базового, можно будет определить только путем

сравнительного анализа показателей флотационного обогащения продуктов сортировки.

Выводы:

Основные результаты лабораторных и укрупненных испытаний технологий для предварительного обогащения цинковых руд месторождения Учкулач следующему.

1. Высокий выход машинных классов логических проб руд этих месторождений, повышающим эффективность предварительного рентгенометрического обогащения.

2. По характеристике контрастных машинных классов крупности и выхода руды являются благоприятными для их автоматическими методами сортировки.

3. Выявленные двухкомпонентные признаки классификации граммореализованных формул, наиболее отражающие содержания свинца и цинка, учитывающие особенности изменения в движении, обеспечивают высокую эффективность предварительного обогащения свинцовых руд рентгенометрическим методом в рамках модели РРС.

4. Для руд месторождения Учкулач диалогичный алгоритм сортировки с одноконпонентными признаками классификации на первой стадии более высокими показателями обогащения элемента, по которому производится сортировка, в сравнении с одностадийным алгоритмом компонентных измерений.

Чтобы определиться с базовыми методами сортировки необходимо провести сравнительный анализ по флотационному обогащению, в результате одновременно, оценить влияние сортировки на технологические показатели качества продуктов.

5. Использование технологии SEL для предварительного механического обогащения отходов прошлых лет, содержащих 0,43% свинца, затраты на добычу которых уже по лит получить порядка 15% обогащенного продукта, содержащего примерно 1,4% свинца и 1,8% цинка, править на обогатительную фабрику в Алт. 3 млн. т обогащенной руды, количество свинца составит 42 тыс. т, цинка - 54 тыс. т. При руд текущей добычи содержащих 1,5÷1,6÷1,9% цинка, за счет удаления в отвал пустой породы с содержанием полезных компонентов на уровне хвостов флотации, возможно 45-50% обогащенного продукта, содержащего 3,1÷3,2% цинка (по сумме полезных элементов 6,1-6,2%), с извлечением в него свинца и цинка 90%.

**Влияние различных обработок
на сорбционную активность углей**

Таблица 1

Вид обработок	Режим цианирования	Содержание золота в хвостах цианирован., г/т	Извлечение золота, %
Обработка ализариновым желтым: 0,1 кг/т 0,5 кг/т 1,0 кг/т 2,00 кг/т	Сорбционное цианирование: Т:Ж = 1:1,5; pH 10÷11; $C_{NaCN} = 0,3 \div 0,4$ г/л; $\tau = 7$ часов; АМ – 2Б – 20%	0,14 0,11 0,21 0,26	79,1 83,6 68,7 61,2
Обработка ализариновым желтым пульпы предварительно цианирования ($\tau=7$ часов, расход 2 кг/т), на предварительном цианировании (pH = 10 ÷ 11; $C_{NaCN} = 0,3 \div 0,4$ г/л)	Сорбционное цианирование: Т:Ж = 1:1,5; pH = 10 ÷ 11; Три стадии по 4 часа, Загрузка АМ – 2Б-20%	<0,1	85,08
Обработка керосином на стадии предварительного цианирования, расход керосина 2 кг/т	Предварительное цианирование $\tau = 4$ часа $C_{NaCN} 0,3 \div 0,4$ г/л; PH = 10 ÷ 11. Сорбционное цианирование АМ – 2Б – 3% 3 стадии по 4 часа.	0,25	62,7
Измельчение руды с керосином (расход 2 кг/т) крупность руды: 80% - 0,074 мм 80% - 0,16 мм	Предварительное цианирование $\tau = 4$ часа, $C_{NaCN} 0,3 \div 0,4$ г/л; pH = 10 ÷ 11. Сорбционное цианирование: АМ – 2Б – 3% 3 стадии по 4 часа	0,11 0,10	91,13 91,94
Щелочная обработка при pH ÷ 12 (расход 5 кг/т), $\tau = 2$ часа	Сорбционное цианирование $\tau = 7$ часов, $C_{NaCN} 0,3 \div 0,4$ г/л; pH = 10 ÷ 11. АМ – 2Б 20 %	0,38	43,28
Электрохимическое окисление при плотности тока 500 а/м ² , с NaCl 100 г/л, $\tau = 2$ часа, электроды – графит	Сорбционное цианирование $\tau = 7$ часов, $C_{NaCN} 0,3 \div 0,4$ г/л, pH = 10 ÷ 11, АМ – 2Б – 20%	0,30	55,22
Сорбционное цианирование хвостов гравитации с непосредственной подачи АМ – 2Б в голову про-	Без предварительного цианирования $\tau = 12$ часов	0,15	84,63

Для снижения потерь золота при цианировании углеродсодержащих руд предложено много способов подавления сорбционной активности депрессорами: керосин, мазут, нефть, скипидар, минеральные масла, краситель. Изучены различные окислительные системы,

кг/т), извлечения достигает до 83,1% золота.

Детально изучен процесс цианирования в присутствии депрессора - дизтоплива (табл. 3).

После предварительного цианирования содержание золота без подачи дизтоплива <0,02 мг/л, с подачи

включая озон, хлор, гипохлорит нат перманганаты, перхлораты и кислород. пользуется комбинированные технологические схемы (биообработка-цианирование флотация-цианирование). Применяются дикальные способы, основанные на би или химическом окислении углистых шест в пульпе с последующим цианированием.

Для исследований были отобраны несколько проб углеродистой руды теку добычи из карьера Мурунтау.

На первом этапе были определены химико-технологические свойства руд. Также проводили геологические, минералогические, химические и спектральные анализы проб. Пробы обрабатывали различными способами. Как видно из табл. 1 оптимальным условием является проведение процессов: а) сокращение времени цианирования (сорбенты вводят в пульпу одновременно с цианидом или после завершения интенсивного перемешивания). Извлечение золота составляет 84,6% с добавлением депрессора-керосина; б) с добавлением депрессора-керосина извлечение составляет – 91,94% Au. Содержание золота в хвостах сорбционного цианирования составляло в пределах 15÷17 г/т.

Часть проб характеризуется, упорная углистая руда с отчетливо выраженной осадительной способностью углерода. Содержание золота в хвостах сорбционного цианирования данных руд составила – 15÷17 г/т.

Для подтверждения вышеизложенного и для снижения потерь золота с хвостами сорбционного цианирования проведен второй этап исследований.

Проведены следующие способы обработки углистой руды (табл. 2):

1. Непосредственное цианирование руды с подачи в процесс цианирования с помощью АМ-2Б.

2. Цианирование в присутствии пассивирующих реагентов (олеиновая кислота, керосин и т.д.).

3. Выведение активного углерода из руды до цианирования методом флотации с обогатителем, окислительного обжиг при температуре $t=800^{\circ}\text{C}$ в течение полут часов.

Проведенный анализ подтвердил, что в процессе загрузки смолы в начале процесса сорбционного цианирования извлечение золота достигает 88% по золоту. Также возможна обработка руды олеиновой кислотой

Т а
Показатели сорбционного цианирования высокоупорно

Характеристика пробы	Режим выщелачивания			Показатели выщелачивания			
	Предварит. выщелачивание	Сорбция	Конечная концентрация NaCN, г/л	Содержание золота, г/л			Извлечение золота, %
				Исх.	После предварит. выщелачивания	В хвостах сорбции	
Исх. руда	6	12	0,1	1,24	0,86	0,75	39,5
Хвосты шлюза	6	12	0,08	0,51	0,49	0,39	23,5
Руда после обжига $t = 800^{\circ}\text{C}$ $\tau = 1,5$ часа	6	12	0,08	1,24	0,42	0,31	75,0
Исходная руда с загрузкой смолы в голову процесса	-	18	0,12	1,24	0,18	0,15	87,9
Руда обработанная олеиновой кислотой: 1 кг/т, $\tau = 4$ часа	6	12	0,08	1,24	0,38	0,21	83,1
Хвосты флотации	6	12	0,08	0,89	0,31	0,25	71,9

Т а
Показатели переработки высокоупорной руды без и с депрессором

Наименование показателей	Ед. изм.	Без подачи солянки	С г со
Содержание золота в твердой фазе			
- в исходной сорбции	г/т	0,72	
- в хвостах сорбции		0,544	
- в гравикоцентрате		129,30	
Содержание золота в жидкой фазе			
- в пульпе предварительного цианирования	мг/л	<0,02	
- в хвостах сорбционного цианирования		0,039	
Емкость насыщенного ионита АМ-2Б по золоту	мг/г	0,60	
Получено гравикоцентрата,	кг	588,8	
- выход гравикоцентрата	%	0,280	
Извлечение золота			
- в гравикоцентрат	%	33,5	
- на сорбционном переделе		24,4	
- из руды		49,6	

Извлечение золота ионной флотацией

УДК 622.765.063

© К.С. Санакулов, У.М. Абдуллаев, М.А. Аскаров, 2001 г.

К.С. Санакулов, главный инженер АГМК, канд. техн. наук,
У.М. Абдуллаев, зам. главного инженера Центрального РУ НГМК,
М.А. Аскаров, канд. техн. наук НавГИ

С целью улучшения процесса извлечения благородных металлов из цианистых растворов в настоящее время применяют много новых методов. Одним из этих направлений является ионная флотация. Теоретические основы данного процесса излагаются в работах Дж. Гиббса, Ф.Г. Доннан, И.Т. Беркер, А.В. Думанского, В. Остальда, Р. Дюбризе, Ф. Себба, С.Ф. Кузькина, В.И. Класена, А.М. Гольмана, В.В. Захваткина и др.

В соответствии с законом Гиббса, поверхностно активные вещества (ПАВ), введенные в раствор, концентрируются на поверхности воздушных пузырьков. Выявляется возможность «нанесения» тонкого слоя ПАВ на пузырьки, что выгодно отличает ионную флотацию от экстракции. В случае экстракции ПАВ, одна из фаз образуется самим экстрагентом. Экстрагент в центре капли используется неэффективно. При ионной флотации осуществляется операция отстаивания (результат) экстрагента: пузырьки воздуха покрытые ПАВ, достигнув поверхности раствора, разрушаются.

В качестве собирателей в процессе флотации ионов могут использоваться ПАВ, применяемые при экстракции. Существует точка зрения, что ионы адсорбируются на разделе жидкость-газ. Продувая воздушный раствор, содержащий ПАВ и непрерывно удаляя образующуюся при этом пену. Таким образом, можно достичь полного выделения ПАВ и соответствующих ионов из раствора.

Возможен и другой механизм ионной флотации: образование химических соединений извлекаемого иона с поверхностно-активным собирателем в объеме раствора. С последующей адсорбцией на поверхности раздела фаз жидкость-газ. Согласно Дюбризе, механизм ионной флотации из раствора аналогичен механизму флотации минеральных частиц.

Анализ различных способов извлечения золота из цианистых растворов позволяет сделать вывод, что процесс ионной флотации при соответствующем подборе реагентов и разработке рациональных конструкций аппаратов вполне может конкурировать с процессами, применяемыми в настоящее время в практике обогащения золотосодержащих руд. В ряде случаев он может дополнить существующие процессы и явиться одним источником извлечения золота из сбросных растворов.

Синтезированные нами реагенты трудно растворимы в воде. В связи с этим следует полагать, что определяющим фактором во взаимодействии их с ионами металлов, анионами цианида и гидроксидами является процесс сорбции.

Для исследования режима флотации ионов цианистого комплекса золота использовались чистые циани-

стые золотосодержащие растворы концентрацией золота 0,6-1,22 г/м³. Флотация сначала осуществлялась во флотомашине емкостью 200 мл. Расход воздуха регулировался изменением скорости вращения импеллера, изменение среды определялось рН-метром. Извлечение ионов цианистого комплекса золота в пену определялась по разнице исходной и остаточной концентрации золота в растворе. Анализ растворов на золото проводили фотокалориметрическим и атомно-абсорбционным методами.

Экспериментально установлено, что цианистые комплексы ионов золота почти полностью флотируются вышеуказанными реагентами. Установлено, что наиболее высокое извлечение ионов цианистого комплекса золота наблюдается при pH=4-12. Оптимальный расход собирателей находится в пределах 130-135% от стехиометрического количества. В кислой (pH<4,0) и в щелочной (pH>12,0) среде извлечение золота в этих условиях снижается. Снижение извлечения в высокощелочной среде возможно вызвано образованием окиси золота, в более кислых средах - растворением химического соединения цианистого комплекса золота и реагента.

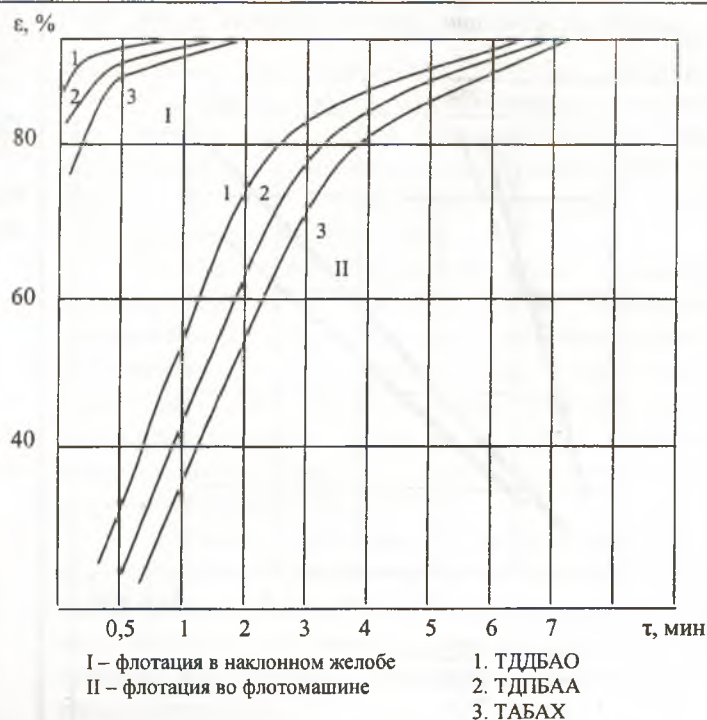


Рис. 1. Зависимость извлечения золота от продолжительности флотации

На рис. 1 приведены результаты зависимости извлечения ионов цианистого комплекса золота от времени флотации при расходе собирателей 130% от стехиометрического количества, pH=11,0, с концентрацией золота в

исходном растворе 1 г/м^3 . Флотация практически заканчивается через 0,5-1,0 мин в желобе и 6-7 мин во флотомашине.

Селективность извлечения ионов цианистого комплекса золота рекомендуемыми реагентами очень высока. Исследованием установлено: присутствие ионов тяжелых цветных металлов (Cu, Zn, Sb, As, Fe(II), Fe(III)) незначительно снижает извлечение золота, если концентрация их в 200-300 раз превышает концентрацию золота.

Результаты экспериментов по изучению влияния температуры (от 10° до 70°C) на флотацию золота показали, что повышение температуры до 40°C интенсифицирует процесс флотации.

Дальнейшее повышение температуры раствора, вероятно, сопровождается возрастанием скорости гидролиза цианистого комплекса золота, что приводит к снижению извлечения золота в пенный продукт. Флотация ионов цианистого комплекса золота следует проводить при температуре ниже 40°C , во избежание образования плохо флотируемой окиси золота и разложение реагентов-собирателей (при температуре выше 70°C). Существенное значение при ионной флотации имеет исходная концентрация иона цианистого комплекса золота в растворе. Оно определяет расход реагента, режим флотации и т.д. Многие исследователи указывают на успешное протекание процесса ионной флотации при работе с более разбавленными растворами. С целью подтверждения этого нами были проведены соответствующие опыты. Фло-

золота для сборки является уравнением с

Графи

флотации разл

Как видно из

сти флотации

ТДДБАА, ТД

Полу

Чадакской ЗИ

хождения рас

ров к флотаци

из сборного (

осветлением)

нее известны

(ТАБАХ) тип

сравнения)

собиратели:

ТДДЭАО-тет

пентадецилб

бензилкил

лалкил амин,

ние. Состав и

ведены в таб.

pH ф

11,5, расход

ческого коли

В пр

гда присутст

генты (особ

ТДДБАО

ПДДБАО) к

Резу

влечения зол

мощью ПД

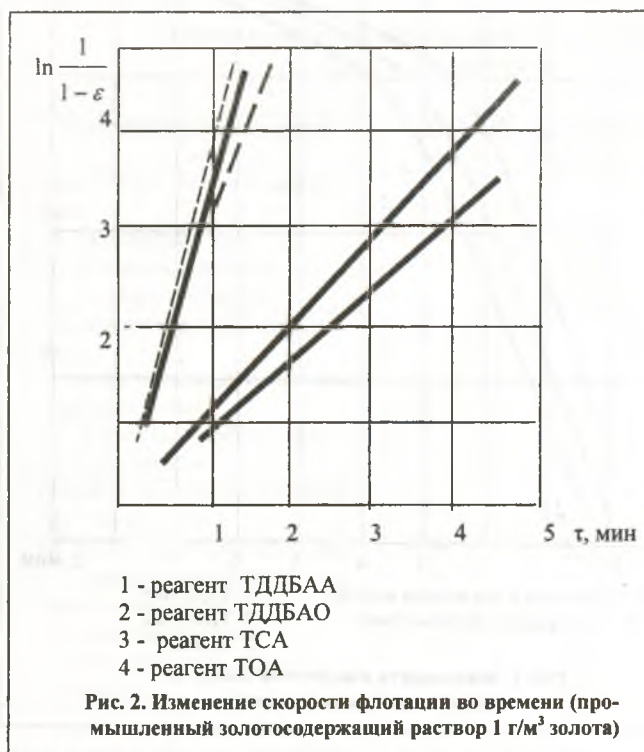


Рис. 2. Изменение скорости флотации во времени (промышленный золотосодержащий раствор 1 г/м^3 золота)

тация проводилась с растворами, содержащими $0,02-50 \text{ мг/л}$ золота. Установлено, что применение метода ионной флотации, приводит практически к полному извлечению

Ком
Золото
Серебро
Железо
Медь
Свинец
Мышь
Сурьма
Магний

Хи

ченная пен

12,5; Сереб

нец-0,5-0,8;

Из

реагентом

нами реаге

оренного золота и серебра в цианистых растворах флотации составило от 0,01 до 0,002 г/м³.

ется электролизу с получением в катодном осадке металлического золота и серебра.

Таблица 2
Результаты полупромышленных испытаний извлечения ионов цианистого комплекса благородных металлов из цианистых растворов Чадакской ЗИФ, методом ионной флотации реагентом ПДДБАО

Содержание благородных металлов в исходном растворе, г/м ³		Содержание благородных металлов после флотации, г/м ³		Извлечение благородных металлов, %	
Золото	Серебро	Золото	Серебро	Золото	Серебро
1,00	10,20	0,008	0,020	99,20	99,99
0,80	9,75	0,005	0,031	99,40	99,65
0,60	6,96	следы	0,015	100	98,32
0,72	12,10	0,001	0,021	99,85	98,25
1,22	10,20	0,002	следы	99,83	100

Колебания золота в остаточной концентрации объясняются различным содержанием золота в исходном растворе. По-видимому, требуется автоматическое регулирование подачи собирателя в зависимости от содержания золота. На основании проведенных исследований рекомендована технологическая схема извлечения золота из промышленных цианистых растворов методом ионной флотации (рис. 3). Цианистый раствор после фильтрации направляется на ионную флотацию. Полученная пенка обрабатывается раствором тиокарбонида. Золото и серебро переходят в раствор, реагент снова разбавляется (спиртом, бензолом или другими растворителями.) и направляется в голову процесса. Полученный обеззолоченный раствор идет на выщелачивание золотосодержащих руд. Золотосодержащий раствор тиомачевины подвергается

На основании результатов полупромышленных испытаний плановым отделом Чадакской ЗИФ провели экономический расчет эффективности ионной флотации из растворов, поступающих на цементацию. Экономическая эффективность замены процесса осаждения золота цинком методом ионной флотации в расчете на дебит растворов в 100 м³/час, содержание золота 1 г/м³ составляет 47000 сумов, по статьям расходы на реагенты (цинк и уксуснокислый свинец) и электроэнергию достигается экономия в 0,01 сума на м³ золотосодержащих растворов (цена в сумах 1991 г.).

Выводы:

1. Процесс ионной флотации при определенном выборе реагентов-собирателей и создание эффективных конструкций флотомашин может явиться весьма эффективным для извлечения золота из цианистых растворов. В ряде случаев он может конкурировать с процессами цементации и сорбции на анионитах.

2. Используемые в настоящее время для экстракции и флотации цианистых комплексов золота и серебра четвертичные аммониевые соли дороги и дефицитны. Применение синтезированных нами собирателей ТДДБАА, ТДДЭА, ПДДБАО и др. более экономично. Эти собиратели успешно извлекают комплексы благородных металлов в широком диапазоне pH. Реагенты могут быть синтезированы на базе выпускаемых промышленностью катионных собирателей АНП-1 и АНП-2 непосредственно на горно-металлургических предприятиях.

3. Селективное извлечение ионов цианистого комплекса золота с рекомендуемыми реагентами-собирателями высока. Присутствие ионов тяжелых цветных металлов в растворе незначительно снижает извлечение золота, даже в случае, когда концентрация их превышает концентрацию золота на 2 порядка. Флотация ионов цианистого комплекса золота эффективно проходит при температуре ниже 40° С.

4. Скорость флотации рекомендуемыми реагентами высока, что позволяет вести процесс во флотомашине безинерционного типа. При использовании данных реагентов увеличивается скорость флотации, что позволяет вести процесс с применением флотомашин без инерционного типа.

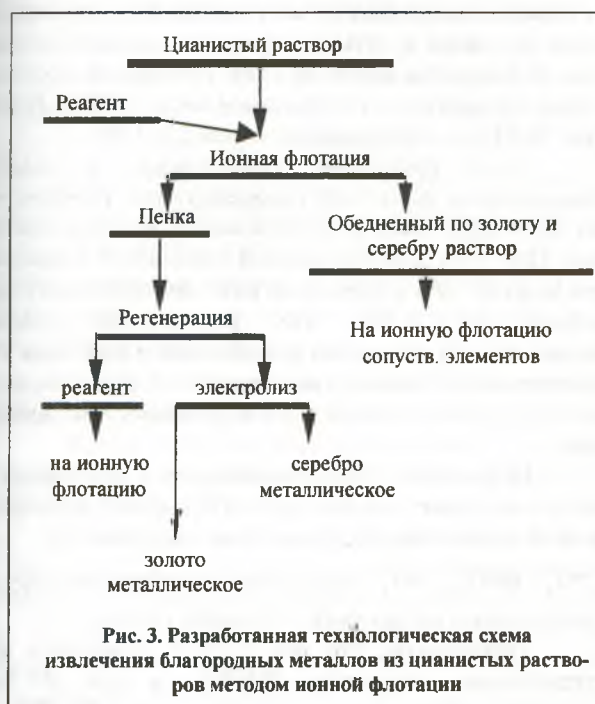


Рис. 3. Разработанная технологическая схема извлечения благородных металлов из цианистых растворов методом ионной флотации

Аммофос – депрессор свинцовых минералов

УДК 622.765.063.24

© С.А. Абдурахманов, М.А. Аскарлов, М.А. Муталова, И.Б. Насриддинов

С.А. Абдурахманов, докт. техн. наук НавГГИ,
М.А. Аскарлов, канд. техн. наук НавГГИ,
М.А. Муталова, ассистент преподавателя НавГГИ,
И.Б. Насриддинов, канд. техн. наук НавГГИ,
Ш.К. Курбанов, старший преподаватель НавГГИ

В условиях независимости перед горно-металлической отраслью республики встал целый комплекс сложных проблем. Это, прежде всего, повышение требований к охране окружающей среды, рост потребностей в цветных металлах, в том числе на медь и свинец, дефицит флотореагентов, требования к чистоте получаемого продукта, проблема утилизации отвалов.

Задачи по созданию комплексных технологий переработки сложных в технологическом отношении полиметаллических промпродуктов являются весьма актуальными.

Совершенствование технологии обогащения полиметаллических руд и методов разделения коллективных концентратов позволяет без больших затрат значительно повысить выпуск меди, свинца, цинка, редких и благородных металлов.

Целью исследований является, разработка экономически эффективной технологии разделения свинцово-медных концентратов и переработки хвостов основной флотации полиметаллических руд. Из указанной цели работы вытекала необходимость решения следующих задач:

- экспериментальное обоснование влияния различных реагентов на свинцовые и медные минералы;
- разработка методики выделения меди из свинцового концентрата с применением эффективного депрессора галенита;
- разработка рациональной технологии извлечения ценных компонентов из хвостов основной флотации полиметаллических руд дофлотацией.

Нами предложено использование аммофоса как нового эффективного депрессора свинцовых минералов при разделении свинцово-медных концентратов флотацией.

Для определения расхода аммофоса проводились опыты при продолжительности контакта с ним 15 мин., в основную медную флотацию подавали в качестве собирателя ксантогенат 20 г/т концентрата и вспениватель 40 г/т концентрата, время основной медной флотации 8 минут. Результаты опытов показали, что наилучшие разделения медных минералов от свинцовых происходит при расходе аммофоса 2,5 кг/т концентрата. Также изучалось влияние продолжительности контакта коллективного концентрата с аммофосом. Агитация пульпы с аммофосом длилась от 15 до 60 мин. По результатам лабораторных опытов видно, что продолжительность контактирования также влияет на результаты разделения. Лучшие показатели получены при 45 мин. контактирования.

Была изучена зависимость извлечения халькопи-

рита и галенита в зависимости от

В предыдущих опытах...ного концентрата от реагентов... Эта вода добавлялась к 3 л пульпы...ходного концентрата с сернистым...дилась декантация. Сгущенная...Т:Ж = 1:1 до 1:0,5 таким образом...95-97,5% растворенных в воде...было принято, как минимально...выяснилось: влияние числа так...улучшает разделение медных и...Однако это улучшение не оказало...ным. Поэтому принимаем одну ст...разбавленной водой до Т:Ж = 1:20.

Опытами изучалось также...тельности контактирования пульпы...центрата с сернистым натрием для...Результаты показали, что продол...рования для эффективной десорбции...

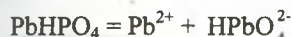
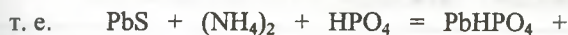
Таким образом, установлено...медно-свинцовой селекции: пульпа...медного концентрата перемешивае...стым натрием (расход 6-8 кг/т) при...дует разбавление водой до Т:Ж = 1:20...ветленной части до содержания...пульпе, равном 50%. Депрессия галенита...при перемешивании отмытого коллек...та с аммофосом (расход 2,5 кг/т), за...медная флотация и четыре перечис...трата. В открытом цикле по этой...медный концентрат с содержанием...чение 78-81%) с содержанием свинца...

