

УДК 669.213.63(575.2)

БЕСЦИАНИДНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ МЕДНО-ЗОЛОТЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДОЛПРАН КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ

М.Б. Баткибекова, Т.Ш. Джунушалиева, Д.Б. Борбиева

Приведена методика бесцианидного извлечения золота из концентратов упорных медно-золотых руд месторождения Долпран (КР).

Ключевые слова: медно-золотые руды; бесцианидное извлечение; золото; медь; метод.

Из научно-технических проблем, стоящих перед современной золотодобывающей промышленностью, проблема извлечения золота из технологически упорного сырья, без преувеличения, может быть отнесена к числу наиболее важных.

По оценке экспертов, именно за счет более широкого вовлечения в эксплуатацию упорных золотых и комплексных золотосодержащих руд в текущем столетии планируется обеспечить основной прирост добычи золота в мире. Большинство научных разработок и публикаций последних лет в области обогащения и металлургической переработки руд благородных металлов, так или иначе связаны с проблемами извлечения упорного золота.

Под понятием “упорные золотые руды” в общем виде подразумеваются труднообогатимые руды с содержанием золота, переработка которых с необходимыми технологическими показателями существующими методами затруднительна. Дело в том, что одна и та же золотая руда, проходя через ряд последовательных технологических операций, составляющих в совокупности схему ее переработки, совершенно по-разному проявляет свои свойства. Так, например, руда, содержащая золото в тесной ассоциации с сульфидами (пиритом, арсенопиритом и др.), в принципе довольно легко подвергается флотационному обогащению. Однако та же руда или получаемые из нее концентраты, в случае обработки их цианированием или плавкой могут оказаться чрезвычайно упорными в технологическом отношении. Точно так же руда может быть легко цианируемой, но трудно поддающейся флотации или гравитационному обогащению, легко флотируемой, но трудно извлекаемой и т. д.

Авторы предлагают оценивать технологическую упорность золотых руд по их поведению в каком-то одном наиболее важном (базовом) тех-

нологическом переделе, определяющем итоговые показатели извлечения металла в конечную товарную продукцию и общую экономическую эффективность обогачительно-металлургического цикла.

Для золотых руд коренных месторождений роль базового технологического процесса, бесспорно, принадлежит цианированию, с применением которого перерабатывается основная масса руд и добывается более 80 % металла в мире [1–3].

Цианидное выщелачивание в настоящее время является основным способом извлечения золота из руд как в традиционной технологии, так и при геотехнологической добыче. В качестве реагента используются соли цианистой кислоты – цианиды натрия или калия концентрацией 0,02–0,3 %. Растворение золота происходит по реакции

$$2\text{Au} + 4\text{KCN} + 2\text{O}_2 + \text{H}_2\text{O} = 2\text{KAu}(\text{CN})_2 + 2\text{KOH},$$

из которой следует необходимость введения в процесс окислителя – добавок в рабочий раствор перекиси водорода, гипохлоритов калия, натрия и др. В подземном или кучном выщелачивании для предотвращения коагуляционных явлений предпочтительнее использовать едкие щелочи (KOH или NaOH), не приводящие к увеличению в растворе содержания кальция.

Процесс цианирования золотосодержащих руд и концентратов используется и в традиционной технологии достаточно изучен. В частности, установлено, что скорость растворения золота может контролироваться либо концентрацией NaCN, либо кислородом; интенсивное пассивирование золота имеет место в присутствии солей свинца; при малых концентрациях (5–25 мг/л) серебро, свинец и ртуть ускоряют растворение золота; в присутствии сульфосолей мышьяка скорость растворения золота резко подавляется.

При всех достоинствах цианистого процесса извлечения золота из руд у него имеется

существенный недостаток – очень высокая токсичность цианистых солей. До сих пор не решена проблема обезвреживания стоков, поэтому уже давно ведется поиск альтернативных реагентов для гидрометаллургической (в том числе и геотехнологической) переработки золотосодержащего сырья.

