

УДК 622.73/77: 553.411

А.К. КОБЖАСОВ^{*}, Д.К. АБДРАХМАНОВА, С.Е. ПУНЕНКОВ^{*}**ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕТАЛЛА ДОРЕ ИЗ ХВОСТОВ
ОБОГАЩЕНИЯ ХРИЗОТИЛ-АСБЕСТОВЫХ РУД***(Представлена академиком НАН РК Е.И. Пономаревой)*

Представлены результаты экспериментальных исследований применения комбинированной схемы обогащения хризотил-асbestовых руд, технологии переработки золотосодержащего флотоконцентратата с получением металла Доре.

В последние годы в связи с вовлечением в переработку труднообогатимых руд сложного вещественного состава, обеднением месторождения, ведения горно-геологических работ в сложных условиях, экономическими спадами на спрос того или иного металла или минерала на мировом рынке, говорит о необходимости переработки техногенных образований, особенно важной становится комплексная переработка минерального сырья. Прогнозная оценка технологических свойств и обогатимости минерального сырья природного и техногенного происхождения позволяет найти наиболее выгодное решение в применении комбинированных схем обогащения.

Для решения этой задачи требуется резкое увеличение объемов добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых. Поэтому в основных направлениях экономического и социального развития стран СНГ предусматривается широкое внедрение в народное хозяйство принципиально новых технологий обогащения минерального сырья, в том числе гидрометаллургических процессов, позволяющих многократно повысить извлечение металлов, поднять эффективность использования минеральных ресурсов, снизить энерго- и материалоемкость производства, улучшить охрану окружающей среды.

Современное развитие горно-обогатительной отрасли Республики Казахстан характеризуется возрастанием доли забалансовых и труднообогатимых руд, невосполнимостью и ограниченностью запасов полезных ископаемых, удорожанием добычи полезных ископаемых, возрастанием мировых цен на золото и падением спроса на хризотил-асбест, негативным влиянием накапливаемых отходов на экологию в регионах.

Все очевидней проявляется тенденция к росту спроса на мировом рынке на черные и благородные металлы, к сожалению, падает спрос на строительный материал хризотил-асбест, отчасти это связано с широкой пропагандой на западе искусственного заменителя этому минералу, широко поддерживающим его рекламу химической промышленностью. Проблема комплексного использования хризотил-асbestовых руд назрела давно. [1] В результате разработана комбинированная схема обогащения, позволяющая, помимо хризотил-асбеста 3-6 групп, выпуск которого освоен в промышленном масштабе, попутно доизвлекать золото.

В проведенной исследовательской работе рассматривается предлагаемая технология переработки золотосодержащего флотоконцентратата, по технологии цианирования и сорбции окисленного золотосодержащего флотоконцентратата [2, 3].

Исходный золотосодержащий флотоконцентрат является сульфидным и переработка прямым цианированием затруднительна, что обозначено нахождением в флотоконцентрате большей части золота в виде тонкой вкрапленности в пирите и арсенопирите.

Был проведен эксперимент в лабораторных условиях, предусматривающий перекачивание золотосодержащего флотоконцентратата в модуль атмосферного реакторного окисления, где осуществлялось окисление концентратов кислородом в присутствии извести. Предлагаемая схема по переработке золотосодержащего флотоконцентратата с получения сплава Доре изображено на рисунке 1.

После реакторного окисления, окисленный золотосодержащий флотоконцентрат подвергал-