Нами приведены укрупнен...промышленные испытания рекомендо...ских схем получения дополнительно...трата. При этом получен медный кон...нием меди до 30% и повышено качес...центрата на 6-8%. По резуль...промышленного испытания разработа...нологические регламенты по перерабо...канского, Кургазынского и Уч-Кула...ний.

Результаты термодинамическ...анализов показали, что аммофос – (NH₄)₂PO₄ мости от назначения pH среды диссоциирует в ионы:

H_2PO_4^- ; HPO_4^{2-} ; PO_4^{3-} и они способны образовывать нерастворимые соединения с катионами металлов.

Установлено, что при pH=6-7 преимущественно соединения PbHPO_4 равновесие сдвигается в сторону образ-



На основании этих реакций можно объяснять депрессирующее действие аммофоса происходит гидролизацией поверхности галенита за счет образования ионов HPO_4^{2-} , PO_4^{3-} и OH^- . Резкая депрессия галенита вызвана вытеснением с его поверхности ионов ксантоген-ионами фосфата. Результаты рентгеноструктурного и электронно-микроскопического исследований показали, что уширение полос на дифракторе, изменение контура пика, смещение, присутствие фосфора реагента на минералах после обработки аммофосом говорит о полислоистых покрытиях и закреплении на поверхности собирателя в молекулярной форме, что приводит к депрессии галенита.

Использовать метод дофлотации отвальных хвостов с целью извлечения ценных компонентов и, та-

образом, повысить комплексность использования минерального сырья.

- всесторонне изучен и раскрыт механизм действия аммофоса на поверхность медных и свинцовых минералов;

- впервые на основе рентгено-структурного и электронно-микроскопического методов исследования установлена депрессирующая роль аммофоса свинцовых минералов;

- найден оптимальный режим процесса дофлотации отвальных хвостов с установлением роли шламов и флотореагентов в этом процессе;

- разработаны алгоритмы анализа линейных и нелинейных моделей технологических процессов селекционной концентрации;

- совокупность исследований позволила разработать аммофосную технологию разделения медных и свинцовых концентратов и метода извлечения ценных компонентов из отвальных хвостов дофлотацией.

Установлено, что:

- аммофос, как эффективный депрессор свинцовых минералов при флотации;

- дофлотация отвальных хвостов как альтернативный метод создания безотходной технологии переработки полиметаллических руд.

Исследование на обогатимость руды месторождения Даугызтау

УДК 622.705.063

© М.А. Аскарлов, И.Б. Насридинов, Ш.К. Курбанов, 2001 г.

М.А. Аскарлов, канд. техн. наук НавГГИ,

И.Б. Насридинов, канд. техн. наук НавГГИ,

Ш.К. Курбанов, старший преподаватель НавГГИ преподаватель НавГГИ

Технологическая проба из месторождения Даугызтау с умеренно-сульфидной рудой с содержанием золота 4 г/т и серебра 19,1 г/т была принята к исследованию. Суммарное содержание сульфидов в данной пробе составлял 5-6%. Золото в руде обнаруживается только микроскопическое, размером от 1 до 15-20 микрон, локализованными в основном в кварце. Отобранный рудный материал по вещественному составу представлял собой алевролиты, олевропесчаники, углисто-кварцевого состава с включениями и гнездами сульфидов пирита, антимонита и арсенопирита.

Результаты химического и пробирного анализа усредненной пробы представлен в табл. 1.

Кроме того, спектральным анализом в руде обнаружены, в %: ванадий – 0,01-0,03; галлий – 0,001-0,01; никель – 0,001-0,1.

Материал пробы представлен был обломками серо-серых до черных-углисто-кварц-серицитовых сланцев и метаморфизированных олевроитовых песчаников. Во-первых, обилие мелких листочков слюд (преимущественно серицита), выявляемое под микроскопом, обуславливает микроленитовую структуру породы,

Таблица 1
Результаты химического и пробирного анализов

Наименование элементов, соединения	Содержание, в %	Наименование элементов, соединения	Содержание, в %
Двуокись кремния	57,0	Сурьма	0,09
Трехокись алюминия	16,65	Мышьяк	0,22
Окись калия	1,80	Цинк	0,39
Окись магния	2,56	Свинец	-
Двуокись титана	-	Медь	-
Окись натрия	0,46	Висмут	-
Марганец	0,09	Молибден	-
Железо	5,58	Золото	4 г/т
Сера	2,69	Серебро	19,1 г/т

а взаимно параллельное распределение их сланцеватую структуру. Последняя подчеркивается так же цепочным расположением вкраплений пирита параллельно, сланцеватости, местами - согласным прерывистого – прожилковым окварцеванием.

Песчаники состоят преимущественно из плотно прилегающих друг к другу полуокатанных зерен кварца

размером менее 0,1 мм цементованных углесто-глинисто-слюдистым цементом, благодаря чему структура породы определяется как бласто-олевритовая. Оба типа пород карбонизированы. Сульфидные – минералы представлены преимущественно пиритом, в подчиненном количестве – антимонитом и арсенопиритом. Золото наблюдается исключительно в виде самородного металла в тончайших вкраплениях. Ведущие текстуры руд – вкрапленная, ориентированно-вкрапленная. Главные структуры – кодоморфно и гипкодоморфно-зернистая.

Поступившая для исследования технологическая проба была подвергнута дроблению на щековой дробилке до крупности –2 мм.

После дробления проба подвергалась сокращению и отбору для лабораторных исследований по стандартной методике, навески проб для опытов отбирались килограммовые. На подготовленной руде проводилось изучение химического, вещественного, гранулометрического состава, а также лабораторные исследования.

Руда измельчалась на лабораторной поворотной шаровой мельнице при отношении Т:Ж:Ш = 1:0,5:6; время измельчения 28,5 мин., содержание класса –0,074 мм составило 70%. Флотационные испытания проводились во флотомашине типа «Механобр» емкостью камеры 3,0 л. Перечистка концентрата осуществлялись во флотомашине типа «ВНИИцветмет» емкостью камеры 1,5 и 0,5 л. На основании предварительных опытов принят следующий реагентный режим:

Тонина помола –70% кл. –0,074 мм; расход реагентов: сода в измельчение –250 г/т; бутиловый ксантогенат – 190+70 г/т, вспениватель Т-80 –60-50 г/т, время флотации –10 +15 мин.

Средние результаты флотации руды в избранном режиме приведены в табл. 2.

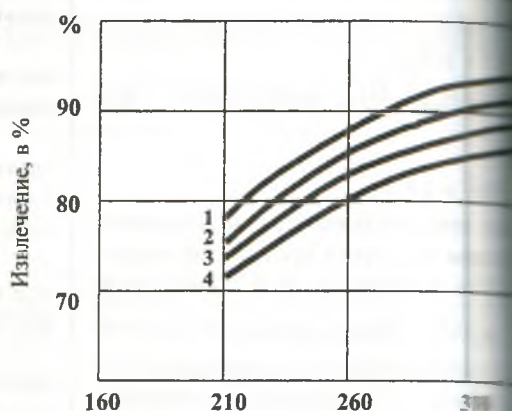


Рис. 1. Зависимость извлечения золота от расхода реагента

1. Бутиловый ксантогенат
2. Этиловый ксантогенат
3. Изоприловый ксантогенат
4. ИР –70

Таким образом, в основном 19,0% извлекается 87,7% золота в концентрате при этом составляет 0,2 г/т.

Затем были проведены опыты по замене часть концентрата реагента ксантогенат, изопропиловый ксантогенат, опыты показали наиболее высокие результаты при применении бутилового ксантогената.

Были проведены опыты в замкнутом цикле с применением бутилового ксантогената. В результате проведенных экспериментов флотационном цикле получено извлечение бутилированного концентрата: золота – 88,5–90,9%, серебра – 44,8–40,4 г/т; серебра – 44,8–40,4 г/т; серебра – 44,8–40,4 г/т.

Средние результаты флотации руды в замкнутом цикле приведены в табл. 3.

Выводы:

В работе подана одна из технологий обогащения из месторождения Даутов. Характеризовалась умеренным содержанием золота 4 г/т. Химическим анализом установлено наличие и других ценных металлов. В результате исследования получен оптимальный реагентный режим: тонина помола –70% класса –0,074 мм; измельчение –250 г/т, бутиловый ксантогенат –190 +70 г/т, вспениватель Т-80 –60-50 г/т. Время флотации: основная – 10 мин, контрольной – 15 мин, выток 2 и получено извлечение металлов в концентрате: золота 88,5–90,9%, серебра –53,7–58,1 г/т; серебра –53,7–58,1 г/т; серебра –53,7–58,1 г/т; золота 48,0–40,4 г/т, серебра –44,8–40,4 г/т, серебра –44,8–40,4 г/т.

Таблица 2
Средние результаты флотации руды в избранном режиме

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Концентрат основной флотации	19,0	18,4	87,7
Концентрат контрольной флотации	15,0	2,4	9,0
Хвосты	66,0	0,2	3,3
Исходная руда	100,0	4,0	100,0

Таблица 3
Средние результаты флотации руды в замкнутом цикле

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, г/т	
		Золото	Серебро	Золото	Серебро
Концентрат	9,0	40,0	123,4	90,9	58,1
Хвосты	91,0	0,4	8,8	9,1	41,9
Исходная руда	100,0	4,0	19,1	100,0	100,0

Влияние различных аполярных флотореагентов на показатели флотации золотосодержащих медно-молибденовых руд

УДК 622.765.063.24

© К.С. Санакулов, М.А. Аскарлов 2001 г.

К.С. Санакулов, главный инженер АГМК, канд. техн. наук,
М.А. Аскарлов, канд. техн. наук НавГГИ

Из практики обогащения руд цветных металлов известно, что усиление гидрофобизирующего действия от увеличения продолжительности контактирования аполярных реагентов с рудой. Поэтому, чаще всего вводят в цикл измельчения в виде водной эмульсии. Для определения влияния различных аполярных флотореагентов подаваемых в измельчение, проведены опыты по открытой и замкнутой схеме обогащения. Для опытов была отобрана технологическая проба руды с конвейера медной обогатительной фабрики (МОФ) Алмалыкского гор-

чение руды проводили до 60%, 65% и 70% класса-0,074 мм.

Условия проведения опытов были следующими: а) при измельчении pH=9,0; б) время основной коллективной флотации - 6 мин., pH при флотации составлял - 9,5; сернистый натрий подавали в количестве - 30 г/т, агитация - 3 мин., собиратель-бутиловый ксантогенат-30 г/т; веретенное масло - 5 г/т, вспениватель - Т-80-40 г/т; в) контрольная коллективная флотация - 8 мин., сернистый натрий - 15 г/т, агитация-3 мин., ксантогенат бутиловый-10 г/т, вспениватель Т-80-20 г/т.

Как показали результаты опытов, лучшие показатели получены при измельчении руды до 65%, класса-0,074 мм, что соответствует фабричному режиму. Следует отметить, что качество концентратов по содержанию меди и молибдена существенно не меняется. Все последующие опыты проводили при измельчении руды до 65% класса-0,074 мм.

Далее были проведены исследования, где определялось возможность использования реагента Ниогрин-3, нефтешлам (НФШ), ингибитора (ППАЭФ), а также другие аполярные реагенты (табл. 2). Ниогрин-3 и нефтешлам (НФШ) являются отходом нефтеперерабатывающего производства и представляют собой легкоподвижную жидкость, маслянистую, темно-коричневого цвета, обладающая низкой температурой застывания (-50-60°C), хорошей избирательной способностью, устойчивой гидрофобностью и достаточно высокой адгезией (54-55 эрг г/см²), краевой угол смачивания

Таблица 1
Химический анализ пробы

Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %
Окись кремния	59,6	Сера	2,42
Окись алюминия	13,57	Свинец	0,05
Окись кальция	4,03	Ртуть	0,003
Окись магния	2,08	Золото	0,6 г/т
Железо	6,18	Серебро	10,00 г/т
Окись марганца	0,25	Медь	0,53
Окись титана	0,80	Молибден	0,006

но-металлургического комбината (АГМК). Вес пробы руды составил 500 кг, диаметр максимального куска 20 мм. Для лабораторных опытов проба руды подготовлена по стандартной схеме. В табл. 1 приведены результаты химического анализа пробы.

Пробу предварительно измельчали в лабораторной шаровой мельнице, отношение Т:Ж:Ш=1:0,5:6. При флотационных опытах в открытом цикле использовали водопроводную воду, в замкнутом цикле проводили с использованием 70% оборотной воды. Флотация проводилась во флотомаши-не, емкостью 3,6 л, пересчетные операции во флотомаши-не, емкостью - 1 л.

Лабораторные опыты по уточнению необходимой тонины помола проводили по фабричному (стандартному) режиму, с использованием веретенного масла в качестве аполярного реагента в цикле измельчения 20 г/т руды. Измель-

Таблица 2
Результаты опытов от расхода 30 г/т аполярных реагентов

Наименование продуктов	Выход в %	Содержание, %		Извлечение, %		Реагент
		Сu	Мо	Сu	Мо	
Осн. концентрат	8,59	4,95	0,045	79,53	63,2	Без апол. реагент
Хвосты	91,41	0,12	0,0024	20,47	36,8	
Руда	100,0	0,535	0,0061	100,0	100	
Осн. концентрат	8,29	5,40	0,054	84,34	74,15	Веретен. масло
Хвосты	91,71	0,09	0,0020	15,66	25,85	
Руда	100	0,531	0,063	100	100	
Осн. концентрат	9,16	5,20	0,054	90,36	78,5	Ниогрин - 3
Хвосты	90,84	0,056	0,0012	9,64	21,5	
Руда	100,0	0,527	0,0063	100	100	
Осн. концентрат	9,86	4,38	0,048	90,15	78,9	НФШ
Хвосты	90,14	0,058	0,0014	9,85	21,1	
Руда	100	0,534	0,0060	100	100	
Осн. концентрат	10,96	4,20	0,046	85,87	82,1	ППАЭФ
Хвосты	90,04	0,085	0,0012	14,31	17,9	
Руда	100	0,536	0,0062	100	100	

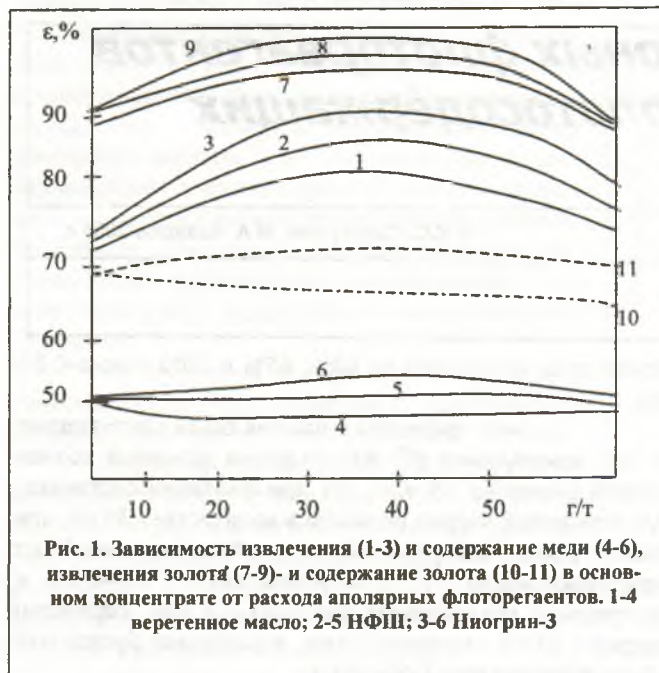


Рис. 1. Зависимость извлечения (1-3) и содержания меди (4-6), извлечения золота (7-9) и содержания золота (10-11) в основном концентрате от расхода аполирных флотореагентов. 1-4 веретенное масло; 2-5 НФШ; 3-6 Ниогрин-3

равен 4-5; нетоксичен. Цена 1 т Ниогрин-3 — 2700 сум, нефтешлама — 700 сум.

В опытах по уточнению оптимального расхода Ниогрин-3, НФШ и ингибитора — пропаргильовый аминоэфир фенел (ППАЭФ) в процесс измельчения подавали эмульсию от 5 до 50,0 г/т. В результате многократных опытов, оптимальный расход Ниогрин-3, НФШ и ППАЭФ составил 15-20 г/т руды, повышение расхода реагентов до 50 г/т и приводит к снижению показателей обогащения.

Таблица 3
Результаты опыта перерешивки коллективного концентрата основной флотации

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %	Извлечение Cu, %
Концентрат 2 перерешивки	1,79	20,0	70,2
хвосты 2 перерешивки	0,44	7,0	6,04
хвосты 1 перерешивки	4,57	0,78	6,99
Концентрат основной флотации	6,8	6,24	83,23

Для определения влияния вышеуказанных известных и нами впервые предлагаемых НФШ, ППАЭФ и аполирных масел были проведены лабораторные опыты с переменным расходом этих реагентов. Результаты опытов приведены в табл. 2.

Из табл. 2 видно, что ранее известный, дорогой и дефицитный аполирный флотореагент веретенное масло можно заменить другими местными реагентами Ниогрин-3, НФШ и ППАЭФ. На рис. 1 приведены результаты извлечения меди и золота от расхода аполирных флотореагентов.

Учитывая, что коллективный концентрат на обогатительной фабрике перерешивается дважды, поэтому

проводили опыты с перерешивкой при расходе Ниогрин-3 в процессе измельчения — 30 г/т. Результаты опытов с перерешивкой с применением аполирных масел, учитывая, что они идентичны, ограничиваемся Ниогрином-3. В настоящее время ГОСТ, а НФШ проходит испытания на обогатительной фабрике металлургического комбината. Схема проведения

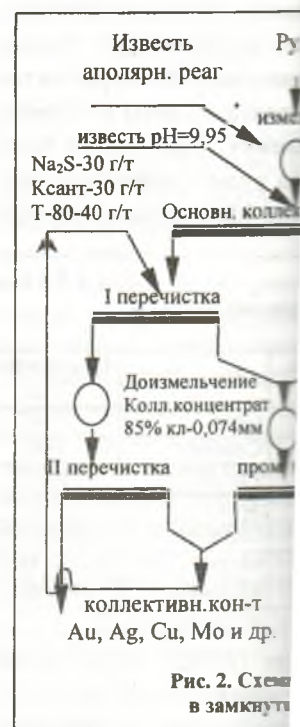


Рис. 2. Схема в замкнутом цикле

показана на рис. 2.

Продолжительные опыты показали, что в течение 2 мин. в присутствии флотореагентов на 2 мин. проведены исследования в замкнутом цикле флотации.

На основании этих опытов по принципу можно, что извлечение меди и молибдена на 4,5%, золота на 2,5% выше, чем в опытах с веретенным маслом. Таким образом, лабораторными исследованиями обоснована замена веретенного масла на НФШ и ППАЭФ. На основании лабораторных исследований проведены испытания с применением УзИНТИЦвемета на АГМК. Оптимальный расход составил 15-20 г/т руды. Качественные результаты приведены на рис. 2. Аполирные реагенты

масло фабричных условиях подавалось поочередно, несколько раз по 10 дней. Опробование на секции в период промышленных испытаний проводились работниками ОТК АГМК, сменные технологические показатели взяты по данным планового отдела МОФ, причем в расчетах учитывались все смены без исключения. Оптимальный расход Ниогрин-3 в промышленных условиях составили 18,4 г/т руды, переработано руды 335485 т. С учетом корректировки применения реагента Ниогрин-3 увеличилось извлечения в коллективный медно-молибденовый концентрат меди на 1,08%; молибдена на 0,49%; золота на 2,85% и серебра на 1,28%.

Таким образом, в результате промышленных испытаний установлена:

- возможность замены веретенного масла на новый апотарный реагент Ниогрин-3;

- высокая эффективность использования нового реагента при обогащении золотосодержащей сульфидной руды на медной обогатительной фабрике Алмалыкского ГМК.

продуктов сельского хозяйства относится к быстро во-

Выводы:

1. В данной научно-исследовательской работе изучалась возможность применения апотарных реагентов Ниогрин-3, НФС и ППАЭФ при флотации сульфидных руд, цветных и благородных металлов.

2. Опытами в замкнутом цикле по принципу непрерывного процесса показано, что применение Ниогрин-3 вместо веретенного масла дает повышение извлечения металлов: меди - на 2,5%, молибдена - на 4,5%, меди и золота на 2,9%, серебра - на 2,1%.

3. В результате промышленных испытаний, проведенных на пятой секции МОФ, при расходе Ниогрин-3 18 г/т руды, по сравнению с веретенным маслом повышено извлечение меди на 1,09%, молибдена на 0,49, золота на 2,85% и серебра на 1,25%.

Адсорбция золота и серебра из щелочных цианистых растворов на активированном угле

УДК 661.183.+622.7

© У.З. Шарафутдинов, Н.А. Колпакова 2001 г.

У.З. Шарафутдинов, инженер РУ-5 НГМК,
Н.А. Колпакова, профессор Томского политехнического университета, докт. хим. наук

Мировая статистика свидетельствует о том, что для большинства рудных полезных ископаемых на одно крупное месторождение приходится несколько десятков малых по своим запасам месторождений, Кызылкумский промышленный регион в этом отношении не является исключением [1]. Проблема заключается в поиске эффективных путей освоения маломасштабных месторождений золота, а идея состоит в том, что руды таких месторождений перерабатывать на месте по упрощенным или неполным технологическим схемам, концентрируя малые добывающие предприятия вокруг существующих горно-металлургических комплексов [2].

В мировой практике при переработке небольших месторождений, а также при низком содержании металлов руде, когда их добыча обычными способами становится малоэффективной применяется метод кучного выщелачивания (КВ). Извлечение золота из растворов кучного выщелачивания проводят в большинстве случаев активированным углем (АУ) или ионообменной смолой. Осаждение цинковой пылью используют при наличии в растворе значительных количеств серебра.

Источниками сырья для получения дешевых активированных углей могут служить как ископаемые угли, так и отходы сельского хозяйства, в частности плодовые косточки и скорлупа различных орехов. При этом следует отметить, что по сравнению с искусственными полимерами и природными углями сырье на основе переработки

зобновляемым источникам и является экологически более чистым. К тому же доступность сырья, а также малое содержание минеральных примесей, сравнительно высокая прочность и развитая пористая структура получаемых активированных углей делают скорлупу орехов одним из перспективных материалов для производства дешевых углеродных сорбентов.

Были получены активированные угли с приемлемыми эксплуатационными свойствами из фруктовых косточек. Проведен анализ пористой структуры активных углей по изотермам адсорбции паров бензола, полученные АУ обладают высокими значениями характеристической энергии $E_0 = 26 \text{ кДж моль}^{-1}$, при объеме микропор $W_0 = 0,32 \text{ см}^3 \text{ г}^{-1}$ [3, 4].

В наших исследованиях, изучено возможность применения данных активированных углей для извлечения золота и серебра из щелочных цианистых растворов КВ.

Экспериментально установлено, что активированные угли по сорбционной емкости золота и серебра не уступают различным маркам смол (АМ-2Б, А-100, Китай).

Избирательность сорбции ($m_{\text{Au+Ag}}/\Sigma_{\text{прим}}$) по отношению к посторонним примесям у активированных углей в несколько раз больше, чем у смол. Определены параметры при которых происходит одновременно сорбция золота и серебра на активированном угле, этот показатель достигает 99,9% по Au и 98,6% по Ag. Изучена кинетика и ме-

неорганическими солями перед карбонизацией, которая позволила увеличить выход АУ и регулировать сорбционно-структурные характеристики. При этом получают активированные угли с приемлемыми эксплуатационными свойствами.

Десорбционная схема переработки золота и серебра производилась методом Zadra, основанный на обработке насыщенного угля кипящим щелочным раствором цианида натрия, но более выгодным является сжигание активированных углей. Данная технология с применением активированных углей полученных на основе отходов пищевой промышленности позволит снизить затраты по получению золота и серебра.

Список литературы:

1. Прохоренко Г.А. «Перспективы проблемы и пути штабных месторождений золота Кызылкумского пром. В сб. научно-технических статей. «Теория и практика рождения Мурунтау открытым способом». г. Ташкент. 230.
2. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филипов С.А. «Проблемы работ рудных месторождений в скальных массивах» 1999 г. С. 262.
3. Шарафутдинов У.З., Колпакова Н.А. «Получение косточковых углеродных сорбентов» Материалы конференции. «Химия и химическая технология на рудном II. Томск 3-4 октября 2000 г. С. 290-294.
4. Колпакова Н.А., Шарафутдинов У.З. Кинетика и механизмы цианирования золота на косточковых углеродных сорбентах. 2000 г. № 8. С.40-42.

Перспектива применения выносных конвейеров на карьере Мурунтау

УДК 622.233

© В.Т. Лашко, С.С. Коломников, У.Ю. Давронбеков

В.Т. Лашко, канд. техн. наук ИППЭ НАНУ,
С.С. Коломников, начальник ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК,
У.Ю. Давронбеков, канд. техн. наук НавГГИ

На первоначальном этапе строительства карьера горные работы велись без учета применения в дальнейшем автомобильно-конвейерного транспорта, что задержало ввод комплекса в эксплуатацию, привело к удалению зон ведения вскрышных работ от его перегрузочных пунктов и увеличению количества автосамосвалов в циклическом звене на 30%. Задержки с вводом комплекса ЦПТ в эксплуатацию привели к тому, что значительная часть вскрыши была вывезена в отвалы автотранспортом, а оставшихся объемов стало не хватать для полной загрузки конвейеров, что существенно ухудшило технико-экономические показатели работы карьера в целом. В настоящее время доля циклично-поточной технологии в грузообороте карьера составляет 56%. Концепция развития карьера в границах IV очереди предусматривает значительный объем горных работ по Северному и Восточному бортам, которые не имеют транспортной связи с перегрузочными пунктами конвейерного подъемника. Вывозка горной массы с указанных участков непосредственно в отвалы ведет к ухудшению технико-экономических показателей работы ЦПТ: циклического звена в результате роста расстояния транспортирования; поточного звена в результате дефицита горной массы, подлежащей транспортированию через комплекс ЦПТ.

Целью проводимых исследований является изучение целесообразности доведения доли ЦПТ до 100% и ус-

тановление граничного расстояния для существующей схемы транспортирования экономически выгодно направлять средственно на внешние отвалы или пункты ЦПТ.

Исходные данные для сравнения приведены в таблице.

