

УДК 581.52;550.72

ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ЦИАНИДА НАТРИЯ НА ПОКАЗАТЕЛИ ПЕРКОЛЯЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА БАКЫРЧИКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

¹Канаев А.Т., ²Семенченко Г.В., ³Канаева З.К.

¹*«Казахский национальный университет им. аль-Фараби», Алматы,
e-mail: kanaeva1992@mail.ru*

²*«Институт микробиологии и вирусологии» Министерства образования и науки
Республики Казахстан, Алматы*

³*«Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева», Алматы,
e-mail: Ashymhan.Kanaev@kaznu.kz*

Руда месторождения Бакырчик, содержащие золото, и поступающие на анализ, классифицированы в зависимости от их минералогического состава. На основании минералогического изучения руду отнесли на I класс. Это значит, данная руда, не имела восстановительной или окислительной способности, содержит незначительные количества сульфидов, арсенидов, антимонидов и теллуридов или вообще их не содержит. Проведенные исследования на рудах Бакырчикского месторождения показали, что наиболее эффективным растворителем золота считаются цианистые растворы щелочных металлов. Продолжительность опыта по выщелачиванию руд Бакырчикского золото-мышьяковистого месторождения составляла от 35 до 50 суток. Концентрация NaCN в растворе содержали 0,4, 0,6, 0,8 и 1,0 г/дм³. Установлено, что анализ результатов длительных исследований для каждой концентрации NaCN степень извлечения золота и концентрация его в растворе растут с увеличением числа орошений до достижения общего извлечения золота из руды 40-45%, расход цианида натрия при этом в целом возрастает.

Ключевые слова: золота, сульфидные минералы, бактериальное окисление, цианид.

INFLUENCE OF CONCENTRATION OF SODIUM CYANIDE ON THE INDICATORS OF PERCOLATION LEACHING OF GOLD OF BAKYRCHIK DEPOSIT

¹Kanayev A.T., ²Semenchenko G.V., ³Kanayeva Z.K.

¹*"Kazakh National University after named al-Farabi", Almaty, e-mail: kanaeva1992@mail.ru*

²*"Institute of microbiology and virology" Ministry of Education and Science
of the Republic of Kazakhstan,*

³*"Kazakh National Technical University after named K.I. Satpayev", Almaty,
e-mail: Ashymhan.Kanaev@kaznu.kz*

The ore of Bakyrchik deposits, containing gold and received for analysis, are classified according to their mineralogical composition. On the basis of mineralogical study, the ore assigned to class I. This means, this ore does not have a reducing or oxidizing ability, contains small amounts of sulfides, arsenides, antimonides and tellurides or no contained. Conducted researches of ore of Bakyrchik deposits shown, that the most effective solvent of the gold are considered cyanide solutions of alkali metals. Duration of the experiment of leaching of ores of Bakyrchik gold-arsenic deposits, ranged from 35 to 50 days. Concentration of NaCN in the solution contained 0.4, 0.6, 0.8 and 1.0 g/dm³. It was found, that the analysis of long-term studies for each concentration of NaCN, the level of gold recovery and its concentration in the solution increases with increasing number of irrigation to achieve the overall gold recovery of 40-45%, in this case, the consumption of sodium cyanide as a whole increases.

Keywords: gold, sulphide minerals, bacterial oxidation, cyanide.

Введение

Для вскрытия тонкодисперсного золота из сульфидных минералов в промышленности применяются пирометаллургические (обжиг, плавка) и гидрометаллургические (автоклавное выщелачивание, бактериальное окисление) методы. Бактериальное окисление стало применяться позже других методов, но его преимущества в сравнении с другими способами привлекают все большее внимание к использованию этого процесса для извлечения золота из упорных золотомышьяковых руд и концентратов.

Преимущества биоокисления сульфидов как предварительной операции перед сорбционным выщелачиванием золота заключаются в экономической эффективности (низкие капитальные затраты и эксплуатационные расходы) при сравнительно высоком извлечении золота и серебра, экологической безопасности без пыли- и газовыбросов и отсутствии загрязнения окружающей среды растворимыми соединениями. Процесс не требует привлечения высококвалифицированных специалистов и позволяет использовать традиционное промышленное оборудование [3].

