

4. Пат. 1234449 (СССР). Способ переработки высококремнистых сульфидных цинковых материалов / Ж.С. Оскембекова, Н.С. Бектурганов, В.Г. Шкодин, К.Т. Рустембеков, Е.А.Букетов и др. 30.05.1986.

5. Букетов Е.А. Водно-щелочное автоклавное выделение избыточного кремнезема из руд и концентратов и использование растворенной кремнекислоты // Комплекс.использ. минер. Сырья, 1982. № 1. С.20-26.

6. Курин Н.П. Испытание автоклавно-щелочного способа очистки железных руд от примесей с использованием промышленной аппаратуры / Н.П. Курин, Н.Ф. Стась // ЖПХ, 1975. Вып. 48. С.1014.

7. Loginova I.V., Kyrchikov A.V., Lebedev V.A., Ordon S.F. Investigation into the Question of Complex Processing of Bauxites of the Srednetimanskoe Deposit // Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2013. Vol.54. №2, P.143-147.

УДК 669.213.63

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗАБАЛАНСОВОГО СЫРЬЯ

В. Г. Лобанов¹, К. Д. Наумов¹, Р. Э. Хабибулина¹

(¹ УрФУ, г. Екатеринбург, Россия, lobanov-vl@yandex.ru; ² УрФУ, г. Екатеринбург, Россия, naumov.konstantin@urfu.ru; ³ УрФУ, г. Екатеринбург, Россия)

В сообщении рассмотрены особенности извлечения золота из высокошламистого техногенного сырья – лежалых хвостов бегунной фабрики.

Бедное золотосодержащее сырье, в т.ч. забалансовые материалы золото извлекательных фабрик экономически оправдан оперерабатывать методами кучного выщелачивания [1,2]. Чаще всего, подобные технологии включают предварительную подготовку руды, в частности гранулирование, укладку подготовленной руды в штабель на гидроизолированное и экологически надежное основание, монтаж системы орошения кучи и подачу раствора цианида на воздухе механическими разбрызгивателями. Основными недостатками применяемых на практик методов кучного способа являются низкая степень извлечения золота из руды и, как правило, чрезмерная длительность процесса.

С целью ускорения рассматриваемого процесса окомкование или грануляцию руды перед укладкой в штабель проводят с использованием цианистого раствора и дополнительных окислителей [2], например, подают на кислороженный раствор. В другом способе [3] выщелачивание с введением дополнительного окислителя в систему осуществляют в две стадии: на первом этапе раствором, содержащим водный раствор

гидроксида щелочного металла или оксида кальция и пероксида водорода, на втором этапе раствором, содержащим полученный после первичной обработки минерального сырья продуктивный раствор, до укрепленный водным раствором гидроксида щелочного металла или оксида кальция и перекисью водорода, в который вводят цианид натрия до концентрации его в растворе 0,1%. Введение дополнительных окислителей в выщелачивающие растворы позволяет ускорить процесс. Вместе с тем, на практике эффект накислоороживания проявляется весьма условно. В варианте кучного выщелачивания при атмосферном давлении избыточный кислород в течение короткого времени диффундирует из выщелачивающего раствора в атмосферу, не оказав ожидаемого действия. Аналогично ограничивается эффект отведения перекиси водорода, которая также разлагается в течение нескольких десятков минут, тем более в условиях разбрызгивания растворов.

Для повышения эффективности кучного выщелачивания окомкование руды проводят в условиях создания максимально большой концентрации цианида натрия в растворе, пропитывающем рудный материал при оптимальной влажности[4]. Введение в систему «руда – крепкий цианистый раствор» окислителя, дополнительного к кислороду из воздуха, насыщающего смачивающий раствор до равновесных концентраций позволяет интенсифицировать взаимодействия золота с раствором уже на стадии грануляции и выстаивания. За 7-8 суток выстаивания окомкованного рудного материала (стадия созревания) происходит переход золота в его растворимый цианидный комплекс на 65-70%. Цианид натрия, введенный в руду при ее окомковании, прочно усваивается рудным материалом, в основном за счет адсорбции. В дальнейшем золото из рудного материала выщелачивают орошением водой или образующимися в процессе циркулирующими обеззолоченными растворами без добавки в них цианида натрия в течение 7-15 суток. Цикл выщелачивания при этом фактически совпадает с циклом промывки руды. Опытная проверка показывает, что в целом цикл переработки руды, включающий окомкование, выстаивание штабеля и обработку выщелачивающим раствором остается достаточно длительным.