Расчет себестоимости грузооборота высоты подъема и расстояния производится согласно принятой на карьере, согласно которой искомая себестоимость при изменении начальных условий, рассчитывается по формуле:

$$C_{\text{и}} = C_0 \frac{L_0}{L_{\text{и}}} \left(\frac{L_{\text{и}}^{\text{пр}}}{L_0^{\text{пр}}} (1 - K_n) + K_n \right)$$

Технико-экономические показатели транспортного комплекса карьера Мурунтау

Показатели	Усл. обозн.
Годовая производительность карьера по горной массе	V
Себестоимость транспортирования через комплекс ЦПТ	C _{ЦПТ}
Себестоимость транспортирования автотранспортом при расстоянии откатки 3,91 км, высоте подъема 169,9 м	C ₀
Расстояние транспортирования на отвалы автотранспортом	L ₀
Высота подъема горной массы	H ₀
Расстояние транспортирования до перегрузочных пунктов ЦПТ	L _{ЦПТ}
Высота подъема горной массы	H _{ЦПТ}

где: C_0 и C_n – начальная и искомая себестоимость, у.е./т.км;

L_0 и L_T – начальное и искомое расстояние откатки, км;

$L_{\text{пр}}^0$ и $L_{\text{пр}}^T$ – начальное и искомое приведенное расстояние откатки, км;

K_n – коэффициент характеризующий долю условно-постоянных затрат, доли ед.

Приведённое расстояние рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{пр}} = L_{\text{ф}} + K_n H, \text{ км} \quad (2)$$

K_n – коэфф. высоты подъёма $L_{\text{ф}}$ – фактическое расстояние откатки

10	до 1,5 км
12	1,51 – 3,0 км
13	более 3,0 км

Коэффициент K_n определяется из следующего

ряда:

$L_{\text{ф}}$	1	2	3	4	5	6
K_n	0,45	0,4	0,36	0,33	0,3	0,28

Тогда:

Приведенное расстояние транспортирования составит:

$$\text{автотранспортом в отвалы } L_{\text{пр.ав}} = 5,82 + 13 \cdot \frac{253,4}{1000} = 9,11 \text{ км}$$

$$\text{автотранспортом до дробилок ЦПТ } L_{\text{пр.ЦПТ}} = 2,60 + 12 \cdot \frac{97,1}{1000} = 3,29 \text{ км}$$

Тогда из (1): при сравнении вариантов необходима дифференциация себестоимости грузооборота в зависимости от расстояния откатки. На короткие расстояния грузооборот должен быть дороже, на длинные – дешевле.

для транспортировки горной массы непосредственно в отвал

$$C_{\text{нав}} = 7,83 \cdot \frac{3,91}{5,82} \cdot \frac{9,11}{6,12} (1 - 0,28) + 0,28 = 7,11 \text{ у.е./т.км}$$

для транспортировки до перегрузочных пунктов ЦПТ

$$C_{\text{нав}} = 7,83 \cdot \frac{3,91}{2,60} \cdot \frac{3,29}{6,12} (1 - 0,36) + 0,36 = 8,28 \text{ у.е./т.км}$$

Стоимость затрат по вариантам определяется как сумма затрат на транспортирование разными видами транспорта

Для автотранспорта

$$Z_a = L_{\text{пр}} \cdot V \cdot g \cdot C_{\text{нав}} \quad (3)$$

где $g = 2,6 \text{ т/м}^3$ – удельный вес горной массы

Для конвейерного подъемника

$$Z_{\text{ЦПТ}} = V \cdot C_{\text{ЦПТ}} \quad (4)$$

Вариант транспортирования автотранспортом в отвал

$$Z_1 = 9,11 \cdot 40000 \cdot 2,6 \cdot 7,11 = 6736 \text{ млн. у.е.}$$

Вариант комбинированного транспорта

$$Z_2 = Z_a + Z_{\text{ЦПТ}}$$

$$Z_a = 3,29 \cdot 40000 \cdot 2,6 \cdot 8,28 = 2833 \text{ млн. у.е.}$$

$$Z_{\text{ЦПТ}} = 40000 \cdot 34,44 = 1378 \text{ млн. у.е.}$$

$$Z_2 = 2833 + 1378 = 4211 \text{ млн. у.е.}$$

Экономия от перехода карьера на транспортиро-

вание всей горной массы с применением поточной технологии составит

$$\Delta = Z_1 - Z_2 = 6736 - 4211 = 2525 \text{ млн. у.е.}$$

Произведем расчеты по вышеизложенной методике, исходя из условия равенства затрат для варианта с транспортированием горной массы непосредственно в отвалы и варианта с использованием циклично-поточной технологии, можно установить, что граничное расстояние транспортирования (даже при увеличении высоты подъема горной массы до перегрузочных пунктов до 120 м) составит от 8,6 до 9,01 км.

Учитывая высокую эффективность комбинированного транспорта, представляется целесообразным более глубокий ввод поточного звена в рабочую зону карьера.

Для расширения сферы влияния ЦПТ во многих случаях целесообразно использование горизонтальных конвейерных линий, примыкающих к стационарным наклонным подъемникам. С помощью таких конвейерных линий дробильно-перегрузочные пункты переносятся в зоны интенсивного ведения горных работ на флангах карьера. Применительно к условиям карьера Мурунтау рассматриваются два варианта расположения горизонтальных линий:

- на западном борту карьера на отметке гор. 465 м с примыканием к одной из существующих линий ЦПТ-вскрыша;

- на западном и восточном бортах карьера на гор. 435 м с примыканием к обоим существующим конвейерным линиям.

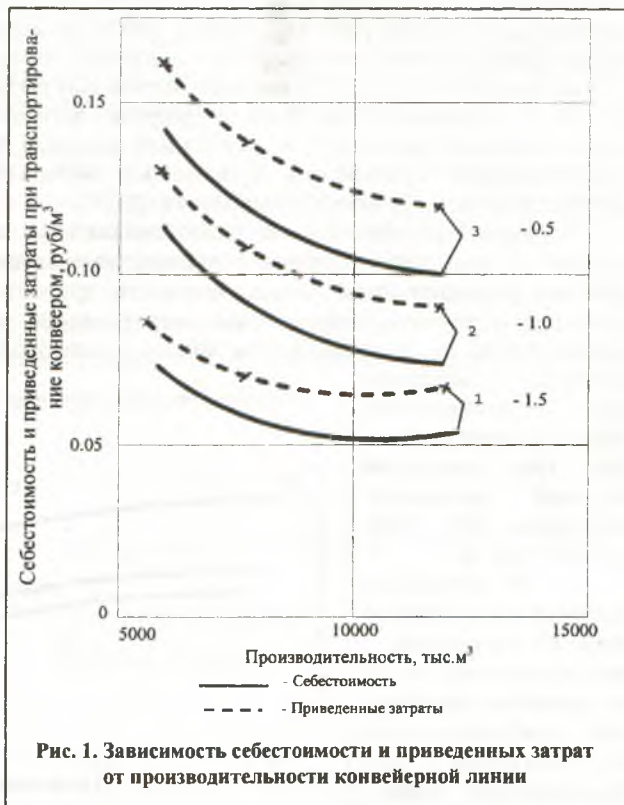


Рис. 1. Зависимость себестоимости и приведенных затрат от производительности конвейерной линии

В первом случае вскрышные породы до конвейерной линии транспортируются по горизонтам автосамосвалами из северной и западной частей карьера, с высотой подъема автомобильной трассы 30 м и общим рас-

стоянием перевозки до наклонных подъемников – 2,8 км. Во втором случае порода транспортируется автосамосвалами из вскрышных забоев со средней высотой подъема 20 м и общим расстоянием перевозки 2,7 км по западному борту и 2,1 км по восточному борту карьера.

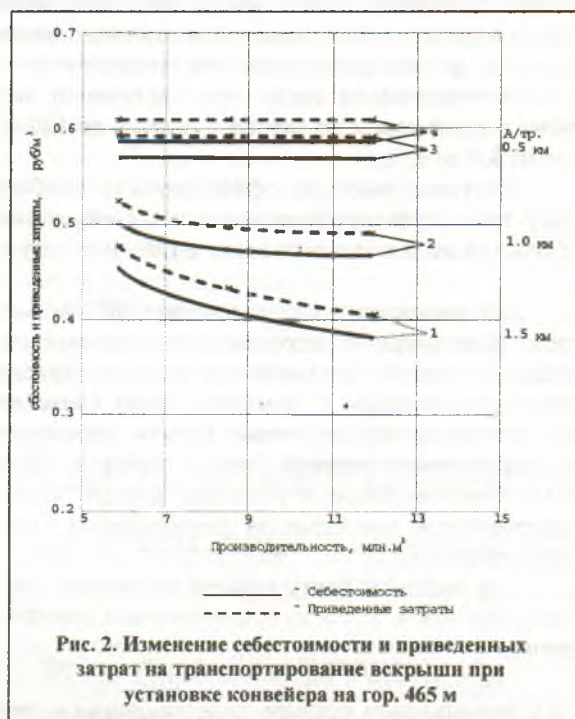


Рис. 2. Изменение себестоимости и приведенных затрат на транспортирование вскрыши при установке конвейера на гор. 465 м

Во всех случаях рассматривается применение конвейерных ставов длиной по 500 м, причем, исходя из конкретных условий развития горных работ на карьер, общая длина конвейерной линии по западному борту до 1,5 км (варианты 0,5; 1,0; 1,5 км) и по восточному борту – до 1,0 км (варианты 0,5 и 1,0 км). Перегрузку вскрыши с автомобильного транспорта на ленточный конвейер предусматривается производить с помощью мобильного дробильного перегрузочного устройства (ДПУ).

Расчет технико-экономических показателей конвейерного транспорта (ширина и прочностные характеристики резиновой ленты, мощность приводного двигателя с учетом распределения сопротивлений движению ленты на двухбарабанном приводе, капитальные затраты, себестоимость, приведенные затраты) производился для трех вариантов годовой производительности: 6400, 8000 и 12000 тыс. м³.

На основании выполненных расчетов технико-экономических показателей по 4-м вариантам применения комбинированного транспорта с использованием выносных конвейерных линий на рис. 1 показано изменение себестоимости и удельных

приведенных затрат от производительности при его различной длине.

Приведенные зависимости (увеличением производительности при длине 1,0 км и более) себестоимости и приведенных затрат снижаются. Так, при длине 1,5 км и производительности с 6400 тыс. м³/год приведенные затраты снижаются на 10-15%.

На рис. 2 показаны приведенные затраты на транспортирование вскрыши автомобильно-конвейерным комбинированным транспортом на гор. 465 м. Анализ показывает, что при длине конвейера 0,5 км затраты между базовым вариантом (автомобильный транспорт) и вариантом примененного транспорта (составляющая точности расчета). При длине конвейера 1,0 км его применение становится целесообразным, так как приведенные затраты по сравнению с базовым вариантом составляют соответственно 10-15%.

На рис. 3 приведены приведенные затраты на транспортирование 1 м³ вскрыши конвейером, расположенным по западному и восточному борту карьера. Существенное снижение затрат конвейера более 1 км.

На рис. 4 показан график изменения приведенных затрат Z_k при конвейерном транспорте по сравнению с затратами Z_a при автомобильном транспорте. Анализ зависимости от отношения длины конвейера к длине S_a перемещения груза автомобильным транспортом. Анализ этой зависимости показывает, что применение горизонтального конвейера, если его длина сокращает расстояние перевозки груза автотранспортом на 30-40%.

Таким образом, применение конвейерного транспорта в карьере Мурунтау позволяет экономическую эффективность использования горизонтальных конвейерных линий по сравнению с наклонными конвейерными линиями. Применение конвейерного транспорта позволяет сократить приведенные затраты на транспортирование 1 м³ горной массы в карьере на 14-19% при длине конвейера 1,0 км и на 10-15% при длине 1,5 км.

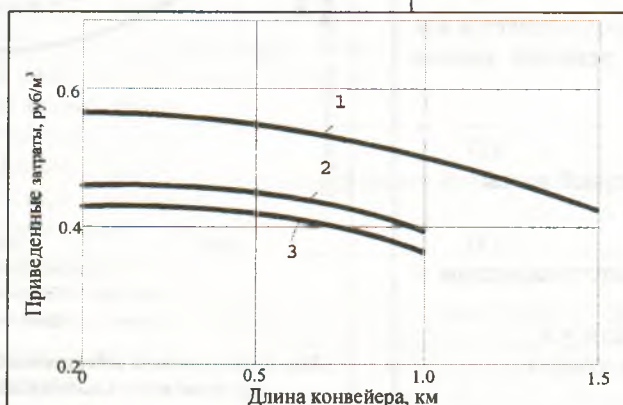


Рис. 3. Изменение затрат на 1 м³ вскрыши при расположении конвейера на гор. 435 м вдоль западного и восточного бортов

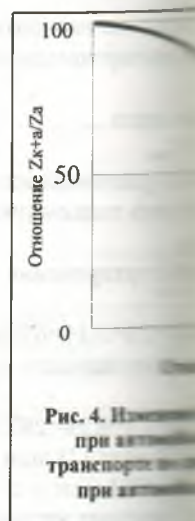


Рис. 4. Изменение приведенных затрат при конвейерном транспорте по сравнению с затратами при автомобильном транспорте

Оценка надёжности работы карьерных экскаваторов

УДК 622.233

© А.М. Кустов, У.Ю. Давронбеков, И.И. Итяков 2001 г.

А.М. Кустов, директор Центрального РУ НГМК,
У.Ю. Давронбеков, канд. техн. наук НавГПИ,
И.И. Итяков, инженер-механик НГМК

Проблема надёжности горных машин наиболее важная в области создания и эксплуатации горного оборудования. Особенно повысилась роль надёжности как важнейшего показателя качества изделия машиностроения в связи с созданием сложных высокопроизводительных систем горного оборудования, к которым относятся современные механические карьерные лопаты типа ЭКГ, гидравлические экскаваторы. Простои горных машин вследствие отказов связаны со значительными производственными потерями.

Качественное решение вопросов эксплуатации горных машин в настоящее время невозможно без использования и учёта основных положений и рекомендаций теории надёжности.

Для решения практических вопросов в области надёжности используется показатель, с помощью которых характеризуются количественно уровень надёжности горных машин.

Эти показатели должны удовлетворить следующим требованиям: учитывать различные факторы, влияющие на надёжность; быть наглядными и иметь физический смысл; иметь достаточно простое и удобное для вычисления математическое выражение.

Для количественной характеристики надёжности используются различные показатели: безотказность, ремонтпригодность.

Для оценки безотказности ремонтируемых изделий используются: наработка на отказ; вероятность безотказной работы.

Показателями ремонтпригодности являются: среднее время восстановления; интенсивность восстановления.

Для определения вышеперечисленных показателей надёжности на руднике Мурунтау были проведены хронометражные наблюдения, в результате которых получено $n=205$ случайных значений времени безотказной работы карьерной механической лопаты типа ЭКГ-15.

Количество отказов « n », которое необходимо было зарегистрировать при проведении наблюдений было найдено из табл. 14 [1] в зависимости от требуемой степени достоверности « γ », и коэффициента точности « δ_3 » (при « γ » = 0,90, « δ_3 » = 0,92, $n=205$).

Экспериментальный статистический материал, для придания ему наглядности и компактности необходимо представить в виде статистического ряда.

Для этого весь диапазон полученных значений ($n=205$) случайной величины « t_p » разбивается на интервалы. Для удобства расчётов интервалы целесообразно принимать равными. Примерная величина интервала Δt_p определяется по формуле

$$\Delta t_p = \frac{t_{p\max} - t_{p\min}}{1 + 3,3 \lg n}$$
, где $t_{p\max}$, $t_{p\min}$ – соответственно максимальное и минимальное значение исследуемой величины.

Значение Δt_p по расчётам получается 17 часов.

Число интервалов k группирования случайной величины находится из выражения.

$$k = \frac{t_{p\max} - t_{p\min}}{\Delta t_p}$$

Значение k по расчёту равняется $k = 8$.

Для каждого интервала подсчитывается: n_i – количество значений случайной величины, попавших в интервал;

$\frac{n_i}{n}$ – частота; $\sum \frac{n_i}{n}$ – накопленная частота;

$\frac{n_i}{n \cdot \Delta t_p}$ – эмпирическая плотность вероятности.

Накопленная частота для всех интервалов должна быть равна единице, что служит проверкой правильности вычисления частоты для каждого интервала.

Результаты подсчётов для рассматриваемого случая при разбивке диапазона полученных значений случайной величины t_p на 8 интервалов представлены в табл. 1.

Как видно из табл. 1, в четыре последних интервала попало менее пяти значений случайной величины, поэтому их объединяем между собой. Тогда длина объединённого интервала будет равна 68 ч.

На основании данных из табл. 1 по формулам были определены основные числовые характеристики случайной величины: статистическое среднее $\bar{m}_p$ и статистическая дисперсия $\bar{D}_p$

$$\bar{m}_p = \sum_{i=1}^k \bar{t}_{pi} \frac{n_i}{n}$$

где $\bar{t}_{pi}$ – представитель i -того интервала (его середина)

k – число интервалов.

По данным расчётов $\bar{m}_p = 22,01701$ ч

$$\bar{D}_p = \sum_{i=1}^k (\bar{t}_{pi} - \bar{m}_p)^2 \frac{n_i}{n}$$

По данным расчётов $\bar{D}_p = 470,00581$

По данным табл. 1 построена гистограмма значений (рисунок). Для построения гистограммы по обе оси абсцисс откладываются интервалы Δt_p случайной величины t_p , и на каждом из интервалов строится прямо-

Таблица 1

Интервалы Δt_p , час	n_i $\sum n_i = 205$	$\frac{n_i}{n}$	$\sum \frac{n_i}{n}$	$\frac{n_i}{n \cdot \Delta t_p}$
0 - 17	118	0,57561	0,57561	0,0338594
17 - 34	50	0,2439	0,81951	0,0143472
34 - 51	18	0,087805	0,907315	0,00516499
51 - 68	11	0,053659	0,960974	0,00315638
68 - 85	2	0,039024	1,0000	0,000573888
85 - 102	1			
102 - 119	1			
119 - 136	4			

угольник с площадью, равной частоте появления случайной величины в данном интервале. Высоты прямоугольников пропорциональны соответствующим частотам и равны эмпирической плотности вероятности

$$\frac{n_i}{n \cdot \Delta t_p} \text{ для каждого интервала.}$$

Из характера гистограммы можно предположить, что исследуемая величина распределена по экспоненциальному закону.

Об этом свидетельствует также почти полное совпадение по величине статистического среднего $\bar{m}_p$ и среднего квадратического отклонения σ_p случайной величины t_p

$$\bar{\sigma}_p = \sqrt{D_p} = 21,679 \text{ ч.}$$

Приняв в качестве математического ожидания наработки на отказ его оценку (статистическое среднее) $T=22,017$ ч, можно написать

$$f(t_p) = \frac{1}{22,017} \exp \left[-\frac{t_p}{22,017} \right]$$

Поскольку при экспоненциальном законе распределения вариация исследуемой величины. $\omega = \frac{1}{T} = \text{const}$

$$f(t_p) = \omega \exp [-\omega t] = 0,04542e^{-0,4542 t_p}$$

Используя таблицы функции e^{-x} можно рассчитать значение плотности вероятности на границе интервалов (столбец 4 табл. 2).

На гистограмме, приведённой на рисунке, построена выравнивающая кривая распределения, представляющая собой график функции $f(t_p)$, которая, сохраняя в основном существенные особенности статистического распределения, свободных от случайных неправомерностей хода гистограммы.

При подборе теоретической кривой распределения между ними и статистическим распределением неизбежно некоторые расхождения. При этом необходимо знать объясняются ли эти расхождения только случайными обстоятельствами, связанными с ограниченным числом опытных данных, или они являются существенными и связаны с тем, что подобная кривая плохо выравнивает данное статистическое распределение.

Установить это можно с помощью «кри-

терия χ^2 » называемой критерия Пирсона:

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k$$

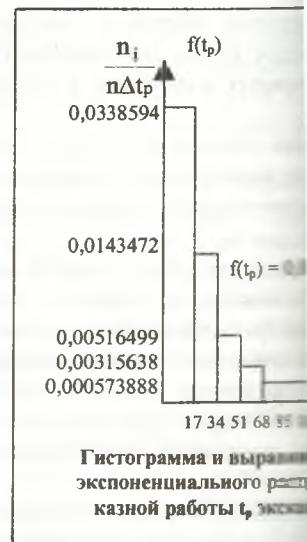
где k — число степеней свободы; n — общее число наблюдений; p_i — теоретическая вероятность появления случайной величины в i -м интервале; n_i — эмпирическая частота появления случайной величины в i -м интервале (табл. 2 столбец 5).

Они численно равны частоте появления на интервале

$$P(t_{p_i} < t_p < t_{p_{i+1}})$$

Для экспоненциального закона

Значение $P(t_p)$ приведено



По формуле критерия χ^2 табл. 3 $\chi^2 = 1,96$.

Число степеней свободы определяется по формуле

$$r = k - 1$$

где s — число независимых условий

на частоты $\frac{n_i}{n}$.

Таковыми связями являются

также число L — неизвестных параметров распределения, определяемых по

t_p , ч	$\omega t_p = 0,04542 t_p$	$e^{-0,04542 t_p}$	$f(t_p) = \frac{n_i}{n \cdot \Delta t_p}$
0	0	1,0000	0,0338594
17	0,77214	0,462023	0,0143472
34	1,54428	0,2134655	0,00516499
51	2,31642	0,09862604	0,00315638
68	3,08856	0,04556753	0,000573888
136	6,17712	0,0020764	0,000573888

Условия $\sum_{i=1}^k \frac{n_i}{n} = 1$, общее для различных законов распределения, следовательно $s = 1 + L$, тогда $r = k - L - 1$. Для экспоненциального закона распределения

$$\left(\sum_{i=1}^k x_i \frac{n_i}{n} = m_x \right), L = 1$$

Пользуясь таблицей [1] (приложение П4) можно для полученных значений « χ^2 » и числа степеней свободы « r » найти вероятность того, что величина, распределённая по закону « χ^2 » превзойдёт соответствующее значение.

Согласно таблицы [1] (приложение П4) для $\chi^2 = 1,96$ и $r = 3$ $p > 0,5$. Полученная вероятность не является малой, поэтому гипотезу о том, что случайные значения времени безотказной работы экскаватора типа ЭКГ-15 распределены по экспоненциальному закону, можно считать правдоподобной.

Таким образом, в результате обработки исходной статистической информации о безотказности экскаватора ЭКГ-15, представленные в виде статистического ряда (табл. 1) установлены: средняя наработка на отказ экскаватора $T_0 = m_{tp} = 22,017$ ч, вид закона распределения непрерывной случайной величины t

$$f(t_p) = 0,04542 e^{-0,04542 t_p}$$

аналитическое выражение для определения вероятности безотказной работы экскаватора

$$P(t) = e^{-\frac{t_p}{m_{tp}}} = e^{-0,04542 t_p}$$

где t_p — текущая наработка экскаватора с момента последнего ремонтного воздействия.

Анализируя причины остановок экскаватора для ремонта в период хронометражных наблюдений 205 случайных значений времени безотказной работы экскаватора было установлено:

- остановок по ремонту электродвигателя — 144, что составляет 70% от числа остановок по времени, затраченному на ремонт — 738 от всего времени ремонта экскаватора (в течение периода);

- остановок по ремонту механизма — 61. Что составляет 30% от числа остановок по времени, затраченному на ремонт — 84 от всего времени ремонта экскаватора (в течение периода).

По данным анализа среднее время наработки на отказ электрооборудования $T_{вэ} = 5,13$ ч, среднее время наработки на отказ механизма $T_{мэ} = 13,78$ ч; при общем среднем времени восстановления $T_v = 7,7$ ч.

В результате обработки исходной информации о надёжности экскаватора получена экспоненциальная модель, несмотря на то, что она лишь приближённо характеризует свойства объекта исследования, так описывает отказы экскаватора в общем.

Необходим анализ моделей надёжности узлов экскаватора.

Существование двух и более причин для выполнения более глубокого разностороннего и количественного анализа свойств надёжности.

На основе выше указанного можно сделать следующие выводы:

- необходимо более глубокое исследование причин простоев экскаваторов;

- необходимо внедрение новых методов обработки статистических данных для получения более полной информации по узлам экскаватора.

По полученным данным необходимо дать технологические указания по улучшению качества ремонтов и сроков межремонтного обслуживания.

Список литературы

1. Солод В.И., Гетопанов В.Н., Шпильберг В.М. Надёжность машин и комплексов. — М. МГИ 1972 г.

Повышение износостойкости бурового инструмента

УДК 622.233

© С.К. Рубцов, И.П. Бибик, А.Г. Шлыков

С.К. Рубцов, начальник лаборатории, докт. техн. наук МАН ВНИПИпромтехнологии, И.П. Бибик, зам. главного инженера рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, А.Г. Шлыков, старший научный сотрудник, канд. техн. наук ВНИПИпромтехнологии

Анализ буровых работ показывает, что одной из причин повышенного износа шарошечного долота и штанг является недостаточная скорость восходящего потока, которая определяется плотностью буримой породы, размером частиц выносимого шлама, а также производительностью компрессора и площадью затрубного пространства.

Оптимальная скорость восходящего потока может быть различной в зависимости от места проведения работ (высота над уровнем моря), типа бурового станка и буримой породы. Как показали исследования скорость в пределах 24-26 м/с является достаточной для выноса шлама при бурении пород с плотностью 2,5-2,7 т/м³. Однако, чем больше плотность породы, тем выше должна

быть величина скорости. Кроме того, давление потока оказывают влияние на глубину скважины, температура, влажность воздуха и бурового става, утечки воздуха в линии и технического состояния компрессора. Скорость восходящего потока может быть выражена:

$$V = \frac{Q}{0,785(D_{\text{дол}}^2 - D_{\text{шт}}^2)}$$

где: Q — производительность компрессора, м³/мин;
 $D_{\text{дол}}$ — диаметр долота (скважины), м;
 $D_{\text{шт}}$ — диаметр штанги, м.

Условия $\sum_{i=1}^k \frac{n_i}{n} = 1$, общее для различных законов распределения, следовательно $s = 1+L$, тогда $r = k-L-1$.
Для экспоненциального закона распределения

$$\left(\sum_{i=1}^k x_i \frac{n_i}{n} = m_x \right), L = 1$$

Пользуясь таблицей [1] (приложение П4) можно для полученных значений « χ^2 » и числа степеней свободы « r » найти вероятность того, что величина, распределённая по закону « χ^2 » превзойдёт соответствующее значение.