Тиомочевинное (тиокарбамидное) выщелачивание. Возможным заменителем цианистых растворителей золота являются кислые растворы тиомочевинны. Исследования как у нас в стране, так и за рубежом показали следующие преимущества тиомочевинного растворения по сравнению с цианированием: скорость процесса выше примерно в 10 раз, он менее подвержен воздействию со стороны ионов-примесей, меньше удельный расход и коррозионная активность реагента. Вместе с тем указывались и отрицательные моменты: тиомочевина на 25 % дороже NaCN, в окислительных условиях она разлагается, имеются сложности при извлечении золота из тиомочевинных растворов активированным углем.

Тиомочевинная технология перспективна для переработки углеродсодержащих глинистых золотосодержащих руд, а также мышьяксодержащих. В цианистом процессе серьезные трудности вызывает наличие меди, при тиомочевинном растворении это осложнение частично снимается вследствие значительно меньшей скорости ее разложения, эффективно растворяется золото в кислых растворах в присутствии окислителя. Установлено, что наилучшим из исследованных реагентов является раствор тиомочевинны с добавками серной кислоты и трехвалентного железа. При этом окислительно-восстановительный потенциал не может быть ниже 125–130 мВ (из-за осаждения золота) и выше 160–165 мВ (из-за окисления свободной тиомочевинны). Стабилизация его в ходе процесса на определенном уровне может осуществляться, например, добавками сернистого газа. Эксперименты показали, что в случае тиомочевинного выщелачивания золото извлекается с большей полнотой, чем цианированием: 90–97 против 8–92 %. Показана возможность использования растворов тиомочевинны в замкнутом цикле с концентрацией железа не выше 10–12 г/л [2, 3].

В результате промышленных испытаний установлено: тиомочевинное выщелачивание золота возможно, причем извлечение его равно или выше, чем при планировании; в случае тонкой вкрапленности золота такое выщелачивание не имеет кинетических преимуществ перед цианированием; тиомочевинная технология может оказаться рентабельной даже с низким извлечением (60 %) выщелачивания углеродсодержащих руд, которые не-

возможно перерабатывать иными способами, она может быть использована для переработки низкосортных золотосодержащих отвалов.

В промышленном масштабе тиомочевина применяется лишь на предприятиях с очень богатым концентратом, что оправдывает затраты на реагент. В России в результате испытаний на опытных установках выявлены недостатки способа: длительность операции закисления, высокий расход кислоты, обогащение продуктивных растворов элементами-примесями и др.

Эксплуатационные затраты при тиокарбамидном выщелачивании в целом примерно на 25 % меньше, чем для цианирования за счет существенно (более чем в три раза) меньших затрат на обезвреживание промышленных стоков. В Кыргызстане тиокарбамидная технология разработана для концентратов упорных золотосодержащих руд юга республики (Терексайское месторождение) [4], однако на рудах месторождений золота в Северном регионе страны не опробовалась.

Целью настоящей работы является разработка технологии тиокарбамидного выщелачивания из упорных золотосодержащих руд месторождения Долпран (Чуйская область, устье р. Чон-Кемин).

Экспериментальная часть. Осуществлен отбор средних проб (Д-07, Д-08) из разных участков месторождения золотосодержащих руд Долпран, проведен спектральный и химический анализ, показавший наличие золота в количестве 2,7 и 2,1 г/т соответственно. Руды концентрировали методом флотации, полученный флотоконцентрат содержал 7 г/т золота (таблица 1).

Таблица 1 – Содержание золота во флотоконцентрате упорной золотосодержащей руды месторождения Долпран

№ пробы	Золото, г/т	Медь, %
Д-008	7,000	0,26
	0,150	0,16
	0,120	0,14
Д-007	7,000	1,32
	0,900	0,20
	0,900	0,23

Методика выщелачивания золота из концентрата руды месторождения “Долпран” (испытываемый образец после 3-х стадий флотации)

К навеске пробы (40,94 г) прилили раствор определенной концентрации серной кислоты в соотношении 1:3. После тщательного перемешивания смесь была оставлена на 10–12 часов. Смесь пробы с серной кислотой отфильтровали, осадок

промыли несколько раз водой, затем к осадку прилили в определенном соотношении 6%-ный раствор H_2SO_4 , добавили в сухом виде $Fe_2(SO_4)_3$ и 3%-ный раствор $Cs(NH_2)_2$. Смесь поставили на мешалку на 5–6 часов для выщелачивания золота. После перемешивания смесь отфильтровали, осадок промыли. К фильтрату, содержащему золото, добавили алюминий для восстановления золота (процесс цементации) и перемешивали на магнитной мешалке еще 2 часа. Раствор после перемешивания отфильтровали через фильтр Шотта № 4, промыли осадок несколько раз концентрированной соляной кислотой для растворения избытка алюминия.