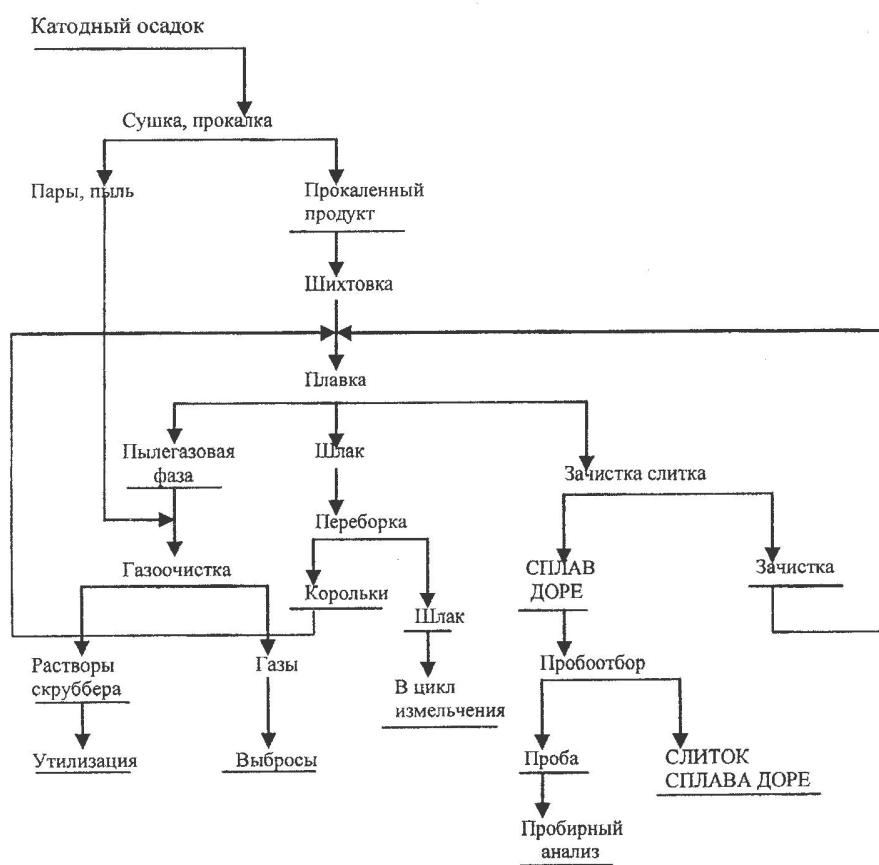


Рис. 1. Рекомендуемая технологическая схема переработки золотосодержащего флотоконцентрата с получением сплава Доре

ся предварительному цианированию. Предварительное цианирование проходило в две стадии. На первой стадии окисленный концентрат загружали перекачиванием в колонну цианирования и смешивали с раствором цианида натрия (концентрация цианида в пульпе 0,2 %). Также в процесс добавлялись известковое молоко и дизельное топливо.

Из операции сорбции насыщенный уголь выводился в узел десорбции и реактивации, где осуществляется элюирование с него золота и электролиз элюятов. Катодные осадки, получаемые в отделении десорбции, подвергались сушке и плавке для получения готового продукта сплава Доре.

Обезвреживание хвостовой пульпы от цианидных соединений осуществлялось метабисульфитом натрия, обезвреживание от соединений мышьяка — методом обработки железным купоросом и известью.

Из полученных данных проведенных исследований, можно сделать вывод, что золотосодержащий флотоконцентрат на 50% состоит из арсенопирита, а суммарная доля сульфидов со-

ставляет 76%. Наличие существенной доли мышьяковистого минерала обосновывает упорность продукта в отношении извлечения золота цианированием. По данным химического анализа золотосодержащего флотоконцентрата содержание мышьяка составляет 28%, содержание серы - 15,7%.

Цианирование флотоконцентрата исходной крупности проводили на концентрате крупностью 90% - 0,074 мм при перемешивании в агитаторе в течение 32 ч в присутствии CaO или NaOH. На рисунке 2 показана динамика растворения золота.

