

УДК 669.213.6

ПОВТОРНАЯ ЦИАНИЗАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ
ИЗ РУДНИКА ХАССАИ (СУДАН)

М. Таха Абделрахим¹, М. Акаша¹, Т. Агакаяк²

¹Исламский университет Омдурмана,
e-mail: mohamedtaha.processing@gmail.com, 10257, г. Хартум, Судан

²Технический университет Конья,
42250, г. Конья, Турция

Проведены испытания выщелачивания с перемешиванием золотосодержащих хвостов из рудника Хассаи (Судан) для выявления наиболее подходящего размера по крупности частиц, обеспечивающего максимальную долю извлечения. Методом моделирования показано, что кучным выщелачиванием можно достичь извлечения золота 65.52 % из отвалов золотосодержащих хвостов. Полученная доля извлечения соответствует экономической рентабельности данного процесса.

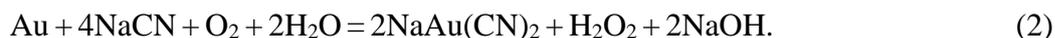
Золото, цианизация, агломерация, кучное выщелачивание, колонное выщелачивание, выщелачивание с перемешиванием, доля извлечения, степень уплотнения

DOI: 10.15372/FTPRPI20220412

Цианизация — наиболее распространенный метод извлечения золота из золотосодержащих руд [1, 2]. Его базовый принцип заключается в том, что слабые щелочные растворы цианида обладают избирательным растворяющим эффектом, воздействующим на золото и серебро, которые содержатся в руде [3]. Реакция растворения золота с применением цианида основана на уравнении Эльснера [4]:



Исследования механизма процесса цианизации выявили, что данная реакция протекает в две стадии. Часть золота растворяется в соответствии с соотношением (1), но большая его часть — посредством реакции [3]:



Процесс цианизации включает в себя кучное выщелачивание и продолжительное извлечение золота при выщелачивании с перемешиванием, а именно технологии “уголь в пульпе” (CIP) и “уголь в щелочи” (CIL). Этот вариант относится к ряду коммерчески эффективных методов извлечения золота, таких как гравитационная сепарация, флотация, обработка труднообогатимой руды и амальгамация [5–12]. Для золотосодержащих руд существует несколько альтернативных цианиду выщелачивающих веществ: тиосульфат, тиомочевина, галогениды (Cl_2 , Br_2 , I_2), тиоцианат, хлорид аммония и хлорид железа [13–18].

Цель настоящей работы — определение возможности повторной цианизации золотосодержащих хвостов из отвалов на базе горнодобывающей компании Ariab, расположенной в штате Красное море (Судан) в 450 км на северо-восток от г. Хартум и в 200 км на запад от г. Порт-Судан.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Для проведения лабораторных испытаний в совокупности собрано около 290 кг золотосодержащих хвостов. Ниже представлен их химический анализ, г/т:

Элемент	Ag	Au	Cu	Zn	Te	Bi	Sb	Hg
	12.5	1.16	486	267	32.6	19.5	60.5	4.76

Химические тесты проводились на материале крупностью – 12 мм. Использовались следующие реагенты: цианид натрия NaCN в качестве выщелачивающего реагента, гидроксид натрия NaOH для регулировки значений pH в диапазоне 10.5 – 11.0. В испытаниях выщелачивания с перемешиванием применялся портландцемент как связующий материал для агломерации мелких частиц, а также как pH-регулятор при колонном выщелачивании. Уровень содержания меди и серебра в хвостах оказывает влияние на технический процесс, в частности на последовательность “адсорбция углем – элюирование углем – электроэкстракция”.

Выщелачивание с перемешиванием. Испытания проводились партиями по 500 г с фракциями менее 12.00, 0.80, 0.50, 0.25 и 0.15 мм. Алгоритм проведения испытания следующий. Партия хвостов массой 500 г заливалась водопроводной водой до достижения 40 % концентрации (содержания) твердого вещества. Образованная пульпа тщательно перемешивалась, с помощью гидроксида натрия устанавливалось значение pH 10.5. В щелочную пульпу добавлялся цианид натрия с соотношением 1 кг на 1 тонну раствора. Далее осуществлялось перемешивание пульпы в течение 48 ч. После выщелачивания выполнялась фильтрация пульпы для отделения твердых веществ от жидкости. Измерялся объем насыщенного раствора, из него были взяты пробы, после чего определялось значение pH и окончательная концентрация цианида. Остаток выщелачивания (кек) тщательно промывался и фиксировалось остаточное содержание золота.