Материалы и методы исследования

Анализ золота проводили с помощью химических веществ. Для того использовали атомно-абсорбционного спектрометрии (Atomic Absorption Spectrometry – AAS) [4]. Окислительно-восстановительный потенциал и pH среды измеряли на pH-метре ЭВ-74.

Результаты исследования и их обсуждение

Измельчение и классификация руд является важным процессом. Отбор, дробление, перемешивание и сокращение исходных проб до крупности – 2 мм проводили в соответствии с требованиями ГОСТ 14180-80 с учётом дополнений ОСТ 48-276-86.

Определение массы материала проб при сокращении в процессе дробления осуществляли по формуле:

$$Q = K \times d^{\alpha},$$

где Q – масса пробы на данной стадии её сокращения, кг; K – коэффициент, зависящий от крупности золота и неравномерности его распределения в руде и однородности руды (рекомендуемое значение – 1); d – максимальный размер (диаметр) кусков руды, мм; α – показатель степени приближения формы зёрен руды к шаровидной форме (рекомендуемое значение – 2).

При проведении операций дробления и измельчения отобранных проб считали необходимым исключить операцию грохочения. Всё используемое оборудование и пробоприёмные устройства были очищены от загрязнений после обработки каждой пробы. После дробления до крупности – 2 мм проба массой не менее 4 кг поступает на измельчение до крупности до 80% класса крупности –0,1мм. Сокращение материала на всех стадиях обработки проб предпочтительно проводили при помощи механических сократителей. Это обеспечивает равномерную подачу материала и отбор проб поперечным пересечением всего потока материала пробоотбирающим устройством с числом отсечек не менее 40 отс./мин. Масса измельчённой пробы, поступающей на гравитационное выделение свободного золота, составлял более 1 кг (ОСТ 48-276-86). Отдавали предпочтение, чтобы масса получаемых гравитационных концентратов не превышала 50 г. Гравитационный концентрат, содержащий частицы свободного золота взвешивали.

Руду месторождения Бакырчик, содержащие золото, и поступающие на анализ, классифицировали в зависимости от их минералогического состава [4]. На основании минералогического изучения руду отнесли на I класс. Это значит, данная руда, не имела восстановительной или окислитель-

ной способности, содержат незначительные количества сульфидов, арсенидов, антимонидов и теллуридов или вообще их не содержат.

Для процесса рудоподготовки золотосодержащих руд на конечной стадии измельчения, как правило, применяли шаровые мельницы в замкнутом цикле с классифицирующими аппаратами (рис.1), которые способны выдавать класс минус 0,074 мм, что необходимо для полного высвобождения золота из вмещающих пород [1].



Рис. 1. Мельница для мокрого и сухого измельчения руд

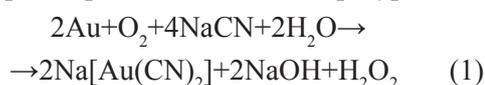
Кучное выщелачивание с применением цианирования экономично и пригодно при переработке самородных силикатных и карбонатных золотосодержащих руд [5]. К таким рудам, прежде всего, относится золотосодержащая руда окисленной зоны Бакырчикского месторождения (Восточно-Казахстанская обл.).

Проведенные исследования на рудах Бакырчикского месторождения показали, что наиболее эффективным растворителем золота считаются цианистые растворы щелочных металлов.

В Казахстане цианосодержащие соединения получают путем утилизации отходов фосфорной промышленности. Цианосодержащее соединение, полученное из твердой фазы контрольного «молока», в составе которого присутствуют фосфаты, гексацианоферраты (II, III) и цианид натрия, может применяться в качестве растворителя золота.

Процесс выщелачивания проводили в устройстве перколяционного выщелачивания (рис.2). Для подготовки к анализу руд со свободным золотом применяют схему, приведенную на рис. 2.