Из полученных данных следует, что эффективность выщелачивания концентрата с использованием в качестве защитной щелочи CaO незначительно выше к 24-му часу выщелачивания, однако хвостовой кек опыта с известью содержит 6,3 г/т золота и, судя по характеру кривой, выщелачивание не заканчивается после 48 часов агитации. В опыте с применением едкого натра наблюдается более быстрый переход золота в раствор в течение первых 12 часов цианирования, однако кек выщелачивания содержит 9 г/т (извлечение 76,0%) золота, а также наблюда-

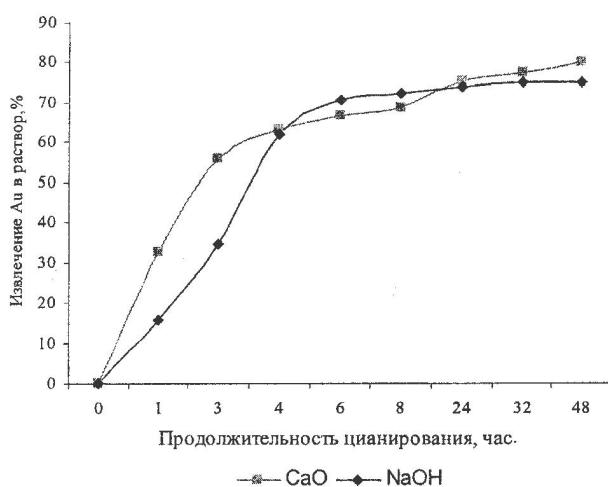


Рис. 2. График выщелачивание флотоконцентратов исходной крупности

ется резкое ухудшение свойств пульпы после цианирования в отношении сгущаемости. Расход цианида на выщелачивание в опытах аналогичен и составляет 5,62 кг/т.

Исходя из данных проведенных опытов с переходом с исходной крупности на крупность 20 мкм, извлечение металла снижается и с дальнейшим уменьшением крупности помола до 10 мкм извлечение падает, что связано с высвобождением большего количества депрессоров золота в раствор. На крупности 5 мкм извлечение несколько возрастает, предположительно, за счет лучшего вскрытия золота. Цианирование сопровождается большим расходом комплексообразователя и, судя по характеру кривых, не заканчивается к 24 часам агитации. Кеки цианирования концентрата содержат золота соответственно для крупности 20, 10, 5 мкм 10,0, 18,8, 13,7 г/т.

В результате постоянного присутствия в растворе свободной щелочи образующиеся соединения серы связываются в гипс, который в свою очередь может депрессировать поверхность природных сорбентов и исключать их негативное действие в дальнейшем процессе цианирования. Окисление проводилось в механических агитаторах с подачей кислорода в пульпу через диспергатор при периодическом подкреплении CaO до значения $p\text{H} 9,0$. При этом кислород подавался со значительным избытком на протяжении всего времени окисления при отношении в пульпе $\text{Ж:Т}=4:1$.

Из данных, полученных на основании многочисленных опытов на зависимость концентрации

кислорода в жидкой фазе пульпы от продолжительности агитации, следует, что активное потребление кислорода на реакции заканчивается после 6 часов от начала процесса и концентрация кислорода превышает 24 мг/л.

Цианирование окисленного концентрата проводили при отношении в пульпе $\text{Ж:Т}=4:1$, концентрации $\text{NaCN}=0,2\%$, $\text{CaO}=0,02\%$ в течение 24 часов. Извлечение золота в раствор составило 93,0; 91,0; 88,8% соответственно для крупностей исходного концентрата 5, 10 и 20 мкм. Кеки цианирования содержат соответственно 2,4; 3,0; 3,4 г/т.

Динамика перехода золота в раствор при цианировании показывает, что для цианирования золота достаточно 14 часов, при этом основная часть извлекаемого золота переходит в раствор в первые 4 часа выщелачивания, то есть золото находится в более вскрытом состоянии и ожидаемый от окисления сульфидов эффект достигнут.

Данные экспериментов показывают снижение извлечения золота в раствор при переходе к более низким концентрациям цианида. Так, при переходе с концентрации цианида 0,2% на 0,15% извлечение снижается на 1,64%, на концентрацию 0,10% еще на 0,26%. При этом расход цианида меняется от 13,2 до 9,2 кг/т. Увеличение концентрации комплексообразователя не приводит к увеличению извлечения, при этом расход цианида увеличивается.