В данной работе изучена возможность интенсификации переработки высокошламистой золотосодержащей руды одного из месторождений северного Казахстана. Вместо накислоороженного раствора использовали пероксид кальция, причем окислитель вводили на стадии окомкования и укладки руды в штабель. Предварительные исследования показали, что пероксид кальция сохраняет окислительные свойства длительное время и тем самым способствует ускорению процесса. Более того, оксид кальция, образующийся в ходе протекающих реакций способствует окомкованию и позволяет снизить расход основного связующего – цемента. Оптимальная дозировка пероксида кальция – 0,1-0,3 кг/т. При

большем расходе окислителя наблюдается заметное окисление цианида и эффективность процесса в целом падает.

Важную роль в достижении этой цели играет расход увлажняющего раствора при грануляции и итоговая влажность гранул. Поскольку, основное взаимодействие раствора и золота происходит уже при закладке руды в штабель и на стадии вызревания гранул, то целесообразно создание условий, при которых это взаимодействие будет протекать максимально интенсивно. Из теории гидрометаллургии следует, что максимальная скорость выщелачивания достигается при высокой концентрации реагента (NaCN) и избытке растворителя или при большом соотношении Ж:Т.В случае кучного выщелачивания, содержание влаги в гранулах должно быть максимально большим, но не превышать того значения, при котором гранулы приобретают и сохраняют требуемую прочность. С другой стороны, концентрация NaCN при неизменном удельном расходе этого реагента будет тем больше, чем меньше влажность подготовленной руды.

Таким образом при выборе оптимальной дозировки цианистого раствора на стадии грануляции должны быть учтены дисперсность гранулируемой руды и ее исходная влажность. Результаты целевых исследований показывают, что для достижения поставленной цели – ускорения процесса в целом – оптимальной является итоговая влажность на уровне 10-30%, для гранулированной, подготовленной к укладке в штабель руды, при этом концентрация цианистого натрия в орошающем растворе должна обеспечивать удельный расход 0,1-1 кг сухого NaCN на 1 т руды.

В руде, подготовленной при указанных условиях, уже на стадии окомкования начинается окисление и взаимодействие золота с цианидом. Поскольку влажность окомкованной руды ограничена, решающую роль на кинетику и полноту выщелачивания золота оказывает массообмен. Традиционные варианты интенсивного массообмена, например перемешивания, исключены и наиболее эффективным приемом, как показывают результаты исследований, является ультразвуковая обработка руды на стадии окомкования. Опыты показывают, что при обеспечении совокупности рекомендуемых условий и параметров уже через 2-3 дня на стадии созревания гранул основная масса золота переходит в растворимую форму и последующее орошение обеспечивает высокую степень извлечения.

На основании результатов исследований для переработки высокошламистой руды была рекомендована следующая технологическая концепция. Дробленую золотосодержащую руду смешивают с сухим окислителем – пероксидом кальция. К полученной смеси добавляют раствор цианида натрия определенной концентрации и в количестве, обеспечивающем итоговую влажность подготовленной руды 10-30%. После этого руду отсыпают в штабель для выстаивания (созревания) на воздухе. После выстаивания

окомкованной руды в течение 2-3 суток начинают ее орошение обратными растворами. Из продуктивных растворов золото извлекают известными методами, а обеззолоченные растворы частично подкрепляют цианидом и используют на окомковании, при этом основная масса растворов используется на орошении штабеля без подкрепления цианидом.

Литература

1. Меретуков М.А., Орлов А.М. *Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт)*. - М.: *Металлургия*. - 1990. - 416 с.

2. *Кучное выщелачивание благородных металлов* / Под ред. М.И. Фазлуллина. М.: *Издательство Академии горных наук*, 2001. - 647 с.

3. Патент РФ2361076

4. Патент РФ2268317

УДК 669.753.1

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПО ИЗВЛЕЧЕНИЮ СУРЬМЫ ИЗ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПАО «ПОЛЮС»

Д. И. Головкин, Р. Э. Русалев, Д.А. Рогожников, С.С. Набойченко

УРФУ, г. Екатеринбург, Россия, dima.17dima@gmail.com

Востребованность переработки упорных золото-сурьмянистых руд становится все более актуальной. Золото весьма трудно извлекается традиционными технологическими процессами, прежде всего, это связано со сложными минералогическими и вещественными особенностями сурьмянистых золотосодержащих руд и концентратов. Сегодня существует большое количество технологий по переработке упорных золотосодержащих концентратов [3], однако они не в полной мере удовлетворяют современным требованиям по извлечению, экологической безопасности и экономической эффективности металлургического производства.

Основным методом извлечения золота является цианирование. Степень извлечения золота зависит от многих факторов. Например, присутствие в рудах сульфидных минералов сурьмы и мышьяка негативно сказывается на извлечении золота и других ценных компонентов. В работах [7,8] представлены исследования по извлечению сурьмы из золотосодержащих концентратов при различных содержаниях сурьмы, а также выявлены оптимальные условия выщелачивания сурьмы. В частности, целесообразно попутное извлечение сурьмы при содержании 10-20%.