УДК 662.775 DOI: 10.21440/0536-1028-2025-3-86-95

Влияние вещественного состава на закономерности цианидного выщелачивания углистых золотосодержащих руд

Мусаев В. В.[1], Клюшников А. М.[1, 2*], Климов К. К.[1], Шакиров Д. А.[1]
[1] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия
[2] Уральский федеральный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru

Реферат

Целью работы *являлось изучение вещественного состава и закономерностей цианирования упорных золотосодержащих руд на примере углисто-глинистых сланцев.*
Методология. *Проведены исследования минерального состава руды и фазового состава золота методами оптической (микроскоп Axio Imager) и сканирующей электронной микроскопии (микроскоп EVO MA15) в комбинации с методами химического растворения. Изготовлена лабораторная установка по выщелачиванию, позволяющая определять извлечение золота в процессе сорбционного цианирования. Проведена серия экспериментов по изучению влияния концентрации цианистого натрия (1–5 г/л), продолжительности процесса (0–48 ч) и тонины помола руды (17–100 % класса –0,071 мм). Изучены кинетические закономерности сорбционного концентрирования.*
Результаты исследований. *Показано, что цианирование руды осложнено присутствием рудного органического вещества (около 1,9 %), обладающего высокой сорбционной емкостью по золоту и цианид-иону. В отсутствие синтетического сорбента достигнуто извлечение золота не более 40–44 % при начальной концентрации NaCN 4–5 г/л, удельном расходе до 5,6 кг/т и соотношении Ж : Т = 1,5 : 1. При изучении кинетики выщелачивания растворами с концентрацией цианида 4–5 г/л выявлено, что максимальное извлечение золота достигается за 0,5–1 ч. Далее происходит сорбционное поглощение золота рудным органическим веществом, в результате чего извлечение золота падает до 10 %. Путем сорбционного цианирования возможно достижение извлечения 57,9 % с получением кека, содержащего 0,8 г/т золота при удельном расходе NaCN около 2,9–3,0 кг/т. Насыщение угля по золоту в технологии составит до 0,84 кг/т. Достижение более глубокого извлечения цианированием невозможно ввиду нахождения ультратонкого золота в тесном срастании с сульфидами, а также в кристаллической решетке пирита.*
Выводы. *При оптимальных условиях сорбционного цианирования (тонина помола руды – 80–85 % класса –0,071 мм, начальная концентрация NaCN – 2 г/л, соотношение Ж : Т = 1,5 : 1, продолжительность процесса – не менее 5 ч) реализуется максимальное извлечение, обусловленное вещественным составом. Разработана технологическая схема по извлечению золота в товарную продукцию на основе сорбционного цианирования, использование которой позволяет полностью извлечь цианируемую фазу золота.*

Ключевые слова: *сланцы; цианирование; сорбция; рудное углистое вещество; выщелачивание.*

Введение. Углисто-сланцевые золотосодержащие руды – важный резерв запасов золота в России, в частности, представляют большой интерес руды Каменского месторождения (Оренбургская область). Традиционно аналогичные руды перерабатываются по технологиям, предполагающим флотационное обогащение с получением золотосодержащего концентрата. Однако, ввиду низкого содержания золота в получаемом концентрате – не более 30 г/т (*Совершенствование*

эффективной технологии переработки золотосодержащих руд с повышенным содержанием углистых сланцев: отчет о НИР / ОАО «Уралмеханобр»; рук. Мусаев В. В. Екатеринбург, 2015 г. 142 с.), существует возможность переработки рассматриваемых руд гидрометаллургическими методами, как на основе хлоринации, так и методами цианидного выщелачивания [1, 2]. Для такого типа руд процесс цианирования изучен недостаточно – отсутствуют данные по влиянию на степень извлечения золота времени, рабочей концентрации цианида, тонины помола руды, а также по взаимосвязи фазового состава золота с достигнутым извлечением. В работе изучались возможности интенсификации процесса цианидного выщелачивания руд.