Из проведенных опытов определен режим параметров сорбционного цианирования. В ходе проведенных исследований установлено, что смесь продуктов обогащения, подвергаемая цианированию после окисления, не обладает сорбционной активностью, либо эта активность весьма незначительна. В этой связи продолжительность предварительного цианирования не ограничивается и может равняться величине определенной в исследованиях как достаточное время цианирования, то есть 16 ч. Параметры сорбционного цианирования определялись на основе экспериментальных данных. Для определения требуемой концентрации угля в аппаратах сорбции и времени нахождения угля в процессе построены зависимости концентрации золота в жидкой фазе процианированной пульпы от концентрации угля в пульпе (% от объема) и продолжительности сорбции. Учитывая, что тестами определена оптимальная плотность пульпы при цианировании, равная 20% тв, концентрация золота

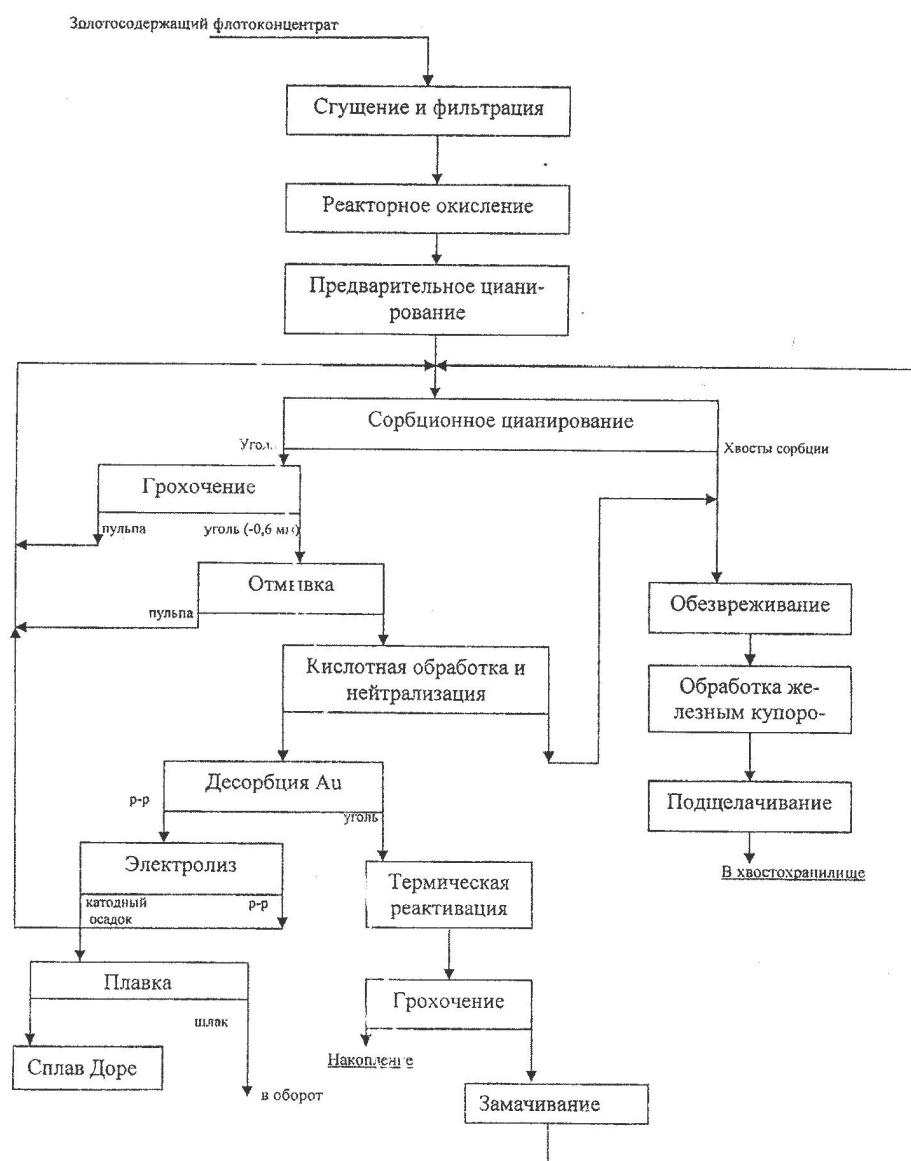


Рис.3. Предлагаемая технологическая схема пирометаллургической переработки катодных осадков

в жидкой фазе будет существенно сказываться на извлечении металла в готовую продукцию. Поэтому определяющим фактором при выборе концентрации угля в аппаратах сорбции является концентрация золота в жидкой фазе.