Его использование в гидрометаллургии благородных металлов обусловлено свойством, растворять золото в присутствии кислорода при комнатной температуре [1]:



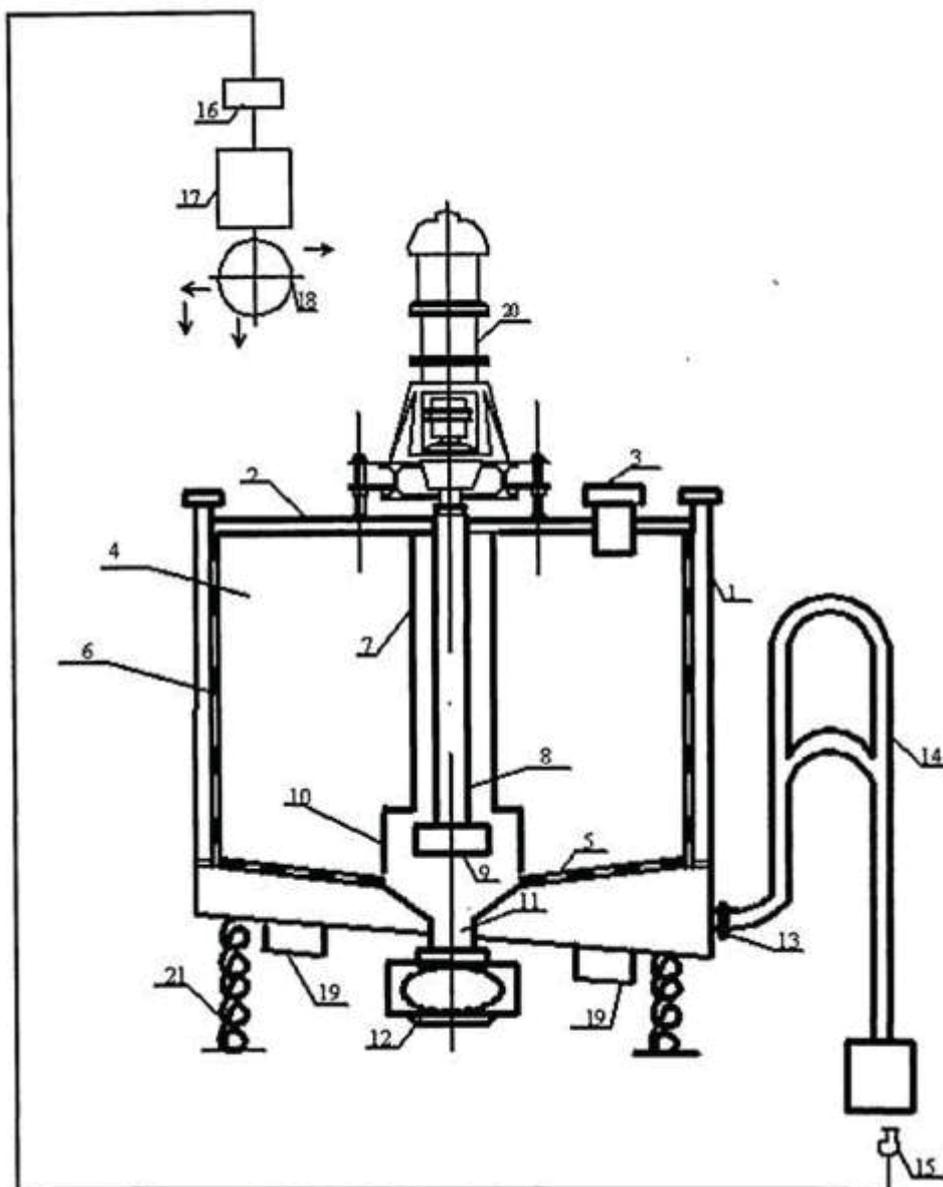
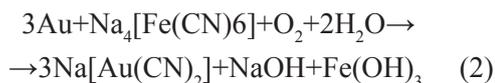


Рис. 2. Устройство для перколяционного выщелачивания
 Вибраторы – 19, корпус – 1, гидромонитор – 9, приводной вал – 8, рабочая камера – 4,
 вертикальный шарнирный перегородка – 10, нагнетательная труба – 7, сифон – 14,
 подогреватель продуктивного раствора – 17, накопительная емкость – 16,
 распределитель продуктивного раствора – 18, перфорированная днище – 5,
 рабочая камера – 4, стенка – 6

Гексацианоферраты (II и III) натрия, присутствующие в полученном продукте, также способны растворять золото по следующей реакции [2]:



Исходя из вышеизложенного, существует принципиальная возможность применения этого цианосодержащего реагента для выщелачивания золота из руд Бакырчика.