Согласно таблицы [1] (приложение П4) для $\chi^2 = 1,96$ и $r = 3$ $p > 0,5$. Полученная вероятность не является малой, поэтому гипотезу о том, что случайные значения времени безотказной работы экскаватора типа ЭКГ-15 распределены по экспоненциальному закону, можно считать правдоподобной.

Таким образом, в результате обработки исходной статистической информации о безотказности экскаватора ЭКГ-15, представленные в виде статистического ряда (табл. 1) установлены: средняя наработка на отказ экскаватора $T_0 = m_p = 22,017$ ч, вид закона распределения непрерывной случайной величины t

$$f(t_p) = 0,04542 e^{-0,04542 t_p}$$

аналитическое выражение для определения вероятности безотказной работы экскаватора

$$P(t) = e^{-\frac{t_p}{m_p}} = e^{-0,04542 t_p}$$

где t_p — текущая наработка экскаватора с момента последнего ремонтного воздействия.

Анализируя причины остановок экскаватора для ремонта в период хронометражных наблюдений 205 случайных значений времени безотказной работы экскаватора было установлено:

- остановок по ремонту электрооборудования — 144, что составляет 70% от числа всех остановок, затраченном на ремонт — 738, 18 от всего времени ремонта экскаватора за выбранный период);

- остановок по ремонту механического оборудования — 61. Что составляет 30% от числа всех остановок, затраченном на ремонт 840,89 от всего времени ремонта экскаватора за выбранный период).

По данным анализа среднее время наработки электрооборудования $T_{вэ} = 5,13$ ч, механического оборудования $T_{вм} = 13,78$ ч; при общем среднее время восстановления $T_v = 7,7$ ч.

В результате обработки исходной статистической информации о надёжности экскаватора построена экспоненциальная модель, несмотря на удобство лишь приблизительно характеризует эксплуатационные свойства объекта исследования, так как не описывает отказы экскаватора в общем.

Необходим анализ моделей надёжности узлов экскаватора.

Существование двух и более моделей выполнить более глубокий разносторонний качественный и количественный анализ свойств надёжности.

На основе выше указанного приходим к следующим выводам:

- необходимо более глубокое детальное изучение причин простоев экскаваторов;
- необходимо внедрение нового способа статистического анализа данных для получения более полной информации по узлам экскаватора.

По полученным данным необходимо разработать технологические указания по улучшению и планированию ремонтов и сроков межремонтного обслуживания.

Список литературы:

1. Солод В.И., Гетопанов В.Н., Шпильберг И.Л. Надёжность машин и комплексов. — М. МГИ 1972 г.

Повышение износостойкости бурового инструмента

УДК 622.233

© С.К. Рубцов, И.П. Бирик, А.Г. Шлыков 2001

С.К. Рубцов, начальник лаборатории, докт. техн. наук МАН ВНИПИпромтехнологии, И.П. Бирик, зам. главного инженера рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, А.Г. Шлыков, старший научный сотрудник, канд. техн. наук ВНИПИпромтехнологии

Анализ буровых работ показывает, что одной из причин повышенного износа шарошечного долота и штанг является недостаточная скорость восходящего потока, которая определяется плотностью буримой породы, размером частиц выносимого шлама, а также производительностью компрессора и площадью затрубного пространства.

Оптимальная скорость восходящего потока может быть различной в зависимости от места проведения работ (высота над уровнем моря), типа бурового станка и буримой породы. Как показали исследования скорость в пределах 24-26 м/с является достаточной для выноса шлама при бурении пород с плотностью 2,5-2,7 т/м³. Однако, чем больше плотность породы, тем выше должна

быть величина скорости. Кроме того, на скорость восходящего потока оказывают влияние такие факторы, как глубина скважины, температура, влажность, диаметр долота и бурового става, утечки воздуха из компрессионной линии и технического состояния компрессора. Её скорость восходящего потока может быть выражена:

$$V = \frac{Q}{0,785(D_{\text{дол}}^2 - D_{\text{шт}}^2)}, \text{ м/с}$$

где: Q — производительность компрессора,

$D_{\text{дол}}$ — диаметр долота (скважины), м;

$D_{\text{шт}}$ — диаметр штанги, м.

Т а б л и ц а 1
Расчетная скорость восходящего потока для различных долот и диаметра штанг

Диаметр штанги, мм	Скорость восходящего потока, м/с	
	для долот Ø 215,9 мм	для долот Ø 244,5 мм
180	37,8	19,4*
	47,7	24,4
190	51,2	22,3
	64,6	28,3
200	80,7	26,7
	101,9	33,7

* В числителе значения для $Q=0,42 \text{ м}^3/\text{с}$,
в знаменателе для $Q=0,53 \text{ м}^3/\text{с}$

Расчетная скорость восходящего потока для различных долот и диаметра штанг, применяемых при бурении взрывных скважин на карьере Мурунтау при использовании компрессоров с производительностью $Q=0,42$ и $Q=0,53 \text{ м}^3/\text{с}$, представлена в табл. 1.

Из приведенных данных следует, что при использовании штанг Ø180 мм для долот Ø215 мм и штанг Ø200 мм для долот Ø244,5 мм обеспечивается достаточная для выноса бурового шлама скорость восходящего потока. Исследованиями установлена эмпирическая зависимость диаметра штанги от диаметра долота $D_{шт}=(0,75-0,8) \cdot D_{дол}$. При таком соотношении диаметров штанги и долота, при использовании компрессоров производительностью 0,42-0,53 $\text{м}^3/\text{с}$ обеспечивается необходимая для выноса шлама скорость восходящего потока и скорость бурения. Для увеличения скорости потока и, соответственно, производительности бурения в настоящее время на буровых станках СБШ-250 МН произведена замена компрессоров с производительностью 25 $\text{м}^3/\text{мин}$. на компрессора с производительностью 32 $\text{м}^3/\text{мин}$.

Буровой став вследствие воздействия абразивной среды от выносимого бурового шлама из скважины и касания штанг о ее стенки изнашивается по наружному диаметру. В процессе работы (после наработки 5-6 тыс. п.м.) износостойкость штанг падает, причем наибольшему износу подвержена первая штанга, особенно ее ниж-



няя часть, находящаяся в постоянном контакте со стенками скважины при бурении (рисунок).

Исследования пока става также изнашиваются долговечностью обладают пели и муфты, которые в 1 заменяются. Резьбовое соеди ги и муфты второй штанги строя. Происходит смятие ре ля, а также износ лысок от м свинчиванию и развинчивани чением износа штанги ско уменьшается. Значения ско при бурении скважин диамет ний штанг диаметром 200 мм износа приведены в табл. 2.

Из приведенных дан ии на станке компрессора $\text{м}^3/\text{с}$ (25 $\text{м}^3/\text{мин}$) и износе шта 190 мм) скорость восходящего вает надлежащего выноса бур к снижению скорости бурения ки, укомплектованные компре стью 0,53 $\text{м}^3/\text{с}$ (32 $\text{м}^3/\text{мин}$), о для выноса шлама скорость вс носе штанги на 20 мм по диа дается падение скорости бурев штанги в связи со значительны ее стенки.

Эффективность работы гом определяется работоспособ долота. В процессе работы они ным динамическим нагрузкам ному износу, следствием чего ходки на долото и срока службы бов, способствующих повыше рошечных долот и производе ся применение различных до (маслоотражательные втулки, обратные клапаны, стабилизатор.).

Маслоотражательных вт отделения масла из продуж воздушной смеси) и направлени чении компрессора поток сжатос сеянными в нем частицами мас дает на коническую поверхность на стенки ниппельной полости часть потока воздуха поступают в опоры шарошек, смазывая и ох воздух, отражаясь от стенок нип окна втулки и центральное сопло. Помимо функции отделения мас увеличения перепада давления на тем самым, увеличения расхода способствуе охлаждению подш нию их зашламовывания. Долота ми втулками целесообразно пр скважин в необходимых поро когда долота выходят из строя все тов опор шарошек. Опытно-про мали, что одна втулка из полиам менее чем с 5 долотами, из метал долотами, применение маслоотр

лично стойкость долота и механической скорости бурения на 15-20%.

на забое ухудшает условия работы долота и транспортирования продуктов разрушения на поверхность. В процессе бурения происходит засорение опор долота, интенсивный износ подшипников и кливование шарошек. Установлено, что очистка забоя воздушно-водяной смесью снижает стойкость шарошечных долот до 50%. Од из способов увеличения производительности бурения и стойкости долот станков СБШ-МН является совершенствование системы пылеподавления и очистки долот от продуктов разрушения. Это можно достигнуть путем регулируемой подачи воды и сжатого воздуха по ровному ставу, либо разделением воздушной смеси непосредственно над долотом, когда воздух, проходя через опоры долот,

Т а б л и ц а 2
Значения скорости восходящего потока при бурении скважин диаметром 244,5 мм и использовании штанг диаметром 200 мм при различной величине их износа

	Скорость восходящего потока, м/с	
	при компрессоре с $Q = 0.42 \text{ м}^3/\text{с}$	при компрессоре с $Q = 0.53 \text{ м}^3/\text{с}$
Штанга не изношена	26,7	33,7
Штанга изношена на 5 мм	24,4	30,7
Штанга изношена на 10 мм	22,4	28,2
Штанга изношена на 20 мм	19,4	24,4

Шайбы дополнительные предназначены для повышения величины перепада давления. Они применяются совместно с маслоотражательными втулками. Рациональный внутренний диаметр шайбы в конкретных условиях бурения должен обеспечивать перепад давления на долоте 0,14-0,16 МПа. Проходка на долота, отработанные с шайбами дополнительными, увеличилась до 15%, при этом наибольший эффект достигается при бурении обводненных пород.

Для защиты опор шарошечных долот от зашламовывания при наращивании бурового става и аварийных остановках в основном используются обратные клапаны различных конструкций (накладные, ввертные, комбинированные), отличающиеся степенью эффективности их применения для различных условий бурения. Наибольший эффект достигается при бурении скважин в обводненных породах и при бурении с воздушно-водяной смесью. Обратные клапаны при остановке бурения герметично разобщают ниппельную полость долота и полость буровых штанг. Отсеченный при закрытии клапана объем сжатого воздуха в ниппельной части препятствует попаданию шлама в опоры шарошек через зазоры между торцами шарошки и цапфы, а также в ниппельную полость и каналы в лапе через центральное сопло. Применение обратных клапанов позволило увеличить проходку на долото в среднем до 15%.

С целью повышения срока службы шарошечных долот и интенсификации процесса бурения применяются наддолотные стабилизаторы, устанавливаемые между долотом и штангой. Выполненные по наружному диаметру в размер долота и, обладая высокой сопротивляемостью истиранию, они эффективно замедляют износ козырьков лап долота, а также низа буровых штанг. Испытания стабилизаторов, изготовленных ЗАО «Сталь-Трест» на карьере показали, что проходка на долото увеличивается в среднем до 25%, а срок службы штанг в 1,5 раза. Кроме того, при использовании стабилизаторов снижаются динамические нагрузки, что приводит к уменьшению вибраций в кабине машиниста, обеспечивая более комфортные условия труда оператору, повышению надежности узлов станка, снижению аварийных простоев и, соответственно, повышению производительности бурения.

На отечественных станках наибольшее распространение получило пылеподавление воздушно-водяной смесью. Наряду с очевидными преимуществами этот способ имеет существенные недостатки. Наличие шлама

очищает забой скважины, а вода, выбрасываемая в трубное пространство на некотором расстоянии от долота, осуществляет пылеподавление продуктов разрушения. В первом случае, из-за сложности изготовления ровного става, с размещением внутри штанги дополнительной трубы для подачи воздуха, а также стыков штанг в процессе наращивания и обеспечения герметичности не позволяет осуществить его внедрение на карьерах. Более просты в изготовлении и надежны в работе наддолотные влагоотделители (сепараторы), устанавливаемые вместо переходника между долотом и штангой. Принцип их работы основан на разделении водной воздушной смеси над долотом. Применение влагоотделителей позволяет сократить расход воды на продув скважины без снижения эффективности пылеподавления интенсифицировать процесс бурения и увеличить стойкость долот. Промышленные испытания влагоотделителей в количестве 30 шт. при бурении пород различной крепости долотами 244,5 мм, показали, что стойкость долота увеличилась в среднем до 20%, а производительность бурения на 10-15%.

Опыт эксплуатации шарошечных долот при бурении абразивных пород показывает, что основной причиной выхода их из строя является износ козырьков лап приводящий к обнажению и разрушению роликов и заклиниванию подшипников. Одним из наиболее приемлемых в производственных условиях способов повышения износостойкости долот, не требующих специального оборудования, является наплавка козырьков лап твердосплавным материалом. Такая наплавка выполняется вручную с помощью газовой горелки. Температура нагрева 600°C . В качестве флюса используется обезвоженная борная кислота мелкого помола, прокаленная до температуры 580°C . Применение данной технологии позволяет повысить проходку на долото в среднем на до 20%.

Таким образом, одной из причин износа долота и штанг является недостаточная скорость восходящего потока для выноса бурового шлама. Оснащение станков компрессорами производительностью $32 \text{ м}^3/\text{мин}$ обеспечивает достаточную для удаления буровой мелочи скорость восходящего потока. Использование специальных дополнительных устройств: маслоотражательных втулок, шайб дополнительных, обратных клапанов, стабилизаторов, влагоотделителей и др., а также наплавка козырьков лап твердосплавным материалом позволяет увеличить стойкость долот на 15-20%.

Крутонаклонный межуступный перегружатель

УДК 622.233

© У.Ю. Давронбеков, Е.Д. Ларионов, А.Р. Кабиров

У.Ю. Давронбеков, канд. техн. наук НавГГИ,
Е.Д. Ларионов, начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК,
А.Р. Кабиров, горный инженер ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Одно из основных направлений технического прогресса при разработке глубоких карьеров – внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) при ведении горных работ с использованием комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта. При общей тенденции увеличения удельного веса конвейеров в транспортных схемах карьеров все больший интерес вызывают передвижные конвейеры для транспортирования насыпных грузов с углами наклона, превышающими угол естественного откоса транспортируемого материала. Эффективность таких конвейеров по сравнению с традиционными достигается за счет сокращения расстояния транспортирования и отсутствия горно-капитальных работ внутри карьера.

Специалистами Навоийского горно-металлургического комбината и Проектно-изыскательского бюро «НЕРУДПРОЕКТ» разработан крутонаклонный межуступный перегружатель (МП) и передвижной дробильно-перегрузочный пункт (ПДПП) для опытно-промышленного мобильного дробильно-перегрузочного комплекса.

МП является крутонаклонным конвейером, предназначенным для подъема горной массы на уступ высотой 30 м с производительностью 2000 м³/час. Конвейер состоит из грузонесущей и прижимной лент (рис. 1), что обеспечивает возможность транспортирования груза под углом 40° к горизонту. Ленты имеют индивидуальный привод. Синхронность движения ленты контролируется датчиками скорости и обеспечивается автоматически за счет изменения электромеханической характеристики двигателей привода прижимной ленты. Рабочая ветвь грузонесущей ленты движется по жестким трехроликовым опорам, причем каждый ролик на них снабжен храповым механизмом, обеспечивающий односторонность его вращения. Такая конструкция предотвращает сползание грузовой ветви вниз при порыве конвейерной ленты. Удерживание холостых ветвей грузонесущей и прижимной лент от падения вниз обеспечивается двумя ловителями лент клиново-

го типа. Для недопущения схода ленты вбок грузовой ветви предусмотрена установка направляющих роликоопор флюгерного типа. В зоне на конвейере установлены трехроликовые ролики гирляндного типа с амортизаторами, причем ролики обмотаны резиной. Холостые ветви грузонесущей и прижимной лент движутся по V-образным двухролическим опорам жесткого типа. Поджатие прижимной грузонесущей обеспечивается за счет веса кареток. Каждая прижимная каретка представляет собой конструкцию, состоящую из трех балансирующих балок, в концах которых установлены обрешиненные балансирующие балки, выполненные в виде коробов с роликами, которые используются для укладки в них груза, увеличивающего массу первых. Натяжка лент осуществляется гидравлическими натяжными устройствами. Управление которыми осуществляется с поста, расположенного на натяжном устройстве. Конвейер содержит 11 барабанов. Первый барабан грузонесущей ленты (Ø 1250 мм) и приводной барабан прижимной ленты (Ø 1250 мм) обмотаны резиной. Отклоняющие барабаны (Ø 630 мм, 3 шт.) снабжены гидравлическими приводами и регулируются винтами. Для очистки рабочей поверхности ленты от груза установлены две натяжных и отклоняющих барабана на конвейере установлены скребки. На конвейере также установлены датчики: схода, натяжения ленты, наполнения карет, а также кабель-тросовые переключатели, индикация которых передана в кабину управления.

Ходовое оборудование состоит из двух гусеничных ходов. При переводе МП в транспортное положение гусеничные ходы присоединяются к его базе с помощью замков, фиксируемых болтами и клином. Монтаж гусеничных тележек производится с помощью подъемного крана с подъемностью более 60 т. Управление ходовым оборудованием осуществляется с выносного пульта оператором, идущим за двигателем перегружателя.

Для подготовки массы к транспортированию



Рис. 1. Поперечное сечение конвейера

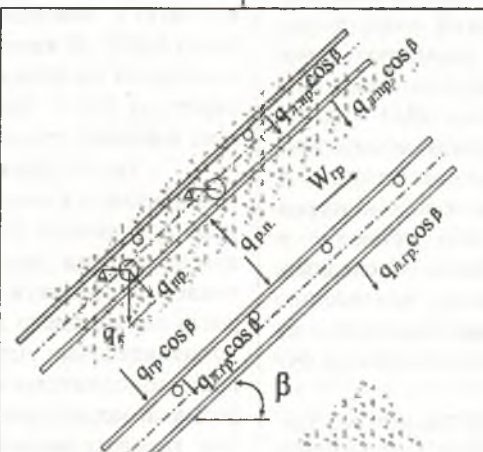


Рис. 2. Схема сил в междуленточном пространстве

пользуется ПДПП оснащенный шнекозубчатой, двухвальной дробилкой ДШЗ конструкции Новокраматорского Механического Завода (НКМЗ). Загрузка приемного бункера осуществляется двумя загрузочными ковшами вместимостью 80 м³. Автосамосвал разгружается в загрузочный ковш затем производится подъем ковша и опрокидывание его над бункером дробилки со скоростью, обеспечивающую номинальную загрузку дробилки. В это время заполняется горной массой второй ковш и в момент времени, необходимый для обеспечения непрерывности потока начинается его подъем.

Особенности расчета крутонаклонного конвейера заключается в том, что необходимо вычислить необходимое усилие прижатия слоя груза прижимными элементами. От правильности выбора веса прижимных элементов крутонаклонного конвейера во многом зависит его работоспособность. Расчетная схема для определения давлений действующих на ленты конвейера представлена на рис. 2.

Погонная нагрузка от распорного давления горной массы

$$q_{p.п.} = q_{p.п.с.} \cdot l_2 \cdot 0,75, \text{ Н/м}^2$$

где $q_{p.п.с.}$ - распорное давление при транспортировании сплошного грузопотока,

$$q_{p.п.с.} = \frac{\gamma R}{f} (\sin \beta - f \cdot \cos \beta) \cdot g, \text{ Н/м}^2$$

где γ - удельный вес горной массы

f - коэффициент трения горной массы о ленты, $f = 0,36$

R - гидравлический радиус поперечного сечения грузопотока

$$R = \frac{F}{P}$$

где F - площадь поперечного сечения грузопотока (см. рис. 2)

P - периметр сечения грузопотока.

Как показали лабораторные исследования и расчеты, для удержания между лентами прерывистого грузопотока требуется большее давление, чем при сплошном потоке. Поэтому для уточненных расчетов используется выражение для расчета распорного давления при транспортировании прерывистого давления

$$q_{p.п.пр.} = \left[\left(1 - \frac{X}{n} \right)^m \left(m \frac{q_{p.п.с.}}{n} - q \right) + q \right] \frac{h - x}{m}, \text{ Н/м}^2$$

где X - ордината наибольшего значения величины текущего распорного давления, м;

h - длина клинового шлейфа, м

m - коэффициент;

Величина h определяется из выражения

$$h = \frac{\omega_c}{\tan \beta_{кл}},$$

где ω_c - высота сечения грузопотока, м

$\beta_{кл}$ - угол клинового шлейфа

$X = 0,186h$

Величина коэффициента m определяется из выражения

$$m = \frac{2,67 \cdot h \cdot n}{\tan \beta_{кл}} - 1$$

где $n = 0,33$ коэффициент подвижности.

Значение q определяется по формуле

$$q = n \cdot \gamma \cdot (\sin \beta - f \cdot \cos \beta) \cdot g, \text{ Н/м}^2$$

Тогда нагрузка от распорного давления горной массы

$$q_{p.п.} = q_{p.п.пр.} \cdot l_2 \cdot 0,75$$

Погонная нагрузка от прижимного устройства

$$q_{пр} = K_{пр} (q_{p.п.} - q_{л.} \cdot l_2 \cdot g \cdot \cos \beta), \text{ Н/м}^2$$

где $K_{пр}$ - коэффициент запаса.

Прижимные катки установлены на конвейере через 1 м, поэтому суммарная масса двух боковых и одного центрального катка равна

$$M_k = \frac{q_{пр}}{\cos \beta \cdot g}, \text{ кг}$$

Поскольку $M_k = 2m_{к.б.} + m_{к.ц.}$, где $m_{к.б.}$, $m_{к.ц.}$ - массы бокового и центрального катков, а основная нагрузка приходится на боковые катки принимаем $m_{к.ц.} = 0,5m_{к.б.}$

Погонная нагрузка от массы прижимных катков

$$q_{п.к.} = 3 \cdot m_k \cdot g \cdot t_3, \text{ Н/м}$$

где m_k - масса катка, кг

t_3 - шаг установки катов на конвейере, м

Определение сопротивлений движению ленты в рабочем режиме определяется зависимостью

$$W_i^P = (q_{л.} + q_p + q_{п.п.} + q_{г.р.}) \cdot \omega \cdot l_i + (q_{л.} + q_{г.р.}) \cdot h_i, \text{ Н}$$

В рамках технического проекта произведены расчеты которые позволили определить линейные пара-

Т а б л и ц а
Технические характеристики МП и ПДПП

Наименование параметров	Ед. изм.	Значение
Межступенный перегружатель		
Производительность	м ³ /час	2000
Высота подъема	м	30
Угол наклона	град	40
Ширина ленты	мм	2000
Скорость ленты	м/с	2,5
Скорость передвижения	м/ч	360
Подводимое напряжение	кВ	6
Масса	т	360
Передвижной дробильно-перегрузочный пункт		
Производительность	м ³ /час	2000
Максимальный размер принимаемых кусков	мм	до 1200
Размер кусков дробленого продукта	мм	0-300
Число мест разгрузки	шт	2
Тип дробилки		ДШЗ
Полезная емкость ковша	м ³	80
Подводимое напряжение	кВ	6
Масса	т	550

метры конструкций, скорости исполнительных органов и мощность приводов МП и ПДПП (таблица). Проверка комплекса на устойчивость показала, что она статически уравновешена как в рабочем, так и в транспортном положении.

Предварительная проработка схем возможного размещения МП и ПДПП на бортах и в рудной зоне карьера показывает возможность существенного улучшения состояния горных работ за счет увеличения

площади рудной зоны и соответственно топливных запасов, а также темпов углубления сокращения плеча откатки горной массы.

Некоторые пути повышения надежности технологического транспорта

УДК 622.233

© Р.Б. Санакулов, И.Ш. Аблаев

Р.Б. Санакулов, зам. директора Центрального РУ НГМК,
И.Ш. Аблаев, зам. начальника УАТ Центрального РУ НГМК

Работа технологического транспорта в карьере Мурунтау характеризуется сочетанием тяжелых климатических горно-технических условий (высокая температура окружающего воздуха, запыленность атмосферы карьера, большая глубина и т.д.), что отрицательно сказывается на надежности эксплуатируемой техники и предъявляет повышенные требования к температурному режиму работы двигателя, очистке воздуха поступающего в цилиндры.

Для повышения эффективности работы карьерной техники в таких условиях требуется особый технический подход, который заключается в тщательном учете и анализе неисправностей, контроле качества эксплуатационных материалов, систематической диагностике и выработке по их результатам дополнительных мер, не предусмотренных изготовителями, такой подход позволил специалистам УАТ решить также ряд проблем, связанных с ее конструктивными особенностями.

Одной из названных проблем, над которой работали наши специалисты, была поломка колец и интенсивный износ гильз двигателей КАТ-3512.

Предельный износ гильз и поломка на первых двигателях наступала уже при наработке 5600-8000 часов. Осмотр состояния гильз и колец, первых вышедших из строя двигателей, исключил предположения о случайном характере поломок. Тщательное изучение состояния отработавшего масла, осмотр впускных трактов указывал, что одной из причин интенсивного износа является систематическое попадание пыли в цилиндры. Было установлено, что причиной этого является разгерметизация в процессе работы дюритовых соединений, а также небоснованно частые обслуживания воздушных фильтров. Эти обслуживания были вызваны тем, что электронная сигнализация аварийной засоренности фильтров, при срабатывании которой согласно технических условий изготовителя необходимо провести их очистку или смену, более чем в 60% случаев давала ложную информацию, т.е. срабатывала когда еще уровень засоренности находился значительно ниже максимально допустимого.

Анализ режимов работы двигателей, температур в цилиндрах и изучение их с интенсивностью износа и поломки колец, позволило установить, что другой причиной является коррозионный износ. Как известно коррозионный износ вызван наличием серы в топливе и зависит от ее содержания и температуры цилиндра, чему соответствовали зарегистрированные у нас факты более час-

тых поломок у цилиндров, имеющихся в течение периода работы более низкую температуру. Кроме этого, поломки у определенных номеров цилиндров и другие факты указывали на существование фактора, оказывающего влияние на износ.

На основании полученных результатов работ комплекс мер, направленных на снижение интенсивности износа:

- систематическая проверка на герметичность впускного тракта по разработанной нами методике;
- плановые через 1000 часов испытания для постоянного контроля режимов его работы для своевременного обнаружения и устранения неисправностей, в том числе вызывающих снижение температуры и неравномерность их работы;
- уменьшение по отношению к техническим условиям предела допускаемой разницы температур в цилиндрах;
- снижение доли использования высококалорийного топлива.

Внедрение этих мероприятий, а также изготовление обнаруженных конструктивных изменений позволило значительно снизить износ гильз и поломки колец, обеспечить наработку двигателей до переборки по этой причине в среднем с 8357 до 17045 часов.