Осадок, содержащий золото на фильтре, растворили в горячем растворе “царской водки”. Полученную смесь выпаривали на песчаной бане в фарфоровой чашке почти досуха, добавляя 2 раза понемногу концентрированной HCl для удаления остатков азотной кислоты.

К содержимому фарфоровой чашки прилили около 6 мл концентрированной соляной кислоты, 20 мл дистиллированной воды, перемешали и отфильтровали в мерную колбу на 50 мл. Промыли фильтр и фарфоровую чашку несколько раз дистиллированной водой и довели раствор в мерной колбе до метки водой.

Для определения содержания золота использовали метод титрования тиосульфатом натрия (0,00412н). В качестве индикатора был взят раствор дитизона в четыреххлористом углероде.

К 5 мл исследуемого раствора добавляли 25 мл насыщенного раствора хлористого калия в соляной кислоте, 1 мл раствора дитизона. После энергичного перемешивания раствор приобретает золотистый цвет. Титровали осторожно, по каплям приливая из микробюретки раствор тиосульфата натрия до приобретения дитизиновым слоем изумрудно-зеленого цвета.

На титрование двух параллельных проб израсходовано соответственно – 0,08 и 0,09 мл 0,00412н раствора $Na_2S_2O_3$. Средний объем \mathcal{G}_{cp} составляет

$$\mathcal{G}_{cp} = \frac{0,08 + 0,09}{2} = 0,085 \text{ мл},$$

$$T_{Na_2S_2O_3/Au} = \frac{0,00412 \cdot 65,67}{1000} = 0,0002706 \text{ г/мл}.$$

Содержание золота (%) в пробе определяли по формуле.

$$Q_{Au} = \frac{\mathcal{G} \cdot T_{Na_2S_2O_3/Au} \cdot V_k \cdot 100}{V_a \cdot a},$$

где \mathcal{G} – объем тиосульфата натрия, пошедший на титрование; T – титр тиосульфата натрия по золоту; V_k – объем раствора (50 мл); V_a – объем аликвоты (5 мл); a – масса пробы, г.

$$Q_{Au} = \frac{0,085 \cdot 0,0002706 \cdot 50 \cdot 100}{5 \cdot 40,94} = 0,0005614 \text{ \%}.$$

Учитывая, что содержание золота в исходном концентрате составляло 7 г/т, рассчитывали % извлечения золота из флотоконцентрата % извлечения Au:

$$\frac{5,614 \cdot 100}{7} = 80,2 \text{ \%}.$$

Таким образом, из концентратов упорных золотосодержащих руд месторождения Доллпран (КР) тиокарбамидным выщелачиванием извлечено золото с выходом в 80,2 %.

Выводы

- Исследован химический состав образцов упорных золотосодержащих руд месторождения Доллпран (КР).
- Проведено концентрирование руды и установлено содержание золота, равное 7 г/т во флотоконцентрате указанной руды.
- По авторской технологии произведено тиокарбамидное выщелачивание золота из концентрата руды месторождения Доллпран. Извлечение золота составило 80,2 %.

Литература

1. Беневольский Б.И. Золото России. Проблемы использования и воспроизводства минерально-сырьевой базы / Б.И. Беневольский. М., 1995. 88 с.
2. Лодейщиков В.В. Упорные золотые руды и основные принципы их металлургической переработки / В.В. Лодейщиков // Гидрометаллургия золота. М.: Наука, 1980. С. 5–19.
3. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. / В.В. Лодейщиков. Иркутск: ОАО “Иргиредмет”, 1999. 786 с.
4. Баткибекова М.Б. Экологически безопасная технология бесцианидного извлечения золота из концентратов упорных руд и хвостов обогащения / М.Б. Баткибекова, Т.Ш. Джунушалиева // Материалы V межд. конф. по химии и коммерц. и хим. технологий. Москва, 2004. 27–29 сент. М., 2004.