Продолжительность опыта по выщелачиванию руд Бакырчикского золото-мышьяковистого месторождения составляла от 35 до 50 суток. Концентрация NaCN в растворе содержали 0,4, 0,6, 0,8 и 1,0 г/дм³.

Анализ результатов длительных исследований показывает, что для каждой концентрации NaCN степень извлечения золота и концентрация его в растворе растут с увеличением числа орошений до достижения общего извлечения золота из руды 40-45 %, расход цианида натрия при этом в целом возрастает (таблица).

Таблица

Влияние концентрации цианида натрия на показатели перколяционного выщелачивания золота

Продолжительность выщелачивания, сут.	Концентрация NaCN в растворе, г/дм ³	Концентрация золота в растворе, мг/дм ³	Извлечение золота, %	Расход NaCN, т/кг Au
10	0.4	0.44	7.79	0.762
20	0.4	0.50	16.91	0.573
30	0.4	0.58	27.26	0.570
40	0.4	0.64	38.73	0.580
50	0.4	0.56	48.79	0.583
10	0.6	0.48	8.44	1.095
20	0.6	0.94	25.42	0.950
30	0.6	1.06	40.78	0.855
35	0.6	0.88	47.99	0.850
10	0.8	0.58	8.97	1.345
20	0.8	1.06	26.82	1.090
30	0.8	1.03	44.76	1.100
10	1.0	0.4	7.63	1.580
20	1.0	0.72	19.79	1.440
30	1.0	0.72	32.31	1.560
40	1.0	0.62	42.92	1.600

Так, при концентрациях цианида натрия в растворе 0,8 – 1,0 г/дм³ расход его на извлечение 1 кг золота в 1,9 – 2,7 раза выше, чем при содержании NaCN 0,4 г/дм³. Однако при концентрации цианида натрия 0,4 г/дм³ низка скорость извлечения золота и концентрация его в растворе. Для перевода в раствор одного и того же количества золота при концентрации цианида натрия 0,4 г/дм³ требуется в 1,7 раза больше количество орошений, чем при 0,8 г/дм³ NaCN. С учетом вышесказанного в начальной стадии выщелачивания золота (до извлечения Au ~ 20%) оптимальной признана концентрация цианида натрия 0,6 – 0,8 г/дм³. Затем, до достижения извлечения золота 40-45%, она может быть снижена до 0,4 – 0,6 г/дм³ NaCN.

В случае необходимости повышения концентрации золота рекомендуется использовать выщелачивающий раствор в

обороте или для последовательного орошения нескольких участков рудной массы.

Выводы

При изучении влияния продолжительности пауз в орошении выщелачивание проводили растворами, содержащими 0,6 г/дм³ NaCN, при плотности орошения 40 дм³/т руды. Паузу в орошении изменяли от 0 до 3 суток.

Список литературы

1. Abramov A.A., Leonov S.B. Enrichment of non-ferrous metals. Proc. I. for schools. – M.: Nedra, 1991. – P.407.
2. Alyamsky V.I., Bugaev A.A., Komarova M.Z., Kozyrev S.M. Feasibility study of conditions in the ore deposits of Norilsk-1. – SPb.: Funds Ins-t Gipronikel, 1998.
3. Avdonin V.V., Boisov V.E., Grigoriev V.M. The field of metallic minerals. – M.: Academic Prospect, 2005. – P.100.
4. Gamberg P.M., Makarov V.N., Makarova E.I., Traube Y.A. Optimization of planning copper-nickel mining and processing enterprises. – M.: Nedra, 1973. – P.160.
5. Pupyshov A.A. Practical Course atomic absorption analysis: Lectures. – Yekaterinburg: SEI HPE Ural State Technical University, 2003.