В настоящее время предпринимаются следующие шаги в этом направлении. Определен срок работы фильтров и увеличена на основе периодичности их обслуживания, чисто с 2500 до 3000 часов. Дополнительно снижено количество необходимых чисток за счет разработки и внедрения проверки достоверности срабатываний системы сигнализации аварийной засоренности, а также внедрения изготовителем модернизации этой системы. По нашим оценкам это позволит увеличить наработку поршневой группы еще на 1500-3000 часов до 18500-20000 часов.

Нашими специалистами ведутся и другие работы, направленные на повышение ресурса и эффективности двигателей и самосвалов в целом. К этому следует отнести, прежде всего, определение объективной единицы измерения интервалов

технических обслуживаний и других регламентных работ. До настоящего времени в качестве такой единицы использовалось время, т.е. наработка в часах. Проведенные нами исследования показали, что при работе самосвалов в глубоких карьерах, к которым относится наш карьер, режим работы и нагрузки в зависимости от характеристик маршрутов движения, таких как величина уклонов дорог, расстояние откатки, значительно отличаются друг от друга. Это обуславливает соответствующую разницу и в интенсивности износа и старения материалов и агрегатов. Поэтому, за одно и то же время работы самосвала, величины общего износа агрегатов и степени срабатывания эксплуатационных материалов значительно отличаются. Соответственно, при проведении технических обслуживаний и других регламентных работ по наработке, в одних случаях, когда самосвал работал на легких маршрутах с небольшим расстоянием и уклонами, выработанный ресурс сменяемых материалов и обслуживаемых узлов находится значительно

ниже допускаемых пределов. В то же время при работе на маршрутах с большими уклонами и расстояниями он превышает эти пределы.

Нашими исследованиями установлено, что величиной, позволяющей обеспечить оптимальную периодичность проведения технических обслуживаний и других регламентных работ, является общая работа, выполненная самосвалом.

В настоящее время проводятся организационно-технические мероприятия по созданию системы ее оперативного вычисления и учета, определению формы, наиболее удобной в пользовании службами планирования и учета.

Это качественное изменение в определении периодичности обслуживаний позволит, по-нашему мнению, более рационально использовать эксплуатационные материалы, а также увеличить ходимость узлов и агрегатов и повысить эффективность самосвала в целом.

Зарубежный опыт конструирования и эксплуатации ленточных крутонаклонных конвейеров

УДК 622.233

© У.М. Абдуллаев 2001 г.

У.М. Абдуллаев, зам. главного инженера Центрального РУ НГМК

Одним из перспективных направлений развития транспорта на открытых горных работах является создание и использование в горной промышленности Узбекистана ленточных крутонаклонных конвейеров (КНК). Возможности КНК, а это в первую очередь более высокий угол наклона трассы к горизонту – до 50-60°, позволяющий в значительной мере сокращать расстояния транспортирования горной массы и уменьшить энергетические затраты, вполне смогут найти свое применение на крупнейших горных объектах открытой добычи, таких как карьер «Кальмакир» ОАО «Алмалыкский ГМК» и разрез «Ангренский» АО «Уголь», глубина которых превышает 350 и 280 м, соответственно.

Навоийским ГМК после тщательного изучения предложений компании «Интегра Групп ЛТД» в мае т.г. было принято решение о реконструкции комплекса ЦПТ карьера «Мурунтау» на основе крутонаклонных конвейеров. На базе предложений специалистов комбината, института «УкрНИИпроект» и компании «Ховард Трейдинг Инк» (США-Украина), предусматривающий использование создаваемого мобильного дробильно-перегрузочного комплекса (МДПК) для приближения мест перегрузки к горным работам и отработки принципиально новых технических решений для поточного звена ЦПТ в условиях многократного роста интенсивности ведения горных работ в стесненных условиях.

Думается предлагаемый обзор имеющегося зарубежного опыта конструирования и применения ленточных КНК заинтересует специалистов, занимающихся проблемой выбора эффективного вида транспорта в условиях действующих карьеров со сложными горнотехни-

ческими условиями разработки и ухудшающими технико-экономическими показателями горных работ в связи с ростом глубины разработок.

Ленточные КНК по конструктивным признакам можно разделить на три основных типа: трубчатые конвейеры; двухленточные конвейеры типа «сэндвич» с прижимной лентой; конвейеры, имеющие ленту с поперечными перегородками (карманами) и гофрированными бортами. Эти три типа конвейеров получили наибольшее распространение в мире [1].

Характерным конструктивным признаком трубчатых КНК является лента конвейера, свернутая в поперечном сечении в форме петли, кольца и т.д. Форма поперечного сечения, как правило, поддерживается роликоопорами, располагающимися вокруг свернутой ленты. Таким является конвейер фирмы «Джапан Пайп Конвейер» (Япония). Привод и натяжение ленты осуществляются обычным способом – концевыми барабанами, где лента развернута в плоскость. На линейном участке лента имеет трубчатое сечение. Ее борта нахлестнуты друг на друга и образуют трубу. На линейном участке форма поперечного сечения поддерживается группами роликоопор (по 6 шт.), расположенными вокруг ленты в виде шестиугольника. Загрузка трубчатого конвейера производится аналогично обычному ленточному конвейеру около концевой барабана, на участке перехода ленты из плоского состояния в трубчатое. Разгрузка осуществляется на концевом барабане как у обычного ленточного конвейера. На обратной ветви лента также свернута в форму трубы. Стандартный диаметр свернутой в трубу ленты – от 100 до 850 мм. Это в 3 раза меньше ширины

обычного ленточного конвейера, равной производительности. Для транспортирования используется до 75% поперечного сечения трубы, что соответствует максимальному размеру транспортируемых кусков - до 1/3 диаметра. При уменьшении степени загрузки возможно транспортирование кусков размером до 2/3 диаметра трубы. Угол наклона конвейера составляет 30° , с перегородками внутри ленты - до 50° . Скорость движения ленты - до 5 м/с. При длине конвейера до 1 км применяются ленты с нейлоновыми прокладками, при большей длине - резиновых. Конвейер используется для транспортирования кусковых, сыпучих материалов, пульпы, цементного раствора.

Наиболее крупный из трубчатых конвейеров длиной 435 м имеет производительность 300 т/ч при скорости движения 3,3 м/с и диаметре трубы 700 мм. Трубчатые КНК имеют ряд преимуществ:

- возможность транспортирования груза в обратном направлении, поскольку обратная ветвь ленты также свернута в трубу. Трубчатая форма холостой ветви исключает просыпание налипшего материала в подконвейерное пространство;

- меньший расход металла, поскольку повышенная жесткость трубчатой ленты позволяет устанавливать поддерживающие ролики значительно реже;

- возможность поворота трассы с относительно малым радиусом, что позволяет по огибающей линии вписывать трассу конвейера в сложный, например, горный рельеф, избегая строительства дорогостоящих искусственных сооружений (эстакад, тоннелей);

- герметичность груза внутри ленты исключает загрязнение окружающей среды и предохраняет груз от атмосферных воздействий;

- возможность применения известных способов очистки конвейерной ленты, так как используются гладкие ленты.

Разработкой и производством аналогичных конвейеров с замкнутой в поперечном сечении лентой занимаются фирмы «Континентал АГ», «Везерхютте» (ФРГ), «Гудиар» (США), «Телебанд Жимар» (Франция) и др. [2].

Горное бюро США в середине 80-х годов проводило независимые исследования по технико-экономической оценке способов крутонаклонного подъема. Были исследованы возможности КНК различных конструкций в сравнении с традиционно применяемыми в горной промышленности подъемниками: скиповыми, цепными ковшовыми элеваторами, шнековыми конвейерами, пульповодами и т. д. Результаты исследований показали, что в наибольшей степени требованиям крутонаклонного транспортирования для горной промышленности отвечают двухленточные конвейеры типа «сэндвич» с принудительным прижатием верхней ленты.

Наибольших успехов в развитии этого типа конвейеров достигла фирма «Континентал» (США). Созданный ею конвейер имеет две стандартные гладкие ленты, между которыми располагается транспортируемый материал. Нижняя лента является несущей и опирается на поддерживающие роликоопоры, образующие желоб. Она выполняет также тяговую функцию. Верхняя лента прижимает транспортируемый груз к нижней и удерживает

его от сползания по ленте вниз. Прижатие может осуществляться под действием собственного веса ленты специальными пружинными роликами или пневматическим способом. Как правило, прижимная лента имеет привода, перемещается с той же скоростью, что и нижняя лента.

Впервые двухленточный конвейер был создан в 1953 г. фирмой «Лаухаммер» (ФРГ). Конвейер был оборудован нижней лентой шириной 1000 мм и верхней лентой-сеткой. Скорость движения лент составляет 3,3 м/с, производительность - 1080 т/ч. Материал транспортировался под углом 36° к горизонту.

В начале 80-х годов фирма «Континентал» значительно усовершенствовала конструкцию двухленточного конвейера, обеспечив возможность транспортирования материала под углом до 60° и более. Опытная промышленная установка с 1983 г. работает на угольном разрезе «Виндфильд» в штате Алабама (США). Производительность установки при угле наклона 60° достигает 3000 т/ч. С уменьшением угла производительность растет. Ширина ленты составляет 1520 мм, скорость движения - 6 м/с, высота подъема материала - 20 м. Конвейер способен транспортировать как сухой, так и влажный уголь. Крупность транспортируемой горной массы - до 165 мм.

В настоящее время двухленточные конвейеры фирмы «Континентал» успешно эксплуатируются на горнодобывающих предприятиях США и Европы. Более крупная установка была поставлена в Югославию для использования на меднорудном карьере «Майек», в начале 90-х годов. Производительность ее составляет 4,4 тыс. т/ч медной руды, угол подъема - $35,5^\circ$, высота подъема - 93,5 м, ширина ленты - 2000 мм, скорость движения - 2,67 м/с. Максимальный размер транспортируемой руды - 250 мм. Конвейер применяется в циклично-поточной технологии как часть системы сборных и передаточных конвейеров от дробильной установки, расположенной в карьере, до обогащательной фабрики.

По мнению специалистов фирмы «Континентал» двухленточные конвейеры при ширине ленты до 3 м и угле наклона 60° способны транспортировать до 10 тыс. т/ч песка, гравия или других сыпучих материалов. При использовании же резиновых лент высота подъема горной массы может достигать 500 м.

Основными достоинствами двухленточных конвейеров являются:

- возможность транспортирования грузов под углом до 90° ;

- герметичность груза внутри лент; возможность применения одного конвейерного става при перемещении материала по профилю транспортирования, когда прижимная лента устанавливается только на круто-наклонном участке;

- возможность использования электродвигателей пониженной мощности, поскольку передача тяговых усилий осуществляется через 2 контура;

- высокая технологичность в производстве, поскольку применяются стандартные гладкие ленты и новые узлы обычных ленточных конвейеров.

Третий, широко распространенный, тип КНК - конвейеры, снабженные лентами с поперечными ребрами жесткости.

или перегородками, препятствующими продольному сползанию груза на ленте вниз. Конвейеры с рифлеными лентами обеспечивают подъем материала за счет повышения сил трения груза о ленту путем оборудования лент рифами различного рисунка. Рифление выполняется на рабочей обкладке ленты в виде выступов высотой 5-40 мм разнообразного профиля. Каждому виду транспортируемого материала соответствует свой оптимальный рисунок профиля. Для увеличения срока службы ленты иногда предусматриваются облицовочные плиты со специальными прокладками. Угол наклона таких конвейеров обычно не превышает $22-25^{\circ}$. Транспортируемый материал может включать отдельные куски крупностью до 200-250 мм. Более крупные куски горной массы не удерживаются рифами на ленте и скользят по ней. Конвейеры, оборудованные лентами с рифленой поверхностью, полностью унифицированы с традиционными ленточными конвейерами и обычно не требуют дополнительных средств на их эксплуатацию. Недостатками таких конвейеров являются сложности при очистке рабочей поверхности ленты от налипания (намерзания) материала, а также повышенный износ роликов хвостовой ветви конвейера и возможные просыпы. Для предотвращения просыпей вдоль всего става используют переворот холостой ветви ленты.

За рубежом ленты с рифленой поверхностью выпускают фирмы «Континентал АГ» (ФРГ), «Данлоп» и «Фоурвейс Инженер» (Великобритания), «Магалди» (Италия) и др.

Фирма «Континентал АГ» выпускает ленты с рисунком «елочка» с наклонными рифами, с одним или двумя клиновидными выступами на рабочей поверхности. Ширина выпускаемых лент составляет от 1000 до 2800 мм, угол наклона конвейера при трехроликовых опорах - до 30° .

На горнорудных предприятиях мира также применяются КНК с поперечными перегородками или «карманами». Наибольшую известность получили конвейеры системы «Флексовелл» фирмы «Конрад Шольц АГ», которые с начала 80-х годов используются на некоторых горных предприятиях США. Система «Флексовелл» в технических каталогах некоторых стран имеет несколько разновидностей: «Флексолифт» (рис. 1), «Флексофаст», «Флексотурн», «Покерлифт» (рис. 2) и др.



Рис. 1. Общий вид конвейера типа «Флексолифт» производства «Метсо Сведала»



Рис. 2. S-образная система конвейера карманного типа

Конвейерная лента «Флексовелл» имеет белинговую основу с армированием в виде сетки из стального корда. Это обеспечивает поперечную жесткость ленты, что важно при значительной ширине ленты, и продольную гибкость, необходимую для огибания концевых барабанов или отклоняющих роликов. Горизонтальная устойчивость достигается за счет поперечных планок (перегородок) различной формы в зависимости от конкретных условий, вида груза и угла подъема горной массы. По краям ленты на всей ее длине имеются привулканизированные к ней волнообразные резиновые борта. Между бортами к ленте и бортам прикреплены жесткие перегородки. Гофрированные борта ленты распрямляются при огибании обводных барабанов и при подъеме препятствуют ссыпанию материала с ленты, а поперечные перегородки не позволяют транспортируемому материалу сползть вдоль ленты. Загрузочная секция такого конвейера располагается на горизонтальном участке. Далее трасса конвейера делает плавный поворот и выходит на крутонаклонный участок, угол наклона которого может достигать 90° . Достигнув нужной отметки, трасса делает следующий поворот и переходит во второй горизонтальный участок, в конце которого разгружается конвейер. При пологом угле наклона трассы конвейер опирается на промежуточные опоры, при угле наклона свыше 70° промежуточных опор не требуется.

Первым большим успехом фирмы является установка конвейера «Флексовелл» на угольной шахте «Элсхарт Майн» (США). Здесь был использован вертикальный конвейер «Флексовелл» для доставки угля крупностью до 76 мм на поверхность. Производительность установки составляет 590 т/ч при ширине ленты 1,6 м, высота перегородок - 0,36 м, шаг перегородок - 0,33 м, высота гофрированного борта - 0,4 м. Высота подъема угля составляет 100 м. В 1985 г. фирма создала крутонаклонный конвейер повышенной пропускной способности - до 4 тыс. т/ч при скорости движения ленты 5 м/с. Угол подъема - до 90° . Конвейер предназначен для транспортирования руды крупностью до 400 мм (в этом случае скорость движения ленты 3 м/с).

Высота транспортирования конвейерами «Флексовелл» определяется разрывной прочностью ленты и степенью загрузки «карманов». Максимальная высота подъема может достигать 500 м при производительности до 2 тыс. т/ч и скорости до 8 м/с. При высоте подъема 30-50 м производительность может достигать 10 тыс. т/ч.

Конвейер «Флексовелл» является наиболее известным и типичным представителем КНК с поперечными перегородками и гофрированными бортами среди аналогов, выпускаемых также фирмами «Шольц ЕФС», «Хапман Конвейер» (США), «Доути Меко», «Намек» (Великобритания), «Бандабор» (Франция) и «Метсо Сведала» (Швеция). Принципиальные схемы конвейерных систем «Флексовелл» типа «Флексолифт» и «Покерлифт» производства шведского концерна «Метсо Сведала» представлены на рис. 3 и 4, соответственно.

Описанные выше КНК с перегородками обладают одним крупным недостатком: они пригодны транспортировать только нелипкий насыпной материал. Кроме того, конструкция поддерживающих элементов холостой ветви должна исключать малейшие отклонения ленты от

Одно из проектной траектории движения, в противном случае неизбежны столкновение перегородок ленты с опорами и порыв ленты.



Рис. 3. Принципиальная схема системы «Флексо-велл» типа «Флексолифт» и возможность различных комбинаций

Рис. 4. Принципиальная схема системы «Флексовелл» типа «Покерлифт» (карманного типа)

Наиболее перспективным направлением развития КНК является создание конвейеров, способных транспортировать недробленную горную массу. Такие конвейеры, обладая всеми преимуществами КНК, позволяют отказаться от первичного дробления в карьере, что значительно снизит затраты на добычу.

Для транспортирования крупнокускового материала под крутыми углами возможно использование конвейеров с подпорными элементами, которые могут быть выполнены как одно целое с лентой или устанавливаться на автономном тяговом органе, образующем второй контур конвейера, который движется над основным. Угол наклона таких конвейеров не превышает 50-60°.

В настоящее время на открытых горных работах мира широко применяется циклично-поточная технология добычи руд и скальных пород. Использование крутонаклонных конвейеров позволяет повысить эффективность схем ЦПТ и расширить область применения этой

технологии на карьерах глубиной 300-500 м и более. Так, например, использование КНК на одном из карьеров ЮАР дает снижение себестоимости транспортировки руды в 1,5 раза в сравнении с системой обычных конвейеров, а в сравнении с автотранспортом - в 10 раз.

Зарубежные фирмы выпускают также ряд межступенных карьерных перегружателей, обеспечивающих перемещение горной массы с нижележащего горизонта на вышележащий. Фирмой «Континентал» (США) создан передвижной модуль КНК длиной 35 м, шириной ленты 1500 мм и скоростью движения до 6,1 м/с, предназначенный для работы под углами 30-60°. Модуль может перемещаться на гусеничном, рельсовом или пневмоколесном ходу. Конвейер прошел испытания на добыче угля и обеспечил производительность 1350 т/ч. Максимальная расчетная производительность составляет 2700 т/ч.

Аналогичные конструкции выпускаются фирмами «Тиссен-Крупп» (ФРГ) и «Марион» (США) на базе КНК других типов.

Применение на карьерах крутонаклонных межступенных перегружателей позволяет значительно повысить гибкость и эффективность технологических схем разработки полезных ископаемых, в частности американские фирмы рекомендуют использование КНК в качестве сборочных подъемных конвейеров или порталных перегружателей, устанавливаемых на нерабочем борту карьера. Тем самым уменьшаются длина транспортных конвейерных линий и объем горных работ. Особенно это актуально при разработке карьеров глубиной свыше 300 м, к числу которых относятся карьеры приведенные в начале статьи.

Список литературы:

1. Подвицкий С.Н. и др. Техника и технология добычных руд за рубежом. М.: Недра. 1986 г.
2. Коташев А.А., Каледин А.В. Применение ленточных крутонаклонных конвейеров для транспортирования горной массы. Горный журнал № 5, 1990 г. с. 63.
3. Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом. Сборник научно-технических статей. Лукьянов А.Н., Кучерский Н.И., Тенков В.Н. и др. Основные положения технологической разработки карьера Мурунтау с использованием КНК. Ташкент. Фан. 1997 г., с. 162-173.

Разработка системы оценки и обеспечения качества функционирования горного производства

УДК 622.271

© Б.Р. Раимжанов, У. Инамов 2001 г.

Б.Р. Раимжанов, ректор НавГГИ, докт. техн. наук,
У. Инамов, канд. техн. наук АГТК

Рассматривая производственный процесс, необходимо исходить из системного подхода, т.е. рассматривать предприятие как целостную систему, состоящую из множества взаимосвязанных подсистем, например, «забой-экскаватор-оператор», каждая из которых выполняет определенную работу, необходимые для функционирования горного производства.

Очевидно, что системный подход к решению этих важных вопросов является наиболее всеобъемлющим и наиболее объективным. С точки зрения системных концепций производственный процесс представляет собой единство и взаимодействие трех элементов: предмет труда (забой), средства труда (экскаватор), исполнитель труда (оператор). Отсюда необходимость изучения взаи-

модействия этих элементов производственного процесса в пространстве и во времени на уровне первичной ячейки предприятия, то есть системы «забой-экскаватор-оператор» как подсистемы структуры производства. В зависимости от того, как оснащено техническими средствами для выполнения трудового процесса отдельная система «забой-экскаватор-оператор» и насколько эффективно используется средства производства, можно говорить об эффективности и техническом уровне подсистемы «забой-экскаватор-оператор» и предприятия в целом. В связи с этим, в качестве объекта исследования принята подсистема «забой-экскаватор-оператор», а также процесс, предполагающий постоянный контроль затрат на единицу конечного результата труда. Анализ

лиз существующих комплексных систем управления качеством продукции производств показывает, что несмотря на их большое количество и разнообразие, им присущи общие недостатки: ни одна из систем не является комплексной, поскольку в основном замыкаются на этапе производства, а этапы эксплуатации остаются вне рассмотрения; оценки качества не приведены к единому количественному критерию, а существующие коэффициенты качества труда и продукции недостаточно формализованы. Отсутствие комплексного изучения закономерностей взаимодействия человека с техническими средствами, предметом деятельности, и метода оценки их как подсистемы «забой-экскаватор-оператор», не позволяет полностью реализовать потенциальные возможности качества эксплуатации горного оборудования. Поэтому разработана методика оценки и обеспечения качества эксплуатации подсистемы «забой-экскаватор-оператор» в карьерах с целью повышения эффективности функционирования горного производства. Современное горное производство на карьерах представляет собой сложный комплекс разнообразных технологических процессов выемки, транспортирования, обогащения с соответствующим технологическим оборудованием. Процесс выемки характеризуется большим объемом вскрышных, добычных и ре-культивационных работ.

Успешное решение задач повышения эффективности горного производства предполагает постоянное совершенствование производственного процесса. Очень важно, чтобы этот процесс был целенаправленным, планируемым на основе достижений научно-технического прогресса. Это вызывает необходимость регулярного, объективного определения достигнутого технологического, технического и организационного уровня горного производства, что должно осуществляться не только качественной, но и выражаться количественной оценкой.

Ставится задача установления методов прямого регулирования параметров качества работ, качества продукции, затрат на обеспечение качества и методов косвенного регулирования через организационные стороны процесса управления качеством эксплуатации оборудования, совершенствование механизма учета, планирования и стимулирования в системе управления качеством продукции.

Анализ метода оценки функционирования горного оборудования и неоднородность требований, предъявляемых различными условиями эксплуатации подсистемы «забой-экскаватор-оператор», выявили необходимость их классификации для определения наиболее совершенной их структуры. Исследованиями классификаций подсистем «забой-экскаватор-оператор» установлено, что они охватывают большое число различных признаков. Отсутствует единый универсальный классификационный признак. Это заметно усложняет процесс анализа и синтеза подсистемы «забой-экскаватор-оператор».

На этой основе для структурообразования и классификации технологического процесса подсистемы «забой-экскаватор-оператор» принят единый функциональный классификационный признак, характеризующий выполнение основной функции в соответствии с их назначением. Использование функционального признака обуславливает выделение структурных элементов, т.е.

составных частей системы. В качестве структурных элементов выделены элементы, обуславливающие способность выполнения функциональных технологических процессов на примере выемки горной массы, т.е. своих функций в соответствии с их назначением. Поэтому определение структурных элементов подсистемы «забой-экскаватор-оператор» начинается с установления технологического процесса выемки горной массы. Технологический процесс выемки состоит из подготовки забоя к эксплуатации, процесса экскавации и процесса управления экскаватором.

Для определения комплексного показателя находят весомость уровней качества по единичным показателям в их совокупности и коэффициент участия каждого качества по единичным показателям, а затем комплексный показатель при наиболее удобном квадратичном суммировании.

Изложенная методика позволяет сравнивать натуральные, относительные, удельные показатели качества подсистемы «забой-экскаватор-оператор» с учетом вида связи между его элементами.

Преимуществом рекомендуемой формулы по сравнению с имеющимися является учет различных сочетаний многофакторных условий, значительно влияющих на работу экскаватора, которая позволяет повысить точность расчета норм производительности горного оборудования, а значит способствовать максимальной реализации уровня качества функционирования подсистемы «забой-экскаватор-оператор». Методика и результаты такой оценки способствуют определению параметров эксплуатации, обеспечивающих выбор рационального режима функционирования подсистемы «забой-экскаватор-оператор» в целом.

Процесс обеспечения качества адекватно отражает процесс управления качеством, важной особенностью которого является наличие обратной связи. В качестве инструмента обратной связи должны быть использованы затраты на качество, которые через службу управления качеством будут подавать сигнал о необходимости мер регулирующего воздействия. Регулирование общих затрат на обеспечение качества основано на оптимизации затрат по выполненным работам.

После оценки подсистемы «забой-экскаватор-оператор» отнесенные к категории «подлежащие рационализации» проводят анализ. Анализ дает информацию, в результате которой создается возможность на единой методологической основе более целенаправленно разрабатывать и осуществлять различные мероприятия с учетом величины расходуемых ресурсов на единицу конечного результата функционирования системы, обеспечивающие эффективность деятельности горного производства.

Определяют нормативные значения показателей анализа P_{ij} принятых в отрасли предприятия. Подсчитанные значения величины (q_{ij}) заносят в таблицу-матрицу.

Из всех столбцов матрицы выбирают минимальные значения удельных показателей и принимают их за нормативные значения q_{ijH}

$$Q_{ijH} = \min \{q_{ij}\}$$

$$L < i < m$$

Определяют уровень качества подсистемы «за-

$$K_1 = q_1 / q_2$$

Уровень качества подсистемы «забой-экскаватор-оператор» определяют по комплексному показателю.

Анализ функциональных элементов системы производится для систем «забой-экскаватор-оператор» одного функционального назначения.

Обеспечение качества в процессе эксплуатации системы «забой-экскаватор-оператор» - это управление и поддержание необходимого качества, системы, осуществляемые систематическим контролем и качеством экс-

плуатации, управления качеством. Подсистема по управлению качеством включает определенную политику в области качества продукции, проведение разработок и анализ затрат на обеспечение качества.

Обеспечение качества эксплуатации «забой-экскаватор-оператор» возможно при следующих условиях: обеспечение качества среды, предметов труда и исполнителей труда, обеспечение информации о качестве продукции. Особенности обеспечения информации о качестве продукции, особенности процесса обеспечения качества на этапе эксплуатации горного оборудования заключается в



плуатируемых элементов. Основные операции при управлении качеством на этапе эксплуатации сводятся к получению информации, ее обработке, принятию решения и выработке управляющих воздействий с контролем их действенности.