Колонное выщелачивание (открытый цикл). Для выявления повышения доли извлечения проводились перколяционные испытания открытого цикла с двумя размерными фракциями (– 12.0 и – 0.8 мм). Колонное выщелачивание выполнялось с образцами хвостов массой 24–30 кг в трубе из плексигласа диаметром 0.15 и высотой 2.43 м в качестве выщелачивающей колонны (рис. 1). В ходе испытаний оценивались две фракции – 12.0 мм (6 испытаний) и – 0.8 мм. Алгоритм испытаний для обеих фракций не отличался.

Хвосты агломерированы с помощью цемента, который, согласно требованиям, выполнял роль как связующего материала, так и pH-регулятора совместно с раствором цианида. Объемы реагентов изменялись следующим образом: NaCN 1–1.5 г/л, цемент 10–20 кг/т. Агломерация выполнялась в миксере с добавлением раствора цианида с целью наблюдения визуального соединения мелких частиц в крупные для более эффективной перколяции выщелачивающего раствора в колонне. Затем агломерированный материал равномерно погружался в колонну для выщелачивания круговым образом и выдерживался в течение 24 ч. После взвешивания на верхнюю часть материала со скоростью 8–12 л/час на кв. м поперечного сечения поверхности колонны подавался выщелачивающий раствор цианида. Протекающий по колонне раствор внизу собирался в специальные емкости. С завершением каждого цикла в насыщенном растворе анализировались pH и содержание NaCN, Au. Суточный объем стекающего раствора также измерялся. Выщелачивание продолжалось 10–18 сут. По окончании экстракции материал про-

мывался щелочной водой в течение двух дней. Выщелоченный остаток удалялся из колонны и высушивался. После сушки остаток просеивался для определения содержания золота и распределения частиц по размеру.



Рис. 1. Процесс колонного выщелачивания

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Результаты испытаний выщелачивания с перемешиванием представлены в табл. 1. Видно, что на долю извлечения золота значительное влияние оказывает степень измельчения материала. При уменьшении размера частиц доля извлечения постепенно увеличивается (рис. 2).

ТАБЛИЦА 1. Результаты испытаний выщелачивания с перемешиванием

Размер частицы, мм	Исходное содержание золота, г/т	Остаточное содержание золота, г/т	Доля извлечения, %
– 12.00	1.4	0.65	53.57
– 0.80	1.4	0.55	60.71
– 0.50	1.4	0.40	71.43
– 0.25	1.4	0.35	75.00
– 0.15	1.4	0.30	78.57

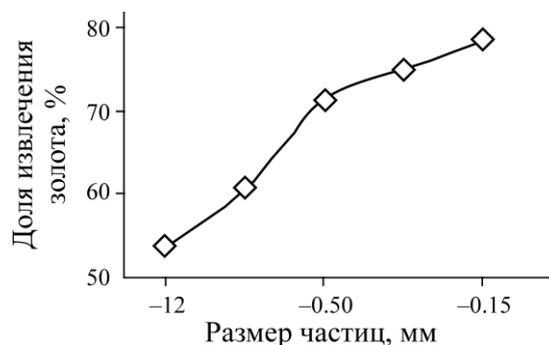


Рис. 2. Влияние размера частиц на долю извлечения золота при выщелачивании с перемешиванием

Результаты колонного выщелачивания (открытый цикл). В рамках колонного выщелачивания выполнено 6 испытаний с различными параметрами. Наиболее эффективные параметры для кучного выщелачивания: цемент — 18 кг/т; цианид — 1 г/л (табл. 2). Доля извлечения золота 65.52 получена спустя 11 сут.