Порядок проведения исследования. Использована представительная проба золотосодержащих глинистых сланцев Каменского месторождения с тонко распыленным углистым веществом, которое неравномерно импрегнировано в глинистый базис. По химическому составу проба сложена следующими компонентами, %: SiO_2 – 59,95; Al_2O_3 – 25,98; $Fe_{общее}$ – 4,21; $S_{общая}$ – 2,15; K_2O – 2,83; Na_2O – 1,91; TiO_2 – 0,94; MgO – 0,63; CaO – 0,096; As – 0,076; $C_{орг}$ – 1,85; $C_{общ}$ – 1,90; P_2O_5 – 0,048; Au – 1,9 г/т. Руда представлена преимущественно, %: глинисто-слюдистые минералы – 38; кварц – 35; клинохлор – 9; полевые шпаты – 7; сульфиды – 4; окислы и гидроокислы железа – 2, углистое вещество – 1,9.

Таблица 1. Результаты рационального анализа пробы на золото, крупность 100 % –0,071 мм
Table 1. Results of rational analysis of sample for gold, fineness 100% –0.071 mm

Форма нахождения и характер связи золота с рудными и породообразующими компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
В виде свободных зерен с чистой поверхностью и в сростках (извлекаемое сорбционным цианированием)	1,10*	57,89
В минералах, растворимых в соляной кислоте (карбонаты, гидроксиды железа)	0,03	1,58
Связанное с сульфидами (пирит, халькопирит, арсенопирит и др.)	0,30	15,79
Связанное с органическим веществом	0,12	6,32
Тонковкрапленное в породообразующие минералы	0,35	18,42
Итого	1,90	100,00

* В отсутствии синтетического сорбента цианируется 5,0 % золота.

Массовая доля вредных примесей (потребителей цианида), %: мышьяка – 0,076, меди и сурьмы – менее 0,01. Особенностью руды является значительное содержание органического углерода (1,85 %), который в основном представлен рудным углистым веществом (РУВ). Размер частиц органического вещества по данным исследований на оптическом микроскопе Axio Imager – от 1 мкм до агрегатов с линейными размерами в несколько сантиметров. Принято, что углистое вещество активно взаимодействует с рабочими растворами, являясь активным потребителем цианида, а также сорбирует цианистые комплексы золота [3–7]. Фазовый состав форм золота для пробы в крупности 100 % –0,071 мм проводился по классической методике [8] с усовершенствованиями авторов статьи применительно к углистым рудам (введение дополнительной стадии окислительного обжига). Методика включала следующие операции: цианирование I, солянокислотную обработку, цианирование II, обработку азотной кислотой для вскрытия сульфидов, цианирование III, обжиг при 650 °С для выгорания углерода, цианирование IV.

Все операции цианирования проведены с добавлением синтетического сорбента. Использовали кокосовый уголь JX-102 (насыпная масса 0,59 т/м^3, крупность +0,63 мм). Режим цианирования: концентрация NaCN – 2 г/л, соотношение Ж : Т = 2, продолжительность – 48 ч. Анализ соответствующих продуктов операций позволяет получить следующие результаты фазового анализа, представленные в табл. 1.

Доля золота, не извлекаемого сорбционным цианированием, составляет 42,11 %. Остаточное упорное золото заключено преимущественно в нерудных минералах (18,42 %), а также в меньшей степени ассоциировано с сульфидами (15,79 %) и с кислоторастворимыми минералами (1,58 %). Часть золота (6,32 %) прочно связана с органическим рудным веществом, из которого не извлекается даже сорбционным цианированием.