К основным процессам, являющимся объектами поддержания и контроля качества, относятся следующие: обеспечение качества и достаточности эксплуатационной и нормативной документации, а также выполнения установленных ею правил; обеспечения качества и достаточности средств диагностики и контроля технического состояния изделий; обеспечение качества и достаточности запасных частей и инструментов при организации технического обслуживания; планирования ремонтов, их подготовка и организация проведения; организация системы сбора, анализа и обработки информации о качестве эксплуатации.

Управление качеством продукции представляет совокупность административных и инженерных мер, направленных на обеспечение эксплуатации системы соответствующего качества (рисунок). Подсистема S_1 рассматривается как система с замкнутой связью, где операции по оценке и планированию качества продукции определяются требованиями потребителей. Подсистема S_2 является системой с замкнутой связью, где оценка и планирование качества продукции составляет основу для

обеспечения качества средств труда обусловлено качеством диагностирования, ремонта и обслуживания техники качества предметов труда - качеством подготовки забойщиков качества труда исполнителей - функционированием системы бездефектного труда, повышения квалификации стимулирования работников.

Процесс обеспечения качества эксплуатации горного оборудования включает следующий круг работ (укрупненно): оценка, контроль качества и технического состояния горного оборудования, документации на него; оценка, контроль качества ремонтов горного оборудования; оценка, контроль качества подготовленности забойщиков; оценка, контроль качества профессиональной подготовленности исполнителей труда; оценка качества функционирования системы «забой-экскаватор-оператор»; аттестация и сертификация системы «забой-экскаватор-оператор» горного производства.

Оценка выясняет обоснованность сложившегося положения, определяет возможность и целесообразность повышения эффективности подсистемы «забой-экскаватор-оператор». Тем самым формируется уровень требований, предъявляемых к подсистемам «забой-экскаватор-оператор» при оценке качества эксплуатации их, что в свою очередь, является основанием для разработки мероприятий по обеспечению рационального режима функционирования горного производства.

Зависимость себестоимости металла от величины потерь и разубоживания руды при разработке ценных труднодоступных месторождений

УДК 65.012.12 669...3

© С.Р. Алимходжаев 2001 г.

С.Р. Алимходжаев, канд. эконом. наук ТашГТУ

Одной из особенностей разработки высокогорных труднодоступных месторождений ценных руд является высокая стоимость транспортирования руды от карьера до существующих обогатительных фабрик, которая в несколько десятков раз превышает стоимость добычных работ. Это объясняется, прежде всего, удаленностью существующих обогатительных фабрик от подобных месторождений. Кроме того, незначительный запас и небольшой срок отработки месторождения, суровые климатические условия, сложный сильно расчлененный рельеф местности, значительно увеличивают стоимость 1 т перевозки руды. Высокая стоимость транспортирования полезных ископаемых диктует предъявление повышенного требования к качеству товарных руд. Качество руд на открытых горных работах снижается главным образом как при ведении горных работ в зонах контакта руды с породой, так и в местах контакта залежи с пропластком пустых пород при селективном способе выемки. При производстве вскрышных работ на приконтактных зонах полезное ископаемое вместе с породами вскрыши частично удаляется в отвал, в результате чего теряется руда, или же при добычных работах порода, оставленная на контакте залежи, после производства вскрышных работ отгружается вместе с рудой на обогатительную фабрику, что снижает содержание полезного компонента в товарной руде, увеличивает объем перевозок, ухудшает технико-экономические показатели всего горно-обогатительного цикла.

Размеры потерь и разубоживания зависят от горно-геологических, горнотехнических условий, различной ценности полезного ископаемого и его дефицитности.

Ниже рассмотрим изменение величины потерь и разубоживания в зависимости от стоимости транспортирования руды от карьера до обогатительной фабрики. Порядок погрузки горной массы в приконтактной зоне схематично можно представить как показано на рисунке. Заштрихованный участок (АБГД) обозначает рудное тело мощностью М, которое имеет две контактные зоны.

На рисунке наклонными полосами 1, 2, 3, ..., и т.д. показаны, условно, слои горной массы на первой контактной зоне и 1', 2', 3', ... и т.д. - слои горной массы на второй контактной зоне. Толщина слоя (Т) равна:

$$T = [(H \cdot \text{Hctg} \alpha) / m], \text{ м} \quad (1)$$

где: m - количество слоев на одной контактной зоне;

H - высота уступа, м; α - угол естественного откоса взорванной горной массы, градус.

Тогда объем слоя ($V_{\text{сл}}$) равен:

$$V_{\text{сл}} = [(H \cdot \text{Hctg} \alpha) / m] \cdot \text{Ш}, \text{ м}^3 \quad (2)$$

где: Ш - ширина заходки, м.

Объем горной массы ($V_{\text{гм}}$) при разработке рудного тела (АБГД) равен:

$$V_{\text{гм}} = (M + \text{Hctg} \alpha) \cdot H \cdot \text{Ш}, \text{ м}^3 \quad (3)$$

Для установления экономически выгодной величины потерь и разубоживания при разработке данного рудного тела рассмотрим несколько вариантов. В первом допустим, что все снимаемые слои будут отправляться на обогатительную фабрику; во втором варианте: первый и последний (1, 1') слои будут отправлены в отвалы, а остальные на обогатительную фабрику; в третьем варианте: первый, второй, последний и предпоследний (1, 2, 1', 2') слои идут в отвалы, а остальные на обогатительную фабрику и т.д. При этом значение коэффициента потерь и разубоживания для каждого варианта зависит от величины:

$$\rho = M / (\text{Hctg} \alpha) \quad (4)$$

которая может быть колеблется в пределах $\rho \leq 1 \leq \rho_d$ зависимости от мощности рудного тела и угла естественного откоса взорванной горной массы. В таблице приведены значения коэффициента потерь и разубоживания при $\rho=1$ и $\alpha=45$.

Т а б л и ц а
Значение коэффициентов потерь и разубоживания
при $\rho=1$ и $\alpha=45$ (в %)

Варианты Коэффициент	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Разубоживания	50	45	40	35	30	25	20	15	10	5
Потерь	0	1	4	9	16	25	36	49	64	81

Как видно из таблицы значения коэффициента потерь и разубоживания при разработке приконтактной зоны являются взаимозависимыми величинами и в зависимости от рассматриваемых нами вариантов изменяются обратно пропорционально друг другу.

Для установления наиболее эффективного значения потерь и разубоживания в зависимости от стоимости транспортирования руды необходимо определить стоимость 1 т металла, добытого из рассматриваемой зоны.

Затраты на добычу и переработку всего объема руды из приконтактной зоны равны:

$$S_p = (V_{\text{гм}} - 2(i-1)V_{\text{сл}}) \cdot C, \text{ сум} \quad (5)$$

где: C - стоимость добычи (C_g), переработки (C_n) и транспортирования ($C_{\text{тр.ф}}$) руды до фабрики, сум

$$C = C_g + C_n + C_{\text{тр.ф}}, \text{ сум} \quad (6)$$



Порядок погрузки горной массы в приконтактной зоне

$i - 1, 2, 3, \dots m$ - порядковый номер рассматриваемого варианта.

Затраты на разработку и складирование пустых пород в отвалы равны:

$$S = 2(i-1) \cdot V_{\text{сл}} \cdot 3, \text{ сум} \quad (7)$$

где: 3 - стоимость разработки (C_g), отвалообразования (C_o) и транспортирование до отвала ($C_{\text{тр}}$), сум

$$3 = C_g + C_{\text{тр}} + C_o, \text{ сум} \quad (8)$$

Общие затраты ($S_{\text{об}}$) на разработку горной массы:

$$S_{\text{об}} = V_{\text{гм}} C - 2(i-1)(C-3) \cdot V_{\text{сл}}, \text{ сум} \quad (9)$$

Количество металла (ρ_m) в добытой руде

$$\rho_m = \frac{[M \cdot H - (i-1)^2 ((H^2 \text{ctg} \alpha) / m^2)] \cdot a' \cdot e}{100 \cdot \mu}, \text{ т} \quad (10)$$

где: a' - содержание металла в добытой руде, %;

e - общее извлечение полезного компонента при переработке добытой руды, %;

μ - содержание полезного компонента в конечном продукте получаемом из концентрата, %.

Тогда себестоимость 1 т металла (8 м) в зависимости от стоимости транспортирования и рассматриваемого варианта будет равна

$$S_m = \frac{100(V_{\text{гм}} C - 2(i-1)(C-3)V_{\text{сл}})}{a' e [MH - (i-1)^2 ((H^2 \text{ctg} \alpha) / m^2)]}, \text{ сум} \quad (11)$$

При сравнении значений потерь и разубоживания и себестоимости металла по различным вариантам при разных значениях стоимости транспортирования от карьера до обогатительной фабрики соответствуют различным вариантам разработки приконтактной зоны. Так при $C_{\text{тр.ф.}} = 50$ у.е. ее значение находится между третьим и четвертым вариантами, где коэффициент разубоживания 37% и потери 5%; а при $C_{\text{тр.ф.}} = 400$ у.е. (в ценах 01.2001 г.) соответствует шестому варианту, при котором коэффициент разубоживания равен 16%, а потери 43%. Следовательно, с увеличением стоимости транспортирования, разубоживание руды при контактных зонах становится экономически невыгодным.

Принятие эффективных решений с учетом риска в менеджменте горного предприятия

УДК 330.115

© И.О. Улашев, К. Шапатов, Р.У. Давронбеков, 2001 г.

И.О. Улашев, докт. экон. наук НавГГИ,
К. Шапатов, ассистент преподавателя НавГГИ,
Р.У. Давронбеков, инженер-экономист ЦРУ НГМК

В хозяйственной практике горнодобывающего предприятия довольно много стратегических управленческих решений принимаются в условиях риска. Это в огромной мере связано с колебаниями конъюнктуры рынка горного сырья, изменениями в конкурентных силах, динамикой цен, уравновешивающих спрос и предложение. Поэтому топ-менеджеры вынуждены в рискованных ситуациях руководствоваться в управлении стохастическими (вероятностными) оценками состояния внешнего окружения, основанными на личном опыте и интуиции.

Непредсказуемость развития объекта управления отмечается на предприятиях горнодобывающей промышленности даже в работе менеджеров среднего уровня, занимающихся оперативно-тактическим управлением, в частности, управлением производственно-технологическими процессами.

РИСК - действие на удачу, в надежде на счастливый исход; угроза полной или частичной потери ресурсов или дохода; нормальная ситуация для менеджера в условиях неопределенности. Иначе говоря, риск - количественная оценка неудачного исхода, т.е. потерей. Последними могут быть: материальные, финансовые, трудовые, ущерб экологии, ущерб здоровью, потеря престижа, временные потери.

Учение менеджмента диктует так: «Не избегай риска, а, предвидя его, стремись снизить до возможно более низкого уровня». Менеджеру следует предвидеть различные степени вероятности возникновения риска, такие как наиболее вероятная, допустимая, критическая или катастрофическая, а также учесть факторы, сни-

жающие риск: предварительное исследование; предварительная экспертиза; применение систем защиты и сигнализации; применение систем автоматического контроля.

Теория и практика менеджмента внесла значительный вклад в изучение проблем принятия управленческих решений. Наряду с универсальными функциями управления именно принятие решений является олицетворением сущности профессии менеджера. Согласно теории, разнообразное количество решений в зависимости от полноты имеющейся информации об управляемом объекте могут подразделяться на решения в условиях определенности, неопределенности и риска.

Ситуация риска, характеризуется тем, что менеджеру заранее известны объективные или субъективные вероятности наступления всевозможных состояний внешнего окружения системы.

Представим себе ситуацию риска, которая для наглядности имеет всего два состояния внешней среды Z_1 и Z_2 . Во избежание проблемы, связанной с выбором вида оценки, результаты действий будем оценивать в денежном выражении.

Нужно или не стоит страховать от аварии нового горный автотранспорт стоимостью, например, 20 млн. долл. Имеется два состояния внешней среды: Z_1 - авария (ДТП) с общим убытком 20 млн. долл. и Z_2 - в рассматриваемом периоде, на который уплачен страховой взнос, авария не произойдет. Альтернативы действий: a_1 - заключение страхового договора, согласно которому страховая компания должна возместить убыток 20 млн. долл. и a_2 - отказ от заключения договора. Ситуация риска уже по определению должна содержать вероятности

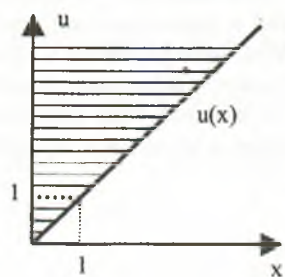


Рис. 1. График линейной функции полезности

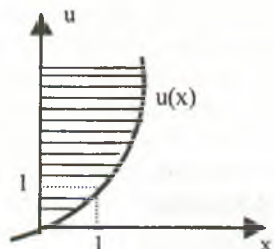


Рис. 2. График выпуклой функции полезности

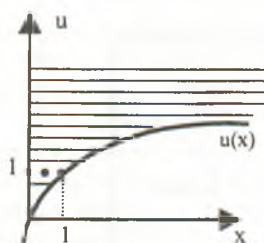


Рис. 3. График вогнутой функции полезности

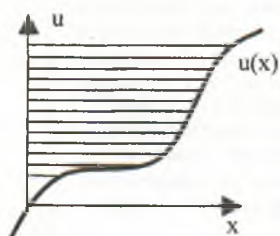


Рис. 4. График функции полезности Фридмана-Сэвиджа

наступления двух состояний среды: P_1 и P_2 . Предположим, что $P_1 = 10^{-4}$ и $P_2 = 1 - 10^{-4}$.

Таким образом, получим табл. 1.

Чтобы сравнить действия a_1 и a_2 , мы должны определить величину страхового взноса (V). Страховая компания заключает тысячи договоров и поэтому исходя из вероятностей, сама определяет величину V . $20000000 \cdot 10^{-4} + 0 (1 - 10^{-4}) = 2000$ долл. - нижняя граница взноса. С учетом различных факторов величина V должна быть больше чем 2000 долл.

Предположим, что $V=2500$ долл. Тогда ситуация риска приобретает для менеджера горного предприятия форму конкретного вопроса - Что лучше? Либо с уверенностью заплатить 2500 долл., либо заплатить 20 млн. долл. с вероятностью 10^{-4} или ничего не платить с вероятностью $1 - 10^{-4}$. Если менеджер ориентируется на более ожидаемое значение, то он скорее всего не будет страховать автотранспорт, т.е. выберет действие a_2 . Но по жизненному опыту мы знаем, что есть предприятия, которые с удовольствием застрахуются за 2500 долл.,

Субъект управления - человек, следовательно, в вопросе «Почему решение принимается именно так?» нужно искать субъективные, личностные причины. Д. Бернулли еще в 1738 г. предложил наряду с вероятностями и ожидаемым значением ввести функцию полезности возможных результатов - $U(x)$, которая формируется у менеджера.

Не вдаваясь в теоретические аспекты, можно сделать обзор некоторых функций полезности, аргументом которой является как результат, показанный в денежном выражении. Известно, что $U(0)=0$ и $U(1)=1$. Функция полезности проходит через две точки (0:0) и (1:1). Но как дальше пойдет функция зависит от каждого отдельного менеджера. Существует четыре основных случая $U(x)$, представленных на рис. 1-4.

1-й случай - менеджер оценивает свои действия только на основе ожидаемых значений результатов, т.к. они совпадают с ожидаемым значением полезности (рис. 1).

Таким, образом, менеджер с линейной функцией полезности будет безразличен к заключению страхового договора, если страховой взнос равен ожидаемому значению потерь.

Если же взнос больше (меньше), чем ожидаемое значение потерь, то менеджер не заключит (заключит) страховой контракт. Такое поведение можно назвать нейтральным к риску.

2-й случай - действие менеджера при выпуклой функции полезности (рис. 2). В управлении горным предприятием встречаются ситуации, которые могут при успешном стечении обстоятельств принести высокие показатели деятельности. Поведение менеджера, намеренно принимающего решение, связанное с получением больших прибылей называют симпатией к риску, а менеджеров - рискофилами. Страховой договор будет заключен при условии, что взнос будет меньше ожидаемого значения потерь.

3-й случай - в этом случае менеджер будет заинтересован в заключение страхового договора, если взнос будет больше чем ожидаемое значение потерь. Такое поведение называют антипатией к риску, а менеджеров - рискофобами (рис. 3).

4-й случай - поскольку менеджер в зависимости от ситуации может быть рискофилом и рискофобом, то функция полезности будет состоять в таком случае как из выпуклых так и вогнутых отрезков (рис. 4). Такая смешанная функция была предложена и эмпирически проверена учеными М. Фридманом и Л. Сэвиджем.

Учитывая огромный риск в принятии решений менеджерами производственно-технических подразделений горного предприятия (сложные горно-геологические условия производства, зависимость от поставщиков и смежных организаций, высокая степень фондовооруженности, огромные затраты на единицу готовой продукции), можно определенно утверждать, что в большинстве менеджеров глубоко укоренилась консервативность, боязнь перед риском, даже если планируемые технико-экономические параметры позволяют осуществлять достижимые инвестиционные меры.

Для того чтобы подчеркнуть значимость субъективно-личностных качеств в принятии управленческих

Таблица 1

Состояние	Z_1	Z_2
Вероятность	10^{-4}	$1 - 10^{-4}$
Действие a_1	-2500 долл.	-2500 долл.
Действие a_2	- 20 млн. долл.	0

предприятия, которые могут застраховаться за 2500 долл., и предприятия, которые ни за что не застрахуются за 2500 долл. Поэтому математически определяемое ожидаемое значение еще не может служить универсальной мерой, характеризующей рациональный выбор менеджера.

решений в условиях риска воспользуемся следующим примером:

Пусть менеджер участка А горнодобычных работ – нейтрален к риску, а менеджер участка Б имеет смешанную функцию полезности. Тогда:

$$\text{Менеджер Б: } U_{\text{мб}}(x) = \begin{cases} \frac{1}{50000} X^2 & \text{для } 0 \leq X \leq 50000 \\ \frac{1}{50000} X^2 + 4x - 100000 & \text{для } 50000 < x \leq 100000 \end{cases}$$

Менеджер А: $U_{\text{ма}}(x) = x$

Необходимо принять решение по поводу освоения месторождения 1 и 2.

Месторождение 1 принесет по оценкам специалистов в плановом периоде 50000 долл. с вероятностью $P=0,3$; 90000 долл. $P=0,5$ и 100000 долл. $P=0,2$.

Месторождение 2 принесет в любом случае прибыль 80000 долл., т.е. $P=1$.

Графически отношение менеджеров к риску

Таблица 2

	Z_1	Z_2	Z_3	$E(u)$
	$P_1=0,3$	$P_2=0,5$	$P=0,2$	
МА 1	50000	90000	100000	80000
2	80000	80000	80000	80000
МБ 1	50000	98000	100000	84000
2	92000	92000	92000	92000

можно выразить при помощи их функций полезности, представленных на рис. 5.

Здесь менеджер А – абсолютно нейтрален к риску, а менеджер Б – для $0 \leq X \leq 50000$ охотно рискует для $50000 < X \leq 100000$ и боится рисковать.

Таблица 3

МА 1	0	40000	50000	30000
2	30000	30000	30000	30000
МБ 1	0	32000	50000	26000
2	18000	18000	18000	18000

Матрица решений выглядит так, где $E(u)$ – ожидаемое значение выгод (табл. 2).

Менеджер А безразличен по отношению к обеим месторождениям.

Менеджер Б предпочитает более предсказуемое месторождение 2. Если ситуация вдруг изменится и на освоение двух месторождений потребуется дополнительно 50000 долл., то решения будут приниматься иначе.

Как видно из табл. 3 менеджер Б изменил свой выбор в пользу месторождения 1, являясь при этом рискофобом.

Целесообразность применения предлагаемой методики принятия решения в условиях риска на предприятиях горнодобывающей промышленности продиктована значимостью менеджмента в достижении высоких показателей производственно-хозяйственной деятельности. Кроме того, необходимы системные исследования и сбор

эмпирической информации, описывающей поведение менеджеров горных предприятий и принятые ими решения в различных ситуациях. На основе развитой и практически обоснованной теории можно эффективно решать прикладные задачи в менеджменте предприятий горнодобывающего комплекса регионов.

**Расценки на рекламу
в научно-техническом
и производственном журнале
"Горный вестник Узбекистана"**

800\$	450\$
250\$	150\$
80\$	

При размещении рекламы заказчику предоставляется право бесплатной публикации статьи (объемом до 3-х журнальных страниц) по оборудованию и материалам, выпускаемым фирмой. Возможно также размещение информационных статей без рекламных страниц. Стоимость размещения статьи 200 долл. США за журнальную страницу. При условии размещения рекламы в нескольких номерах журнала предоставляются следующие скидки:

- в двух номерах – 10%;
- в трех номерах – 15%;
- в четырех номерах – 20%.

Рекламным агентствам предоставляются скидки до 15%.

Возможна оплата в суммах по курсу ЦБ на день проведения платежа.

По вопросам размещения рекламы в журнале обращайтесь: 572-17-67, 572-10-03

Управление безопасностью отвалообразования при формировании отвалов на неоднородном основании

К 622.807

© В.Н. Сытенков, Р.Ш. Наимова 2001 г.

Сытенков, главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук,
Наимова, преподаватель НавГГИ

Одной из важнейших задач, возникающих при разработке месторождения полезных ископаемых, является сокращение площадей, занимаемых отвалами и соответственно сокращение времени на вспомогательные технологические операции. Поэтому совершенствование технологий отвалообразования ведётся по пути увеличения вместимости отвалов, отсыпаемых на ограниченной территории, что в конечном итоге ведёт к значительным экономическим выгодам [1].

К настоящему времени по результатам открытой разработки месторождения Мурунтау особенно большой интерес представляют фактические данные по нарушениям устойчивости пород, физико-механическим и деформационным характеристикам пород в отвалах и основаниях отвалов, особенностям развития процессов деформирования отвалов различного состава, на прочном и слабом основании.

Накопленный опыт позволяет предложить новые технологические схемы отвалообразования, направленные на повышение безопасности отвальных работ и увеличение вместимости отвалов. При этом в качестве главного направления было принято формирование высоких (отой более 50 м) отвалов, что потребовало разработки научно-технических основ такого отвалообразования, основанных на концепции обеспечения безопасности отвальных работ. Главным элементом такой концепции является иерархически построенная структура. Эта концепция базируется на устойчивости системы «отвал - основание», а безопасность отвального оборудования - устойчивостью системы «машина - отвал».

В процессе формирования отвалов карьера Мурунтау неоднократно имели место нарушения их устойчивости, которые произошли на автомобильных отвалах № 6, 8. Наблюдаемые деформации отвалов представляют собой оползни подповерхностного типа, причиной которых является выдавливание по поверхностям ослабленных пластичных зеленых глин вместе с прикрывающими четвертичными отложениями.

Первые признаки деформации отвала № 6 в виде выпирания, возникшие в его основании, отмечены в марте 1976 г. на двух локальных участках и приурочены к долинам сезонных водотоков. Развитие деформации началось в феврале 1984 г. Фронты отдельных валов обрушения объединились и их общая протяженность достигла 410 м, высота увеличилась до 10-11 м, поверхность отвала просела 8-13 м, ширина призмы обрушения составила 80-100 м, зона остаточных деформаций достигла 150 м. Параметры отвала, отсыпаемого в три яруса, были: высота 1 яруса - 37 м, 2 - 28 м, 3 - 25 м, угол наклона каждого яруса - 37° . Процессу развития деформации предшествовало землетрясение силой около 7 баллов по 12-бальной шкале [2].

Деформация отвала № 5 началась в мае 1987 года. Высота яруса составила 50 м, угол откоса - $36-38^\circ$, протяженность вала выпирания - до 500 м, высота 2-4 м, высота стенки трещины отрыва - 6-8 м, ширина призмы обрушения - 20-25 м. Главная причина возникновения деформации заключается в обводненности пород основания. С целью стабилизации оползня высота отвала была снижена до 30 м. и при этой высоте засыпка территории в районе отвала № 5 продолжается до настоящего времени, что позволило обеспечить его устойчивость и безопасную эксплуатацию автотранспорта.

В январе 1990 г. на восточном фланге этого отвала при высоте яруса 29-32 м деформационный процесс возобновился. Протяженность деформационного участка по фронту составила 120-150 м, ширина призмы обрушения - 25-60 м, высота стенки трещины отвала - 0,4-0,5 м, высота вала выпирания - 1,5-2 м.

Таким образом, полностью стабилизировать отвал, даже понизив его высоту до 30 м, не удалось, поскольку не была исключена основная причина деформирования - обводненность отвальной территории. По прошествии 15 суток призма обрушения по фронту не увеличилась, высота и ширина закольной трещины соответственно и составила 0,5-0,6 м. Максимальные вертикальные смещения произошли при откосной части и составили $h=208$ мм (скорость $V_h=14$ мм/сут). Дальнейшие наблюдения позволили сделать вывод о постепенном затухании оползневого процесса. Южная часть отвала, отсыпаемая высотой 35 м на более прочное основание, не деформировалась [2, 3].

Анализ деформации отвалов карьера Мурунтау позволил сделать вывод о том, что их параметры зависят не только от высоты отвала, но и от его конфигурации в плане. При этом было установлено, что:

- единичные деформации сдвига образуют в теле отвала трещину отрыва, имеющую на поверхности отвала криволинейную, близкую к круговой форме;
- кривизна трещины отрыва в плане для единичной деформации является величиной постоянной для пород, из которых формируется отвал;
- величина захвата деформации находится в прямой зависимости от кривизны отвала в плане, а деформация в целом формируется из единичных смещений массива.

Так, например, для пород карьера Мурунтау трещины отрыва на поверхности отвалов имеют средний радиус 200 ± 15 м при зоне захвата на автомобильном

отвале выпуклой формы (радиус 140 м) около 40 м, а прямолинейной – 22 м (высота отвала 30 м).

Взаимосвязь зоны захвата оползня с конфигурацией отвала может быть положена в основу повышения безопасности отвальных работ при наличии в его основании пород с различной несущей способностью. В частности, в карьере Мурунтау при формировании на песчано-глинистом основании автомобильных отвалов высотой 60 м наблюдалась их деформация на участках временных водотоков, характеризующихся пониженной несущей способностью. Для обеспечения безопасности работы автосамосвалов высота отвала на таких участках понижалась в два раза, что усложняло технологию отвалообразования и увеличивало расстояние перевозки. Такое понижение высоты отвала было устранено за счёт изменения формы отвала в плане с выпуклой или прямолинейной на вогнутую с радиусом, равным радиусу трещины отрыва на поверхности отвала (рисунок).