ТАБЛИЦА 2. Параметры и результаты испытаний колонного выщелачивания

Размер частиц, мм	Время, сут	Концентрат		Содержание золота, г/т		Доля извлечения, %
		цемента, кг/т	цианида, г/л	исходное	остаточное	
-12.0	11	10	1.0	1.16	0.5	56.90
-12.0	15	15	1.0	1.16	0.59	49.14
-12.0	12	17	1.5	1.16	0.42	63.79
-12.0	11	18	1.0	1.16	0.40	65.52
-12.0	9	20	1.5	1.16	0.48	59.55
-0.8	7	18	1.0	1.10	0.40	63.64

При колонном выщелачивании остаточное содержание золота составило 0.4 г/т в обеих размерных фракциях (менее 12.0 и менее 0.8 мм). Различие рассчитанного содержания золота в исходном материале двух испытаний усложняет прямое сравнение полученных значений. Несмотря на то что остаточное содержание золота после испытаний было примерно одинаковым, можно оспорить утверждение о преимуществах помола.

Влияние размера частиц на долю извлечения. Доли извлечения для двух размерных фракций – 12.0 и –0.8 мм примерно одинаковы (рис. 3). Таким образом, можно сделать вывод о том, что преимущество помола материала до такой крупности влияет не существенно.

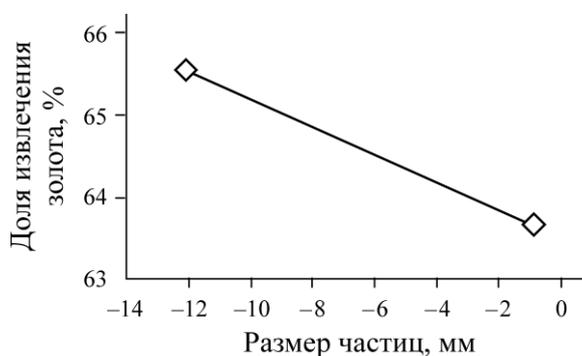


Рис. 3. Влияние размера частиц на долю извлечения золота

Влияние портландцемента на степень агломерации и уплотнения. Агломерация считается наиболее значимым фактором при кучном выщелачивании, т. е. высокая степень агломерации приводит к высокой степени выщелачивания. Достаточное добавление портландцемента и воды в материал необходимо для высокой агломерации, в ходе которой мелкие частицы соединяются с поверхностью более крупных частиц, тем самым избегая разделения [19]. На рис. 4 показано, что увеличение концентрации цемента до 20 кг/т заметно снизило степень уплотнения материала в колонне. В случае отсутствия агломерации степень уплотнения увеличивалась (на 14 %) и раствор цианида оставался в верхней части колонны без возможности выщелачивания материала.

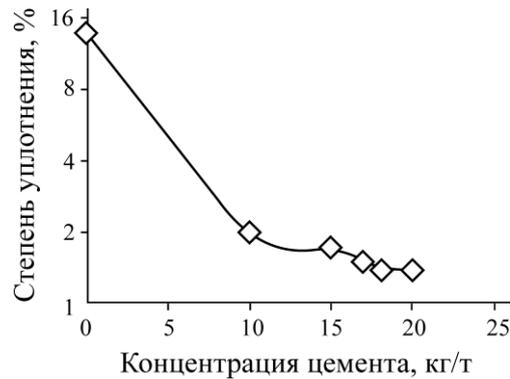


Рис. 4. Влияние концентрации цемента на степень уплотнения

Степень потребления цианида. Как показано на рис. 5, потребление цианида при колонном выщелачивании с фракцией менее 12 мм и продолжительностью 15 сут составило 313 г/т, с оптимальной продолжительностью выщелачивания 11 сут — 204 г/т. Колонное выщелачивание подтвердило, что расход цианида натрия находится в диапазоне 198–313 г/т. Несмотря на невысокое потребление цианида, существует возможность получить аналогичные результаты при уменьшенной исходной концентрации цианида.