Из проведенных опытов найдено оптимальное время нахождения угля в процессе – 240 часов. Например, при объемной концентрации угля 3,4% и продолжительности сорбции 240 часов концентрация золота в жидкой фазе составляет 0,04%, что является минимальной величиной, полученной в данных исследованиях.

Пробирный анализ насыщенных углей показал, что в процессе сорбции уголь может быть

насыщенным. Ожидаемая емкость угля в производственных условиях не ниже 2500 г/т, оптимальное количество ступеней сорбции не менее 8.

Плавке подвергаются катодные осадки, получаемые при переработке золотосодержащего концентрата в технологии сорбционного цианирования. Катодные осадки представляют собой частично агрегированный порошок черно-серого или бурого цвета.

Из электролизеров влажные катодные осадки обезвреживают на вакуумном нутч-фильтре до влажности 20%. Схема переработки катодных осадков (рисунок 3), включает в себя проведение операций сушки и прокалки исходного материа-

ла и последующей плавки с добавками флюсов.

Влажные катодные осадки, предварительно разложенные на противни из нержавеющей стали, загружаются в сушильный шкаф. Высота слоя на противне достигала 100-150 мм. Затем катодные осадки после сушильного шкафа загружались в камерную прокалочную печь и подвергались нагреву до 500-600 °C в течение 2-3 ч. После сушки осадок разгружается из печи и направляется на плавку.

Плавку сухих катодных осадков осуществляется в индукционной плавильной печи в графитовых тиглях. Температура плавки 1200-1250 °C, параметры и режимы плавки катодных осадков представлены в таблице 5.16. Шихта готовится взвешиванием компонентов и послойной загрузкой в тигель катодного осадка и смеси флюсов.

Заключение

Таким образом, практические выводы, полученные при выполнении исследований, заключаются в следующем:

1. Разработана комбинированная, экономически эффективная технология извлечения золота из золотосодержащего флотоконцентратата, полученного из отходов переработки хризотил-асbestовых руд, она может быть использована для АО «Костанайские минералы» для промышленного применения. При этом предприятие дополнительно получат прибыль по производству металла Доре.

2. После проведения экспериментов и исследования предложена технология переработки золотосодержащего флотоконцентрат-

та. В лабораторных условиях произведено атмосферное реакторное окисление золотосодержащего флотоконцентратата.

3. Срок окупаемости предлагаемой технологии – 5 лет. Коэффициент рентабельности – 48 %. (Уязвимые факторы – цена золота на мировом рынке и его содержание в руде).

Использование предлагаемой комплексной технологии позволит получать товарный продукт: хризотил-асбест 3-5 групп и золотой слиток сплав Доре.

ЛИТЕРАТУРА

1. Кобжасов А.К., Абдрахманова Д.К., Пуненков С.Е. Комплексная переработка хризотил-асbestовых руд в условиях рыночной экономики // Промышленность Казахстана. Алматы. 2008. №2. с.24-27.
2. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. Учебник для ВУЗов // Изд. 2-е, переработанное и дополненное - М.: Металлургия, 1987. - 432 с.
3. Зелекман А.Н., Г.М. Вольдман, Беляевская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов.-М.: Недра, 1974, с.500.

Резюме

Хризотил-асбест рудаларын байтуудын құрама сүлбасын колданудың эксперименталдық зерттеулер нәтижелері мен Доре металын алудағы құрамында алдыны бар флотоконцентрат қайта өндөу технологиясы ұсынылған.

Summary

The results of experimental studies of combined use of chrysotile-enrichment schemes asbestos ores, gold processing technology flotokontsentrata obtaining metal Dore.

КазНТУ-РИИ-АО «Костанайские минералы»

Поступила 01.07.09