С целью управления деформационными процессами при отвалообразовании, и повышения эффективности отвалообразования на участках с неустойчивым основанием возможно формировать отвалы в плане не выпуклой как это принято, а вогнутой формы с кривизной, равной кривизне зоны захвата оползня по поверхности отвала.

Так, например, образования в пустыне называемые дюна-холмы образованы из песка нанесенного ветрами. Очертания в плане бывают различные и зависят от режима ветров и общей ландшафтной и аэродинамической обстановки. Форма наветренного склона приближается

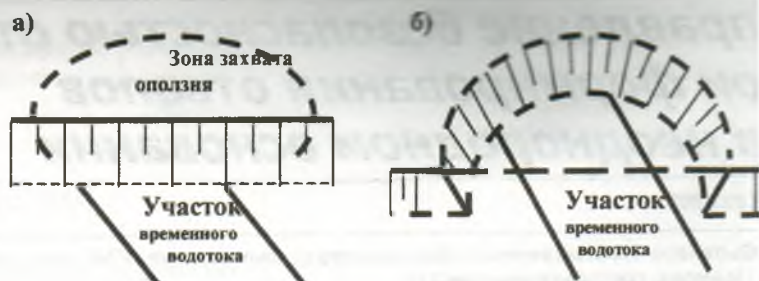


Схема развития оползня (а) и формирования отвала вогнутой формы (б) на участках с пониженной несущей способностью

к выпуклой дуге. Особый тип представляют параболы, это длинные до 400 м и узкие 25-40 м гряды, изогнутые в форме параболы с крутым и ренным склоном на выпуклой стороне [4].

Таким образом, при наличии в основании от слабых пород целесообразно изменять на таких участках форму отвала в плане с выпуклой на вогнутую, что в лом повышает его устойчивость.

Список литературы:

1. Демин А.П. Устойчивость горных выработок и отвалов. М.: Недра. 1983 г.
2. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Под редакцией иностранного члена Академии наук России Н.И. Кучерского. ФАН. Ташкент, 1998 г.
3. Клименко А.И., Телибаев Б.К., Федянин А.С. Управление движением пород при отсыпке автомобильного отвала. // Горный вестник Узбекистана №1 2000 г.
4. Большая советская энциклопедия. Москва, 1978 г.

Вероятность экологического влияния хвостохранилищ ГМЗ-2 на близлежащие водоисточники

УДК 622.807

© А.В. Кочетов, Р.У. Давронбеков 2001

А.В. Кочетов, начальник ЦЛКУТ и ООС, ЦРУ НГМК
Р.У. Давронбеков, инженер-экономист ЦРУ НГМК

В геологическом строении участка размещения хвостохранилищ II и III ГМЗ-2 принимают участие породы палеозойского, мелового, неогенового и четвертичного возрастов. В структурно-тектоническом плане он входит в Тамдынскую зону антиклинальных поднятий. Выходы на поверхность палеозойских пород к северу от чаш хвостохранилищ и на юго-востоке участка в структурном отношении представляют собой ядра антиклиналей. Характерно наличие многочисленных дизъюнктивных нарушений, и как следствие этого, сложная блоково-тектоническая структура строения участка. Наиболее крупным разломом, находящимся в его пределах является Северо-Нуратинский, имеющий северо-западное простирание и расположенный на северо – востоке участка. По сути дела этот разлом выполняет роль гидродинами-

ческого барьера, поскольку по нему водоносные горизонты палеозоя верхнего мела надвинуты на слабонесущие песчаники, алевролиты и глины миоцена с плитудой смещения пород 330 – 480 м.

В гидрогеологическом отношении участок включен к системе артезианских бассейнов Центрального Кызылкумов и расположен в Кызылкакском артезианском бассейне. На исследуемой территории выделяются следующие водоносные горизонты и комплексы, а также спорадически обводненные толщи:

1. Водоносный горизонт четвертичных отложений (Q);
2. Водоносный комплекс нижнемиоценовых отложений (N_1^1);
3. Спорадически обводненные отложения средне – верхнеплиоценовых отложений (P_3^{2-3});

4. Водоносный комплекс средне-верхнеэоценовых отложений (P_2^{2-3});
5. Водоносный комплекс турон-нижнеэоценовых отложений ($K_2t - P_2^1$);
6. Водоносный комплекс палеозойских отложений (P_z).

Среди перечисленных горизонтов и комплексов первые четыре имеют явно подчиненное значение как по площади распространения, по взаимосвязи с другими комплексами. Локально обводненные отложения четвертичного возраста имеют крайне ограниченное распространение. Водоносный комплекс нижнемиоценовых отложений залегает на значительном удалении от хвостохранилища и развит на крайнем северо-востоке. Приурочен он к прослоям песков и песчаников в глинах. Спорадически обводненные средне-верхнеплиоценового возраста распространены на юго-западе участка с набегающей стороны потока подземных вод и находятся вне зоны влияния хвостохранилища. Водовмещающими породами является прослойки песков и песчаников в глинах. Водоносный комплекс средне-верхнеэоценовых отложений имеет весьма ограниченное распространение на северо-востоке участка и также как и предыдущие представлен прослоями песков и песчаников в глинах. Особенности распространения отмеченных водоносных горизонтов и комплексов позволяет исключить их из числа необходимых для выполнения прогноза развития загрязнения от хвостохранилища. По этой причине описание их опускается, а основное внимание уделяется характеристике турон-нижнеэоценового и палеозойского водоносных комплексов, имеющих практически повсеместное распространение.

Водоносный комплекс турон-нижнеэоценовых отложений. Водовмещающими породами преимущественно являются пески и песчаники. Общая мощность водовмещающих пород достигает 40–60 м, и лишь на крайнем северо-востоке она увеличивается до 80–100 м, глубина залегания кровли водовмещающих пород колеблется в широких пределах – от 10–20 м в районах, примыкающих к востоку и северо-востоку от хвостохранилища, до 400 м на крайнем северо-востоке участка. Воды преимущественно напорные, пьезометрические уровни устанавливаются на глубинах от 8 до 52 м.

Водообильность пород, как правило, невысокая. Дебиты скважин колеблются в пределах от 0,05 до 8 л/с при понижениях 39,5 до 8,97 м. Наибольшей водообильностью характеризуются участки с большим погружением кровли отложений комплекса – на западе, юго-западе, а также крайнем северо-востоке участка.

По химическому составу воды преимущественно сульфатно-хлоридные магниевые-натриевые с минерализацией 1–2 до 10 г/л.

На описываемом участке воды комплекса эксплуатируются тремя колодцами, которые используются для водопоя скота. Ближайшими водозаборами, которые эксплуатируют или планируют эксплуатацию подземных вод турон-нижнеэоценовых отложений, являются Кызылкак и Джангельды.

Водозабор Кызылкак расположен в 13 км к северо-западу от хвостохранилища и обеспечен региональными эксплуатационными запасами в количестве 135 л/с при шести работающих скважинах с суммарным расхо-

дом 6,5 л/с, вода которых используется для орошения пастбищ. Развитие ореолов загрязнения в этом направлении не выявлено и не прогнозируется. Абсолютные отметки уровней подземных вод в районе расположения водозабора свидетельствуют о наличии в этой зоне потока, ориентированного на восток – северо-восток, т.е. в сторону хвостохранилища. Таким образом, учитывая гидродинамические условия и прогнозируемое при самом неблагоприятном варианте развитие загрязнения, влияния хвостохранилища II и III на водозабор Кызылкак исключается.

Водозабор Джангельды расположен в 15–17 км к северо-востоку от хвостохранилища и имеет 500 л/с утвержденных запасов на техническое водоснабжение. Водозабор до настоящего времени не эксплуатируется. Ореол загрязнения развивается только в северо-восточную сторону от хвостохранилища, однако, согласно выполненным прогнозным оценкам, к концу прогнозируемого периода его протяженность в самом неблагоприятном варианте развития составит чуть более 6000 м, что составляет всего 39% общего расстояния до водозабора. Помимо этого водозабор Джангельды расположен за Северо-Нуратинским разломом, северная стенка которого представлена водонепроницаемыми породами. Таким образом, и водозабор Джангельды имеет самостоятельную область питания, на которую не может повлиять формирующийся в северо-восточном направлении от хвостохранилища II ореол загрязнения.

Водоносный комплекс палеозойских отложений: Распространен повсеместно, залегает первым от поверхности в центральной, северо-западной и юго-восточной частях участка. В остальных местах он перекрыт водоносным комплексом турон-нижнеэоценовых отложений. Водообильность пород крайне неравномерна и вызвана особенностями литологического состава и тектонического строения участка. Наиболее водообильными являются известняки, приуроченные к разломам, трещиноватым зонам и корам выветривания.

На большей части своего распространения, за исключением участков, где водоносный комплекс залегает первым от поверхности, воды имеют напорный характер. Практическое совпадение, за исключением отдельных локальных участков, уровней палеозойского и турон-нижнеэоценового водоносных комплексов, а также отсутствие на значительных площадях выдержанных глинистых водоупоров между ними позволяет в целом рассматривать эти водоносные комплексы как единую гидравлическую систему.

Дебиты скважин колеблются в широких пределах – от 0,01 до 7,42 л/с при понижениях соответственно 116–4,3 м. по химическому составу сульфатно-хлоридные магниевые-кальциевые-натриевые с минерализацией 0,9–2 до 10 г/л.

К известнякам палеозоя приурочен единственный на участке исследований хозяйственно-питьевой водозабор Таскудук с запасами, утвержденными в количестве 56 л/с. Он расположен в 9 км к северо-западу от хвостохранилища и размещен в зоне разлома широтного простирания, имеющего самостоятельный источник питания со стороны гор Мурунтау.

Водозабор гидродинамически не связан с участ-

ками, испытывающими загрязнение от фильтрации вод хвостохранилища. Эксплуатируется водозабор системой из пяти скважин с суммарным отбором воды в количестве 29 л/с. Анализ карты пластики рельефа и имеющаяся информация о положении уровней подземных вод и их химическом составе свидетельствует, что этот водозабор располагается в самостоятельной гидродинамической системе, практически не связанной с гидродинамической системой, в пределах которой располагаются хвостохранилища. Эти системы разделяются разломом, проходящим с юго-запада на северо-восток в 120 м, южнее скважины 75/4. Абсолютные отметки положений УГВ севернее этого разлома на несколько метров выше, чем южнее него. Поток подземных вод южнее разлома ориентирован от хвостохранилища в его сторону, т.е. с юга на север. Подземные воды здесь находятся преимущественно в палеозойских отложениях и обладают напором. Севернее разлома поток подземных вод ориентирован с запада на восток – (северо-восток). Здесь обводнены отложения мела и отложения палеозоя. Водозабором эксплуатируются безнапорные воды палеозойского водоносного комплекса.

Таким образом, анализ имеющейся информации свидетельствует, что водозабор Таскудук имеет самостоятельную область питания, расположенную западнее от него. Ореол загрязнения от хвостохранилища II, развивающейся в незначительных масштабах в сторону водозабора согласно выполненным прогнозным оценкам к концу прогнозируемого периода в самом неблагоприятном варианте может подойти лишь к зоне разлома. Дальнейшее его развитие на северо-запад даже при сохранении хвостохранилища II и эксплуатации хвостохранилища III на неограниченную перспективу, прекратится в результате действия гидродинамического барьера. Развитие ореола после подхода к разлому возможно в незначительном масштабе лишь на северо-восток.

Размеры прогнозируемого ореола загрязнения от хвостохранилища III в направлении водозабора Таскудук в 6 раз меньше расстояния до него. Он полностью находится в контурах ореола загрязнения от хвостохранилища II. Ввиду незначительности размеров он не может угрожать рассматриваемому водозабору.

С начала эксплуатации хвостохранилища II (апрель 1975 г.) гидродинамические условия водоносных горизонтов сенон-палеоцена и палеозоя на прилегающей к нему территории начинают изменяться. Этап сводной фильтрации загрязнённых вод из хвостохранилища в четвертичные золовые и делювиально и пролювиальные отложения (пески, суглинок, дресва, щебень) мощностью до 15 м и трещиноватые загипсованные и выветрелые в кровле палеогеновые породы (пески, песчаники, мергели), слагающие дно и борта хвостохранилища, в естественных условиях сухие, был кратковременным. В результате вокруг хвостохранилища в коллекторах, залегающих в верхней части разреза палеогеновых отложений и в четвертичном покрове, был сформирован техногенный водоносный горизонт, поверхность которого сомкнулась с дном хвостохранилища на отметках 290-292 м. По качеству эти воды ничем не отличались от вод прудка.

На начальных этапах в условиях подпёртого режима фильтрации образовался бугор загрязнённых под-

земных вод, который начал растекаться практически по периметру хвостохранилища. Однако в последующие периоды времени его растекание контролируется уже особенностями геологического строения участка и фильтрационной неоднородностью слагающих разрез пород. Как следует из материалов, представленных СазНИПИПромтехнологией, основное направление растекание бугра – северное, северо-восточное (главное) и южное. Гидродинамическая ситуация на 1997 г. видна на карте гидроизопьез, для территории возможного влияния хвостохранилища II и несколько генерализованной из-за недостатка фактического материала.

Хвостохранилище II оконтуривается гидроизопьезой с отметкой 285 м. С юга и юга-востока пьезометрическая поверхность единой гидравлической системы подземных вод сенон-нижнеэоценовых и палеозойских отложений находится на отметках 300 м, обозначая поток, идущий со стороны Сангрунтау. На западе пьезометрическая поверхность подземных вод вероятнее всего находится на отметках природного её положения, подпиремая потоками, идущими с северо-запада (Мурунтау) и юго-запада (Аристантау). На северо-западе от хвостохранилища II гидродинамическое воздействие бугра растекания сказывается лишь до Сангрунтаусского разлома. севернее породы мезокайнозоя и палеозоя на вскрытую мощность практически не водоносны.

Естественная пьезометрическая поверхность подземных вод меловых и палеозойских пород деформирована под воздействием хвостохранилища II в северо-восточном направлении. Здесь на участке между колодцами Таскудук и Шарикты по коллекторам мела и палеозоя оттекает основной объём загрязнённых подземных вод. В этом направлении сформирован основной ореол загрязнения вод цианидами – роданидами, контролируемый изменениями общей минерализации в меловых и особенно палеозойских отложениях с зафиксированной длиной более 4 км.

Анализ гидродинамической ситуации в пределах территории объединённых хвостохранилищ позволяет предположить, что с вводом в эксплуатацию хвостохранилищ III, по аналогии с влиянием хвостохранилища II, следует ожидать распространения гидродинамического влияния первого преимущественно в северо-восточном направлении.

Выводы:

Результаты выполненных прогнозных оценок по развитию ореола загрязнения от хвостохранилищ ГМЗ-2 по основным направлениям в перспективе до 2020 года, свидетельствуют, что ни по одному анализируемому ингредиенту развивающиеся ореолы не несут угрозу водозаборным сооружениям. Совокупность геолого-гидрогеологических условий в районе хвостохранилищ II и III ГМЗ-2 (проявление на пути миграции загрязняющих ингредиентов литологических, гидродинамических и гидрохимических барьеров), усиление кольматационных процессов в основании хвостохранилища, влекущее сокращение инфильтрации прудковых вод, а также наличие у близрасположенных водозаборов Такудук, Джангельды и Кызылкак самостоятельных областей питания даёт основания уверенно считать, что негативное влияние хвостохранилищ не затронет водозаборы и после 2020 года.

Размещение хвостохранилища III рядом с действующим хвостохранилищем II в пределах территории, уже подвергшейся загрязнению в результате эксплуатации последней, приведёт к меньшим экологическим

последствиям по сравнению с последствиями от загрязнения нового, экологически чистого участка геологической среды.

Измерение параметров ударных и воздушных волн при взрыве скважинных зарядов ВВ

УДК 622.235.6; 622.235.4: (043.3)

© З.С. Назаров 2001 г.

З.С. Назаров, канд. техн. наук НавГГИ

При современной поточной технологии на открытых горных работах используется взрывное разрушение массива горных пород с применением высокоэффективного горного оборудования. Ударные воздушные волны (УВВ), возникающие при массовых взрывах, оказывают существенное влияние на безопасное расстояние для горного оборудования от места взрыва. Это снижает эффективность ведение поточной технологии.

Одним из методов снижения отрицательного влияния УВВ является применение различных видов конструкций скважинных зарядов ВВ. Сравнительная оценка различных конструкций скважинных зарядов ВВ может быть проведена на основе замера УВВ. Они могут быть охарактеризованы амплитудой и длительностью. Интегральной характеристикой УВВ является импульс, определяемый по формуле:

$$J = \rho_0 C_0 \int_0^{t_u} A dt, \quad (1)$$

где: A - скорость смещения УВВ;

t_u - длительность УВВ;

$\rho_0 C_0$ - акустическая жесткость.

Замеры параметров УВВ проводились в работах [1, 2] с помощью пьезоэлектрических датчиков. Однако, эти замеры проводились на большом расстоянии, порядка 100 м при диаметре скважины 0,1÷0,2 м, т.е. около 1000 $r_{зр}$, где $r_{зр}$ - радиус заряда ВВ. На этих расстояниях влияние различных конструкций скважинных зарядов на параметры УВВ сглаживаются. Анализ этих работ, проведенный В.П. Тарасенко [3], показывает пути устранения ошибок измерений параметров УВВ в ближней зоне.

В работе предлагается для замера параметров УВВ в ближней зоне $R = 100 r_{зр}$ использовать устройство, представляющее собой механическую колебательную систему в виде инерционного физического маятника, состоящую из приемной платформы, подвешенной к раме. В качестве датчика на платформе закрепляется СПЭД. При подходе к платформе УВВ происходит ее смещение, датчик СПЭД выдает электрический сигнал. Чувствительность устройства может широко изменяться с изменением площади и массы платформы. Характер этого сигнала будет зависеть от параметров инерционного физического маятника и режима колебаний СПЭД.

Уравнение свободного движения физического маятника имеет следующий вид:

$$I\ddot{\varphi} = -mga \sin \varphi, \quad (2)$$

где: a - расстояние от центра массы до горизонтальной оси вращения;

m - масса тела платформы;

I - момент инерции тела относительно горизонтальной оси вращения 0;

φ - угол отклонения маятника;

g - ускорение свободного падения.

При малых углах отклонения $\sin \varphi \approx \varphi$ имеем:

$$I\ddot{\varphi} + mga \varphi = 0 \quad \text{или} \quad \ddot{\varphi} + \frac{mga}{I} \varphi = 0, \quad (3)$$

Из этого уравнения следует, что φ будет изменяться по гармоническому закону с частотой:

$$\omega = \sqrt{\frac{mga}{I}}. \quad (4)$$

Период собственных колебаний физического маятника определяется по формуле:

$$T = \frac{2\pi}{\omega} = 2\pi \sqrt{\frac{I}{mga}} = 2\pi \sqrt{\frac{\ell_0}{g}} \quad (5)$$

Рассмотрим далее зависимость сигнала, снимаемого с датчика СПЭД на платформе от параметров инерционного маятника и характеристику УВВ при ее воздействии на систему.

Известно, что движение системы с одной степенью свободы около ее положения равновесия описывается линейным дифференциальным уравнением второго порядка с постоянными коэффициентами.

$$\frac{dx^2}{dt^2} + 2h \frac{dx}{dt} + k^2 x = f(t) \quad (6)$$

где: x - смещение от положения равновесия;

t - время;

h - коэффициент демпфирования;

k - коэффициент, учитывающий жесткость подвески СПЭД;

$f(t)$ - внешняя воздействующая сила.

Поведение системы зависит от соотношения длительности воздействия внешней силы t_u и периода собственных колебаний системы $T=2\pi/k$, если $t_u \ll T$, то разложив в решении дифференциального уравнения (7), имеющего вид:

$$x = \frac{1}{k} \int_0^t f(u) \sin k(t-u) du, \quad (7)$$

под знаком интеграла $\sin k(t-u)$, и применяя теорему о среднем, получим:

$$x = \frac{1}{k} \cos k \Theta_1(t_u) \int_0^t f(u) du - \frac{1}{k} \sin k \Theta_2(t_u) \int_0^t f(u) du \quad (8)$$

где: $\Theta_1(t_u)$ и $\Theta_2(t_u)$ - фиксированные моменты времени.

Так как $kt_u = 2\pi \frac{t_u}{T}$ мало по величине

(в силу $t_u \ll T$), то

$$\cos k \Theta_2(t_u) \approx 1; \quad \sin k \Theta_2(t_u) \approx 0$$

и для движения системы будем иметь:

$$x = \frac{1}{k} \int_0^t f(t) dt \quad (9)$$

Таким образом, если продолжительность действия внешней силы мала по сравнению с периодом собственных колебаний системы, то отклонение системы пропорционально интегралу от внешнего воздействия скорости смещения.

Конструктивно инерционный маятник представляет собой металлическую платформу размером $0,2 \times 0,3 \times 0,016$ м³ массой 8 кг, подвешенной к раме, в центре платформы установлен датчик типа СПЭД. При выбранной конструкции маятника его период собственных колебаний, рассчитанный по формуле (6), составляет $T \approx 1,5$ с., выполняется условие $T \gg t_u$, т.к. $T \approx (10 \div 20)$ мс, а длительность УВВ составляет по расчетным данным $t_u = (2 \div 10)$ мс для расстояния $R = (3 \div 100) r_{зр}$ [3].

Проведем выбор регистрирующей аппаратуры.

Для регистрации процессов с длительностью $t \geq 1$ мс или $\omega \leq 1$ кГц могут быть использованы светолучевые осциллографы, самописцы, магнитофоны.

Для карьерных условий наиболее приемлемым является использование портативных магнитофонов с последующей перезаписью сигнала на фоторегистратор.

Скорости протяжек современных магнитофонов: 19,06; 9,53; 4,76 см/с; частотные характеристики соответственно от 40÷80 до 500÷10000 Гц. Скорость протяжки при перезаписи на шлейфный осциллограф установлен, исходя из необходимости разрежения сигнала по длительности. При минимальной разрежающей способности $\Delta_{мин} = 10$ мм и $t_u = 1$ мс имеем:

$$g = \frac{\Delta}{t_u} = \frac{10}{1 \cdot 10^{-3}} = 10000 \text{ мм/с}$$

Такая скорость обеспечивается осциллографами Н117, Н700.

Проверка предложенного способа замеров параметров УВВ проводилась в промышленных условиях на действующих карьерах. Глубина скважин составляла 12 м, диаметр 214 мм, длина заряда 5 м, инерционный маятник устанавливался на расстоянии 10 м от устья скважины.

Сопоставлялись два типа конструкций скважинных зарядов с инертной забойкой и активной забойкой. Для каждой конструкции скважинного заряда ВВ проводились по 5 взрывов с экспериментальным замером УВВ.

Среднее значение амплитуды скорости A , длительность фронта УВВ t_f , положительные фазы t_n , отри-

цательные фазы t_0 , импульса УВВ приведены в таблице. Коэффициент вариации в обоих случаях не превышал 10%.

Как следует из приведенной таблицы, в случае применения забойки из инертного материала величина амплитуды УВВ возрастает в 0,25 раз по сравнению с

Т а б л и ц а

Конструкция скважинного заряда	Замеренные параметры						МПа·мс
	МПа	МПа	Мс	мс	мс	мс	
С инертной забойкой	$2,0 \cdot 10^{-3}$	$0,5 \cdot 10^{-3}$	2,0	5,0	11,5	11,5	$5 \cdot 10^{-3}$
С активной забойкой	$1,5 \cdot 10^{-3}$	$0,4 \cdot 10^{-3}$	1,5	3,5	10,5	13,5	$2 \cdot 10^{-3}$

конструкцией скважинного заряда с активной забойкой.

Так как импульс при конструкции скважинного заряда ВВ с активной забойкой снижается порядка на 20÷30%, то безопасное расстояние для горного оборудования при ведении взрывных работ может быть также сокращено на 20÷30%.

В работе предлагается и экспериментально установлено:

1. возможность измерения параметров УВВ ближней зоны, когда $R \geq 100 r_{зр}$;
2. конструкция жесткого маятника.

Список литературы:

1. Горный журнал №1, 1980 с. 44-46.
2. Цейтлин Я.Н., Смолий Н.Н. О расчете давлений в ударных воздушных волнах при взрыве скважинных зарядов. Реф. информ. о передовом опыте (Минмонтажспецстрой СССР), серия . Специальные работы в промышленном строительстве. 1974, вып. 6 (96), с. 13-15.
3. Тарасенко В.П. Ударные воздушные волны от взрывов при производстве открытых горных работ. М.: 1980.

История производства драгоценных металлов и меди на территории современного Узбекистана

УДК 622.765

© Ю.Ф. Буряков, М.А. Аскарлов, У.М. Абдуллаев 2001 г.

Ю.Ф. Буряков, академик АН РУз, докт. истор. наук,
М.А. Аскарлов, канд. тех. наук НавГГИ,
У.М. Абдуллаев, зам главного инженера Центрального РУ НГМК

Известно, что металл сыграл революционную роль в ускорении производства, развитии государственности и урбанизации древних обществ. В торгово-экономическом обмене стран Евразии важная роль принадлежит благородным металлам, шедшим по караванным тропам Великого Шелкового пути в виде элитных предметов и украшений, и «товара товаров» - монет.

Средняя Азия была одним из крупных центров Востока по извлечению этих металлов и производства изделий и монет. Однако политические события, изменение климатических условий привели к замиранию ряда пунктов, опустыниванию земель и их перекрытию песками к таким районам относится Южные Кызылкумы, где когда-то проходили предумысли притоков Сырдарьи и Зарафшана, шла добыча руды и плавка. В научных кругах Северной Америки и Западной Европы сегодня активно проводятся исследования древних восточных монет хранящихся во многих музейных собраниях. Химико-технологические исследования шлаков и образцов руд, собранных на местах древних рудников и пунктов плавки у нас в Республике могло бы выявить новые местные среднеазиатские корни многих образцов этих изделий.

Жители Древней Согдианы и Бактрии обладали высокой культурой и ремеслами, владели секретами выплавки металлов, ювелирным мастерством. Во время раскопок в районе современной Бухары и Самарканда найдены монеты с изображением согдийского царя с надписью «Государь Асвар». Стало быть еще в IV-III веке до новой эры здесь уже чеканили монеты. Золото, с незапамятных времен, широко бытовало в обиходе в междуречье Амударьи и Зарафшана. В древних источниках можно найти сообщения, что в быстрой воде Зарафшана, берущего начало в горах, на придавленных камнем бараньих шкурах, на шерстинках оседают гонимые течением мельчайшие золотые крупинки. Само название реки Зарафшан в переводе означает «золотоносный - несущий золото». С древних времен старатели с лотком пытались счастье в притоках, но удача не баловала их. Во время археологических исследований были найдены следы древних мест рудоразборок, гравитационного обогащения, амальгамации и выплавки золота.