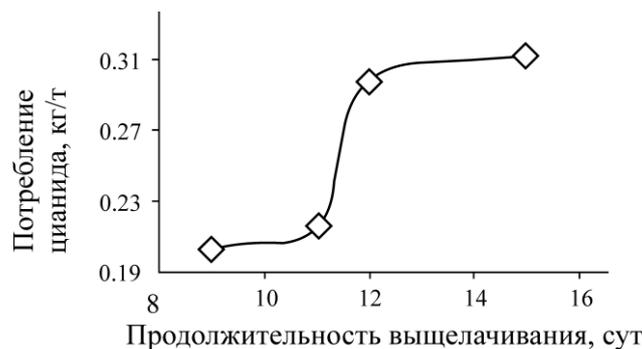


Рис. 5. Уровень потребления цианида

На рис. 6 представлена технологическая схема повторной цианизации золотосодержащих хвостов из рудника Хассаи.

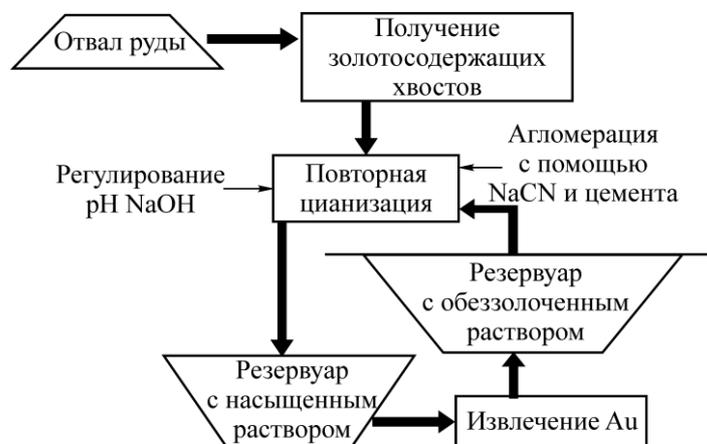


Рис. 6. Схема технологического процесса предлагаемой повторной цианизации золотосодержащих хвостов на руднике Хассаи

ВЫВОДЫ

Химическим анализом определено среднее содержание золота 1.16 г/т в золотосодержащих образцах, что является достаточным показателем для проведения кучного выщелачивания. Испытания показали, что золотосодержащие хвосты из отвалов горнодобывающей компании Aḡiab пригодны к кучному выщелачиванию даже для крупнозернистой фракции около 12 мм. Для обеспечения требуемой перколяции необходима агломерация образцов. В качестве связующего материала и рН-регулятора использовался цемент. Колонное выщелачивание подтвердило, что потребление цианида натрия находится в диапазоне 198–313 г/т. Несмотря на невысокое потребление цианида, существует возможность получить аналогичные результаты при уменьшенной исходной концентрации цианида. Максимальная доля извлечения золота 65.52 % достигнута при следующих условиях: цемент 18 кг/т, цианид 1 г/л, продолжительность 11 сут, размерная фракция – 12 мм. В результате применения колонного выщелачивания установлено, что необходимость дополнительного измельчения отсутствует, так как извлечение золота из размерных фракций – 12.0 и –0.8 мм примерно одинаково. Результаты выщелачивания с перемешиванием показали, что при уменьшении размера частиц твердой фазы доля извлечения золота увеличивается.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Soltani F., Marzban M., Darabi H., Aazami M., and Chegeni M. H.** Effect of oxidative pretreatment and lead nitrate addition on the cyanidation of refractory gold ore, *Min. Metals Mater. Soc.*, 2020, Vol. 72, No. 2. — P. 774–781.
2. **Gönen N., Körpe E., Yıldırım M. E., and Selengil U.** Leaching and CIL processes in gold recovery from refractory ore with thiourea solutions, *Miner. Eng.*, 2007, Vol. 20, No.6. — P. 559–565.
3. **Heinen H. J., Peterson D. G., and Lindstrom R. E.** Processing gold ores using heap leach-carbon adsorption methods, Washington, 1978. — 21 p.
4. **Adams M. D.** Advances in gold ore processing, Amsterdam, 2005, Vol. 15, — 1028 p.
5. **Lima L. D. A.** Dynamic simulation of the carbon-in pulp and carbon-in-leach processes, *Braz. J. Chem. Eng.*, 2007, Vol. 24, No.4. — P. 623–635.
6. **Ferdana A. D., Petrus H. T. B. M., Bendiya I. M., Prijambada I. D., Hamada F., and Sachiko T.** Optimization of gold ore Sumbawa separation using gravity method: Shaking table, *Proc. 3rd Int. Conf. Mater. Metall. Eng. Tech.*, Indonesia, Surabaya, 2018. Vol. 1945. — P. 020070.
7. **Bragin V. I., Burdakova E. A., Kondrat'eva A. A., Plotnikova A. A., and Baksheeva I. I.** Dressability of old gold-bearing tailings by flotation, *J. Min. Sci.*, 2018, Vol. 54, No. 4. — P. 663–670.
8. **Wang Q., Hu X., Zi F., Qin X., Nie Y., and Zhang Y.** Extraction of gold from refractory gold ore using bromate and ferric chloride solution, *Miner. Eng.*, 2019, Vol. 136. — P. 89–98.
9. **Fleming C. A., Mezei A., Bourricaudy E., Canizares M., and Ashbury M.** Factors Influencing the Rate of gold cyanide leaching and adsorption on activated carbon, and their impact on the design of CIL and CIP Circuits, *Miner. Eng.*, 2011, Vol. 24, No. 6. — P. 484–494.
10. **Wadnerkar D., Tade M. O., Pareek V. K., and Utikar R. P.** Modeling and optimization of carbon in leach (CIL) circuit for gold, *Miner. Eng.*, 2015, Vol. 83. — P. 136–148.
11. **Bennun L. and Gomez J.** Determination of mercury by total-reflection x-ray fluorescence using amalgamation with gold, *Spectrochim. Acta, Part B*, 1997, Vol. 52, No.8. — P. 1195–1200.
12. **Oraby E. A., Eksteen J. J., Karrech A., and Attar M.** Gold extraction from paleochannel ores using an aerated alkaline glycine lixiviant for consideration in heap and in-situ leaching applications, *Miner. Eng.*, 2019, Vol. 138. — P. 112–118.

13. **Li J., Safarzadeh M. S., Moats M. S., Miller J. D., LeVier K. M., Dietrich M., and Wan R. Y.** Thiocyanate hydrometallurgy for the recovery of gold. Part III: thiocyanate stability, *Hydrometallurgy*, 2012, Vol. 113–114. — P. 19–24.
14. **Betancur J. C., Montoya P. M., and Calderón J. A.** Gold recovery from ammonia-thiosulfate leaching solution assisted by peifunctionalized magnetite nanoparticles, *Hydrometallurgy*, 2019, Vol. 189. — P. 105–128.
15. **Seisko S., Lampinen M., Aromaa J., Laari A., Koironen T., and Lundström M.** Kinetics and mechanisms of gold dissolution by ferric chloride leaching, *Miner. Eng.*, 2018, Vol. 115. — P. 131–141.
16. **He Y., Hu X., Zi F., Yang B., and Cheng H.** Solidification of sulfur and arsenic in gold concentrate and leaching of the gold by thiosulfate, *Asia-Pac. J. Chem. Eng.*, 2020, Vol. 15, No. 1.
17. **Boboev I. R., Kurbonov S. K., and Sel'nitsyn R. S.** Use of thiourea leaching during gold-containing dump treatment, *Metallurgist*, 2019, Vol. 63, No. 5–6. — P. 633–641.
18. **Hojo M., Yamamoto M., Maeda T., Kawano H., and Okamura K.** Pure gold dissolution in dilute chloric, bromic or iodic acid solution containing abundant halide ions, *J. Mol. Liq.*, 2017, Vol. 227. — P. 295–302.
19. **Bouffard S. C.** Review of agglomeration practice and fundamentals in heap leaching, *Miner. Proc. Extractive Metall. Rev.*, 2005, Vol. 26, No. 3–4. — P. 233–294.

Поступила в редакцию 27/II 2020

После доработки 28/XII 2021

Принята к публикации 30/VI 2022