Золото - один из первых металлов, которое человечество начало добывать и употреблять в своих нуждах. «Оно по-румейски называется харусун (хризос), по-сирийски - дахаба, по-индийски - сувари, по-тюркски - алтун, по-персидски - зар, по-арабски - нудар», писал в своей книге «Минералогии» Абу Райхан Мухаммед ибн Ахмед-Ал Беруни. Более XXX веков золото и золотосодержащие руды добываются и перерабатываются человечеством. Беруни тщательным образом описал свойства

золота и технику переработки. «Иногда золото соединено с камнем - пишет он, как будто сплавлено с ним, и тогда оно нуждается в размоле, и его размалывают на мельничных жерновах». Для дробления использовались Мишджаны - это камни, прикрепленные как песты в толчеях, построенных над проточной водой подобно тому, как обстоит дело с толчением киннаба (кенаф) для бумаги в Самарканде. Когда золотая руда истолчена или перемолота, его (золото) отделяют промывкой от породы, и затем золото собирается посредством ртути. После этого оно отжимается в куске кожи таким образом, что ртуть выходит из его пор. Оставшаяся же ртуть в нем удаляется выпариванием на огне; такое золото называется ртутным. В эпоху Беруни, была широко распространена промывка золота в шлюзах, желобах, чашах и амальгамация. Нами были найдены более 10 образцов симоб кузачи (специальные сосуды для хранения ртути). Этих сосудов (кувшинчиков) были предназначены для транспортировки ртути весом на 1, 2, 3 и 5 кг. Форма их была похожа на грушу с узким яйцевидным горлышком и конусообразным днищем. Такая форма этих придавала сосудам устойчивость против разлома при транспортировке металлической ртути с относительно высоким удельным весом (уд. вес ртути примерно $13,5 \text{ г/см}^3$).

Беруни в своих трактатах о металле, пишет о наличии большого количества рудников и золотоносных рек «И таково же положение с золотом, находимым в водах реки Джейхун в пределах Хутталана, ибо это место близко к ее истоку, спускающимся сверху; здесь при приближении к равнине, вода, несущая золото, теряет свою силу и больше не в состоянии нести его, вследствие чего оно оседает. Иногда оно извлекается вместе с песком и илом, и отделяется посредством промывки, а затем при помощи давления и огня превращается в покрытые ртутью шарики. В горах Хутталана - пишет Беруни - есть селение, полностью лишенное всяких жизненных благ и продуктов питания. Средства к жизни жители его добывают, дожидаясь весенних дождей; когда они бывают сильными и вызывают сели (грязевые потоки). После того как они успокоятся и прекратятся, жители выходят с ножами и железными прутьями, разворачивают русла потоков. Затем, сняв глину, находят золото, которое похоже на длинные куски яичной скорлупы или на нити, как бы вытянутые инструментами золотых дел мастеров.

Беруни приводит данные о золотоносных рудниках пустынь и степей. Он отмечает: «В других странах нет рудников, которые давали бы более обильную добычу и более чистое золото; однако пути к ним затруднительны из-за пустынь и песков. Где золото, там всегда сопутствует серебро». По-румейски оно называется ард-

жуса, по-сирийски - сйма, по-персидски - сйм, по-тюркски - кумуш и по-индийски - руб. Если рассмотреть период времени по добыче руд и плавке металлов, то самое большое количество переработки приходится на IX-XI вв н.э. В этот период, в Средней Азии, была сильно развита наука и технология добычи и переработки полезных ископаемых.

В последние годы в нашей республике заметно оживилось изучение истории горного дела, металлургии и литейного производства. Одним из крупных районов добычи золота в средневековье было феодальное владение Илак расположенное в Ташкентском оазисе. Руины столичного городища Тункента находятся на левом берегу реки Ангрен к востоку в пяти километрах от современного Алмалыка. Городище Илак-Тункент представляет руины города площадью более 150 га. Цитадель города окружена стеной. С востока, к ней примыкает Шахристан, также обнесенный оборонительной стеной. С трех сторон ее окружают пригороды – рабады, с севера городище ограничивает долина реки Ангрен. Наши многолетние исследования на городище определили общие черты распространения золотосеребросодержащих медных и железных шлаков.

Многие исторические источники X-XI веков, в частности авторы Ал-Хамдуни, Ал-Мукаддаси, Ибн-Хаукал, Истахри, Ас-Самани и другие широко отмечали производство металлов в Илаке.

Самые крупные шлаковые отвалы находятся в северо-восточной части Тункента, и на его западной окраине. Общее количество медных шлаков Тункента определяется весом более 150 тыс. т. Кроме медных шлаков, здесь есть участки, где сосредоточены железные шлаки,

Т а б л и ц а
Химический состав шлаков

Компоненты	Содержание
Золото	2,02 г/т
Серебро	300,0 г/т
Медь	3,35 %
Двуокись кремния	45,0 %
Железо	25,0 %
Цинк	1,3 %
Свинец	0,2 %
Окись	4,88 %

весом не менее 50 тыс. т. По нашим предположениям и анализам здесь имеются и шлаки полиметаллических руд. Был найден минерал галенит со сфалеритом весом почти около 10 кг. Это свидетельствует о том, что здесь переплавляли, медь, золотосодержащие и железные, а также полиметаллические руды.

В течение 1996-97 годов Тункентские шлаки были детально изучены с применением химического, минералогического и фазового анализа.

При археологических раскопах был заложен шурф-раскоп 7х4х4 м на самом главном отвале, а также небольшие раскопы 3х4х3 м, 3х4х3 м на других отвалах. На главном отвале вскрыта печь для плавки медных руд. Длина этой печи достигает 1200-1400 мм, ширина 1000-1200 мм, а высота до 800-900 мм, печь была обнаружена на склоне шлакового отвала, на глубине около 600-800 мм. Стенами печей служила обожженная глина, толщина, которой достигала от 30 мм до 150 мм. На дне печи толщиной до 2 см образовался настил из медного сульфида и медного купороса—следы, плавки медных руд. Эти печи были установлены на удобном высоком месте, где была возможность продувки воздуха при помощи кожаных мехов. Стены печей облиты шлаками, они впитывали большое количество меди и окислялись со временем. Эти печи часто строились прямо на шлаковых кучах на склоне земли рядом или около шлакового отвала. Печь использована многократно в течение длительного времени. При полном разрушении стена печи растиралась на порошок, затем вновь была использована для изготовления из нее новых печей с добавлением некоторых присадок из огнеупорных горных пород доломита, шамота и магнезита. Такие кирпичи найдены в печах Чуян Булака, где осуществлялись плавки железных руд. По нашим предположением руда подвергалась плавке и рафинированию по схеме представленной на рисунке.

В ходе исследований руду подвергли минералогическому и петрографическому анализу. Минералогический анализ показал, что в основном руда состоит из следующих минералов: лимонит вместе с гидроксидами марганца, хризолит, малахита, азурита, молибденита, кварца и самородного золота и серебра. Химический состав руды приведен в таблице. Нами были найдены золотосодержащие медные монеты, изготовленные в Тункенте. У 8 типов монет надписи повторяются, а год невозможно установить. В монетах 9 типов имеется надпись: Илхан-ал-Аддин, Кудбаддаула Ахмад Ибин-Саид Бакр бин-ал-Хасан, Илак 394 (1003-1004 гг.). В II типах монет имеется следующая надпись: Илхан-ал-Аддин-Кутбад-Даулла, Ахмад-бин-Али, Мухаммад-бин-Мансур Илак 393 (1002-1003 гг.). У 12 типов монет надписи невозможно было прочесть. Много имеется монет на руках у жителей данных районов, которые нашли их, во время полевых работ. Их систематическое изучение могли бы дать больше сведений об истории горно-



металлургического промысла Маверанахра.

Геологические и археологические исследования, а также литературные источники свидетельствуют о том, что на территории современного Узбекистана в IX-XI веках до н.э. начались попытки получения цветных и благородных металлов, с последующим развитием

металлургии. Считаем, что надо продолжать работы по изучению истории развития переработки руд с применением современных методов обработки результатов и объединить усилия всех организаций и учреждений, научных работников и практиков, заинтересованных в сохранении и обогащении новыми данными истории горного дела и металлургии Узбекистана.

ПРЕДЫСТОРИИ ЗОЛОТОРУДНОГО ГОРНОГО ПРОМЫСЛА в музее «Истории освоения Кызылкума» города Зарафшана

УДК 622.0

© А.Г. Беленко, З.М. Кустова, А.Г. Лузановский, В.В. Повереннов, П.А. Шеметов 2001 г.

А.Г. Беленко, главный геолог Центрального РУ НГМК, Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан,
З.М. Кустова, директор музея «Истории освоения Кызылкума» отдела культуры Хокимията г. Зарафшана,
А.Г. Лузановский, ведущий инженер-геолог Центрального РУ, канд. геол.-минерал. наук,
В.В. Повереннов, начальник ОЭС ВВС ЦРУ НГМК, Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан,
П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау, канд. техн. наук, Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан

Всемирно известный карьер Мурунтау за свою почти сорокалетнюю историю преодолел знаменательный рубеж - из недр земли извлечено более миллиарда кубометров золотосодержащей руды. Карьер Мурунтау, по объемам добываемой руды он является одним из крупнейших в мире горнорудных предприятий, гордостью Независимой Республики Узбекистан.

В музее «Истории освоения Кызылкума», отражаются разновременные «истории», насчитывающие миллиарды, миллионы лет, тысячелетия и десятилетия. «Истории» начинались в разное время и, догоняя одна другую, продолжают в общей совокупности, в наши дни.

В плане реализации Указа Президента Республики Узбекистан И.А. Каримова, от 12.01.1998 года «О коренном улучшении и совершенствовании деятельности музеев», в городе Зарафшане - центре золоторудной промышленности Республики, музей отражает в основном историю освоения пустыни Кызылкум предприятиями Навоийского горно-металлургического комбината, но, при этом, решается главная задача, поставленная Президентом - развитие духовности подрастающего поколения в государстве, избравшем цивилизованный путь развития, на примерах героической деятельности и самоотверженного труда покорителей пустыни.

Поэтому в музее обозначены исторические вехи с различным временным диапазоном. В их числе - предыстория первая, галактическая, насчитывающая десятки миллиардов лет и с ее характером зарождения планет Солнечной системы в нашей Галактике. Предыстория вторая, земная, ограниченная более конкретным временем, не менее 6 миллиардов лет. В этой предыстории, отраженной на стендах музея в виде панорамы, на которой показана эволюция Литосферы земного геоида, в колыбели которой зарождались примитивные представители животного и растительного мира планеты. Третья предыстория, Кызылкумская, насчитывает более 600 миллионов лет - по данным определений абсолютного и относительного возраста различных магматических, метаморфических и осадочных горных пород.

И только в последние тысячелетия этой Кызылкумской предыстории началось освоение земных недр аборигенами данной территории, проживавших в античную эпоху.

В Кызылкумском регионе возраст древних рудников определяется археологами рубежом каменного и бронзового веков, примерно границей палеолита и неолита насчитывающей 5000 лет. Точно определить дату извлечения из недр Кызылкума исторически первого кубометра рудной массы пока не представляется возможным. «Круглой датой» - можно считать 5000 лет!

В позапрошлом веке великий публицист В.Г. Белинский писал: «Знать прошлое надо, чтобы понять настоящее и предвидеть будущее». Поэтому нашей целью является расширение кругозора молодежи - читателей «Горного вестника Узбекистана», интересующихся историей геологии и горного дела края, но не имеющих возможности посетить музей г. Зарафшана.

Так какие же непереносимые условия были необходимы для производства древнего горного промысла? Их пять: руда, вода, энергия, подъездные пути к руде, людские ресурсы. В заключение, мы сравним реализацию этих условий, выполняемых в эпоху бронзы и в годы нашей «золоторудной истории», насчитывающей только первые десятилетия.

Итак, предыстория древнего горного промысла Кызылкума!

РУДА. В античную эпоху в различных регионах земли добывались руды меди, олова, железа, свинца, золота, серебра, цинка, никеля, марганца, сурьмы, кобальта, ртути. Открытие рудных месторождений, в основном, были случайными. В качестве «поисковых признаков» привлекали внимание яркие цвета вторичных минералов - продуктов зон окисления первичных руд. Вторичные минералы использовались для изготовления минеральных красок, применялись в лечебных целях. Среди них - охры, кобальтовая синь, киноварь, малахиты, азурит, хризоколла, медный купорос и другие.

Именно пытливым восточным мудрецам приписывают изречение: «Злато, олово, свинец... Сын мой!

Сера - их отец! И спеши, мой сын, узнать: всем им ртуть родная мать!».

В Кызылкуме, в эпоху бронзы добывали медную руду, бирюзу, кремь, россыпное золото. О разработках рудного золота достоверных сведений нет.

Только в южной части Центрального Кызылкума работами Н.В. Дарвиной установлено 27 рудников эпохи бронзы [1-3]. В их числе:

- медные рудники: Заккудук, Ауминзатау, Коспактау, Оловянный, Западный, Центральный, Медные I и II, Джамантау, Джаманкынгыр, Аяккудук, Южнокаратаский, Коктау.

- разработка бирюзовых копий: Беспан I и II, Кургантау, Уйректатау, Юго-западный, Тюлянташ, Зымбалтау, Юго-восточный, Безымянный, Шатымтау.

- разработка кремней. Работы велись рядом с медными рудниками в Коспактау, Жунус-Булаке, Восточных Тамдах, Захкудуке, Джаманкынгыре.

Медная минерализация в пределах рудников связана с процессами окварцевания пород, развитым по зонам разломов и трещиноватости субширотного простирания. На рудниках объемы извлеченной рудной массы не превышают десятки и первые сотни кубометров. Так, например, в Коктау, являвшимся крупнейшим рудником не только в Кызылкуме, но и в пределах древнего Турана, горные раскопы объединялись в единый горнодобывающий узел. Здесь было извлечено свыше 35 000 м³ горной массы. Древними рудокопами отрабатывались руды с содержанием меди свыше 5%. Так содержание остаточного металла в рудах, оставленных в отвалах древних выработок после рудоразборки, по данным химического анализа составили: по древнему руднику Джаманкынгыр - 5%, в Коктау - 10%, по древнему руднику Ауминзатау - 10%. Характерной особенностью большинства меднорудных горных промыслов является обустройство горнопромышленных комплексов. На каждой металлургической стоянке обнаружены рудоразборные площадки. Содержание меди в рудах с обогащательных площадок составляет от 10 до 14%, а в шлаках - 4% и более. В материале ряда сборных проб шлаков с корольками меди пробирным и химическим анализом установлено олово в количествах не менее 0,02%, следы золота и содержания серебра от 20 до 32 г/т. На древнем руднике Оловянном в горах Ауминзатау один из шурфов был пройден на глубину до 10 м. Наиболее высокие содержания олова здесь достигали 1%. Древними рудокопами отрабатывались богатые окисленные медные руды с касситеритом, приуроченным к зонам окварцевания в известняках. Богатые медные руды с содержанием остаточной меди в шлаках 16%, примесью мышьяка в 0,08%, сотыми % серебра и тысячными % золота поступали из рудников района Аяккудука на металлургическую стоянку восточной окраины Тамды. Следует отметить, что большинство древних рудников определялись единичными горными выработками.

ВОДА. Палеогеоморфологические исследования четвертичных отложений и археологические описания древних стоянок неолита свидетельствуют о достаточной обводненности территории Кызылкума.

За последние пять тысяч лет русла Амударьи и Сырдарьи меандрировали к востоку, блуждая по Караку-

мам и Кызылкуму. Амударья, примерно в районе трассы Каракумского канала, впадала в Каспийское море. Сырдарья вначале этого периода использовала нынешнее русло Амударьи, в более поздние времена ее русловые отложения фиксируются в предгорьях Кульджуктау, Тамдытау, Букантау. Одним из поздних ее русел являлось ныне пересохшее русло Жанадарьи. Современные бессточные котловины Кызылкума были заполнены озерными водами. Например, вокруг современных солончаков и соляных озер Лявлякана найдены остатки древних стоянок, косвенно свидетельствующие о пресноводности Лявляканских озер в эпоху бронзы.

ЭНЕРГИЯ. Наиболее вероятным источником энергии многие тысячелетия являлся огонь горящих растений, возможно торф, уголь, нефть. Известным способом разработки скальных массивов (по аналогии с известными районами древнего горного промысла близ Самарканда и Ташкента) могли служить костры из саксаула, карагача, арчи, выкладываемые на выходы рудных жил на дневную поверхность. Последние, разогревая горные породы, заливались водой. Скалистые породы растрескивались и, подвергаясь ручной раскayловке извлекались из недр. Такая же тепловая энергия применялась и при плавке руд в печах. Характерно, что шлаковые поля и остатки медеплавильных печей обнаруживаются вблизи русел древних рек и по берегам озер, часто на удалении от мест горного промысла. По особенностям металлургии меди также можно судить о масштабах древнего горного промысла. На территории Центрального Кызылкума отмечено несколько крупных центров по металлургической переработке меди. Один из них - Кайраклы. Здесь на площади 1 км² обнаружено 8 стоянок по переработке меди, площадью от 10 до 500 м².

Крупнейшим центром являлся также район колодца Байсаганек. Здесь, между барханами, найдено свыше 20 насыпок шлаков площадью от 10 до 1100 м². На площади Джаманкынгырского интрузива в горах Тамдытау пункт по металлургической переработке меди удален от рудника на 800 метров. Крупный центр медной металлургии выявлен к северу от Тамды. Его окраинные стоянки начинаются от железнодорожной станции Кызылкудук небольшими скоплениями шлаков. Далее к северо-востоку шлаковые поля прослеживаются на десятки километров, среди которых наиболее крупные имеют площадь насыпок до 1000 м². Помимо шлаков, на металлургических стоянках обнаружены предметы, связанные с обогащением руды - дробильные ступы, песты, металлургические тигли, обломки плавильных печей, остатки литейных форм, микролитические орудия из халцедона, керамические черепки.

ПОДЪЕЗДНЫЕ ПУТИ К РУДЕ. Наскальные рисунки (петроглифы) вблизи города Зарафшана изображают верблюдов под вьюками. Это косвенное свидетельство о возможности доставки руды таким способом к месту плавки.

ЛЮДСКИЕ РЕСУРСЫ. Литературные историко-археологические источники большое внимание уделяют описаниям быта, становищ и поселений аборигенов, характеру караванных троп от колодца к колодцу. Складывается впечатление, что в регионе проживали только кочевники. Племена саков и массагетов занимались отгон-

ным животноводством и военными набегами. Однако об оседлости населения в эпоху ранней бронзы свидетельствуют не только остатки рудников и плавильных печей, но и крепости, которые они строили, используя такие горные породы как природный камень, глину, гипс, песок, гравий, известняк, мрамор, слюду. Широко применялись соли и минеральные воды. Драгоценные камни являлись украшениями и источником богатства.

Иронизируя по этому поводу, великий Алишер Навоий писал: «Дороже всех богатств тебе дана бесценная жемчужина одна. И это разум. Не сравнятся с ним рубинам и алмазам дорогим».

На основании проведенных геолого-археологических исследований можно сделать основной вывод о Кызылкумской горно-металлургической предистории эпохи бронзы - ряд объектов по добыче и переработке меди группируются в системы горно-промышленных комплексов.

Стоянки металлургического производства расположены на разном удалении от рудников - от первых сотен метров до десятков километров. Последнее обстоятельство свидетельствует о расположении жилищ в местах с достаточным количеством воды и топлива, так необходимых и в сфере металлургии.

Геологическая ситуация за последние 5000 лет в регионе существенно изменялась. В междуречье Аму- и Сырдарьи началось сводообразование, продолжающееся и в наши дни. Произошло опустынивание земель, в связи с понижением уровня вод. Опустели без воды древние поселения и горные промыслы. Остались только кочевники-скотоводы.

И всего около 40 лет тому назад началась новейшая история. История золоторудного горного промысла. История знакомая читателям «Горного вестника Узбекистана»

Вскрышные работы на карьере Мурунтау начаты в 1967 году. 1 марта прогремел первый массовый взрыв, 14 мая заложен фундамент главного корпуса ГМЗ-2. А 25 июля 1969 года завершено строительство уникального водовода Амударья - Зарафшан протяженностью 234 км, позволившего начать плавку золота на заводе. Официальной датой начала строительства города Зарафшана считается январь 1965 года.

Последняя новейшая история началась 10 лет тому назад рождением новой Независимой Республики Узбекистан. С этой историей связано сооружение завода «Зарафшан-Ньюмонт», пуск в строй Кызылкумского фосфоритового комбината. Вчерашний день - сегодня становится «историей». А в музее «Истории освоения Кызылкума», как обеспокоено говорит Хоким города Зарафшана А.А. Умаров, становится все теснее. «Теснота» связана с активной деятельностью подразделений НГМК, стремительно осваивающих урановые, золоторудные, фосфоритовые месторождения, залежи строительных материалов и различных солей, нацеленных на скорейшее вовлечение в отработку алмазов, платиноидов, вольфрама, горючих сланцев.

Формула «пяти компонентов», необходимых для горного промысла по сравнению с эпохой неолита видоизменилась - сущность их осталась.

РУДА. Извлекается из недр невидимая, подземным или открытым способом с применением высокопроизводительной техники. При ее переработке используют различные современные технологии: от гидрометаллургии до химического и биоксидного выщелачивания.

ВОДА. Идет по трубам водовода ОЭС ВВС из Амударьи от Сазакино до Зарафшана.

Гидрогеологами с помощью глубокого бурения выявлены сероводородные, родоновые, бромистые, йодистые, кремнистые воды в нашем регионе. В обозримом будущем «горячие скважины» подземных минеральных вод станут центрами санаториев-профилакториев практически всех рудоуправлений НГМК.

ЭНЕРГИЯ. Каскад линий ЛЭП от Нурека до Нукуса.

ПОДЪЕЗДНЫЕ ПУТИ К РУДЕ. Системы железных и автомобильных дорог.

ЛЮДСКИЕ РЕСУРСЫ. Высокопрофессиональный коллектив горняков и металлургов, геодезистов и геологов, энергетиков и транспортников, шахтеров и строителей НГМК.

Отмечая историю миллиарда золотой руды, извлеченной из карьера Мурунтау, мы помним истории рождения Навои и Учкудука, Зафарабада и Нурабада. Отражение общих земных и человеческих предисторий и истории современного освоения бывшей пустыни в музее города Зарафшана бережно хранятся и приумножаются, отражая будни трудовых подвигов и такие редкие праздники - как первый миллиард золотой руды.

Список литературы:

1. Ребрик Б.М. У колыбели геологии и горного дела. Геоинформмарк. М. 2000. с.182.
2. Кучерский Н.И. Зарафшан: новая горнорудная цивилизация // Металлы Евразии, №3. 1999. с.74-79.
3. Беленко А.П., Лузановский А.Г. В скифских курганах золото Кызылкумов? // Металлы Евразии, №3. 1999. с.80-83.



27 декабря 2001 года ушёл из жизни главный геолог Навоийского горно-металлургического комбината, Доктор геолого-минералогических наук, «Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан», «Почетный разведчик недр», кавалер ордена «Знак Почёта», Академик Российской Академии горных наук, член Ученого Совета по защите кандидатских и докторских диссертаций Навоийского государственного горного института –

МАЗУРКЕВИЧ АЛЕКСАНДР ПЕТРОВИЧ.

Александр Петрович родился 3 октября 1939 года в г. Самарканде. Трудовую деятельность начал в 1963 году, после окончания Московского института цветных металлов и золота в Целинном горно-химическом комбинате, где участвовал в открытии и разведке крупного ураномолибденового месторождения «Восток».

С 1974 года Мазуркевич А.П. работал в Северном рудоуправлении Навоийского горно-металлургического комбината старшим инженером-геологом, заместителем главного геолога по разведке, главным геологом рудоуправления.

С 1985 года Александр Петрович в должности главного геолога Навоийского горно-металлургического комбината успешно руководил геологической службой комбината. За период работы в комбинате Мазуркевич А.П. внес большой личный вклад в развитие горнодобывающей промышленности региона по увеличению мощности имеющихся предприятий и создания новых производств.

Александр Петрович в своей производственной деятельности всегда уделял большое значение постановке научно-исследовательских работ и внедрению результатов исследований в производство. Он является автором и руководителем открытия, разведки и комплексных технологических исследований нового промышленного типа ураноредкометалльных месторождений Алтынтауского рудного поля, активным участником внедрения способа подземного выщелачивания урана.

Александр Петрович, являясь Главным конструктором систем автоматизированного проектирования совместно с научно-исследовательскими организациями Республики Узбекистан, стран СНГ и дальнего зарубежья осуществлял руководство и координацию научно-исследовательских работ в области повышения эффективности использования недр.

Он - один из разработчиков и активных участников внедрения в горнодобывающий комплекс Навоийского горно-металлургического комбината компьютерных технологий математического моделирования недр, проектирования оптимальных форм карьеров Мурунтау, Кокпатаса, Даугызтау. При его непосредственном участии разработаны и внедрены на карьере Мурунтау компьютерные технологии управления качеством добываемого сырья с использованием современных спутниковых навигационных систем GPS, крупнопорционной и мелкопорционной рудосортировки золотосодержащих руд на карьерах Кокпатас и Даугызтау.

Мазуркевич А.П. является одним из разработчиков и активных участников внедрения комплексной технологической системы промышленного освоения Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов: селективной выемки руд, радиометрической сортировки, сухого обогащения, частичной промывки и обжига. В результате внедрения этой технологии стало возможным из нерентабельного месторождения создать прибыльное предприятие в Республике Узбекистан по производству собственной высоколиквидной продукции в виде высококачественных удобрений.

Результаты его научно-исследовательской деятельности отражены в 71 научном труде и 19 авторских изобретениях.

В лице Мазуркевича Александра Петровича – истинного патриота Узбекистана комбинат потерял талантливого организатора изучения и разработки месторождений полезных ископаемых, крупнейшего учёного и специалиста, инициатора разработки и внедрения в производство самых современных технологий, скромного, доброго и чуткого товарища.

Коллективы предприятий, геологи комбината понесли тяжёлую невосполнимую утрату.

Вместе с родными мы глубоко скорбим о потере своего Коллеги, Друга, Учителя, Человека.

Выражаем близким искренние и глубокие соболезнования.

Светлая Память навсегда будет в наших сердцах, а его творческий поиск в наших делах.