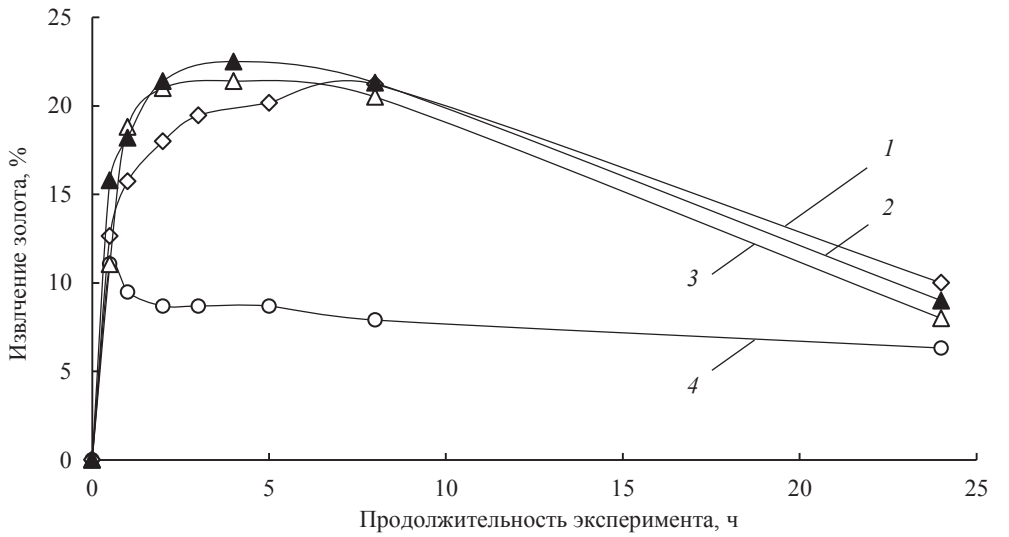

Рисунок 1. Кинетика извлечения золота в зависимости от тонины помола: 60 % –0,071 мм – *1*; 85 % –0,071 мм – *2*; 75 % –0,071 мм – *3*; –2 мм – *4*

Figure 1. Kinetics of gold recovery depending on the fineness of grinding: 60% –0.071 mm – *1*; 85% –0.071 mm – *2*; 75% –0.071 mm – *3*; – 2 mm – *4*

Изучали влияние тонины помола на показатели цианирования (в отсутствии синтетического сорбента) в диапазоне от –2 мм (соответствует 17 % –0,071 мм) до 85 % –0,071 мм. Условия выщелачивания: продолжительность – 24 ч, начальная концентрация NaCN – 2 г/л, соотношение Ж : Т (м^3/т) – 1,5 : 1, pH среды – 10,5–11,0 [8, 11]. Значение pH среды поддерживали введением концентрированного раствора NaOH. В процессе выщелачивания анализировали изменение концентрации золота и цианида натрия в растворе. Определение золота проводили атомно-абсорбционным методом, цианида натрия (свободного) – титрованием нитратом серебра в присутствии иодида калия [8]. Результаты приведены на рис. 1.

В процессе выщелачивания концентрация цианида натрия во всех случаях асимптотически убывает, стремясь к 0,05 г/л. Удельный расход NaCN (определяемый по убыли свободного цианида в растворе) достигает во всех опытах 2,9–3,0 кг/т. Как следует из химического состава руды, падение концентрации цианида можно объяснить тем, что происходит сорбция его на РУВ. Максимальное извлечение (20–23 %) достигнуто за небольшое время (6–8 ч) при наиболее тонком помоле – 85 % класса –0,071 мм. Зависимость извлечения от времени носит экстремальный характер. Два конкурирующих процесса, выщелачивание в

раствор и сорбция на природный уголь из раствора, протекают с разными скоростями. Выщелачивание, по-видимому, протекает быстрее, при этом повышение тонины помола увеличивает эту скорость, что приводит к увеличению остроты пиков на рис. 1. В течение более длительного периода проявляется кинетика сорбции на уголь, в силу чего концентрация золота после достижения максимума асимптотически стремится к нулю.

В целях повышения извлечения золота проведены эксперименты по цианистому выщелачиванию растворами NaCN повышенных концентраций в соответствии с рекомендациями [8, 14]. Тонина помола руды в эксперименте составляла 85 % класса –0,071 мм. Полученные данные свидетельствуют, что ведение прямого цианирования с поддержанием избыточной концентрации NaCN 1,4–2,0 г/л сопровождается достижением максимального извлечения золота в раствор – до 40–44 %. При этом кинетическая кривая носит экстремальный характер, извлечение достигает максимума за 0,5–1,0 ч и далее асимптотически убывает. Повышение концентрации цианида, ожидаемо, приводит к повышению скорости выщелачивания, заострению кривых и смещению максимума по оси вверх.

Таблица 2. Результаты сорбционного цианирования
Table 2. Results of sorption cyanidation

Номер опыта	Начальная концентрация NaCN, г/л	Содержание класса –0,071 мм	Содержание Au в кеке, г/т	Извлечение Au по балансу, %
1	1,0	80	1,0	47,4
2	1,5	80	1,0	47,4
3	2,0	80	0,8	57,9
4	2,0	85	0,8	57,9
5	2,0	95	0,8	57,9
6	5,0	95	0,8	57,9

Высокая убыль цианида натрия в растворе, не соответствующая эквивалентному содержанию потребителей цианида (медь, мышьяк) [15], может быть объяснена только протеканием процесса сорбции NaCN на РУВ. При росте начальной концентрации NaCN с 2 до 5 г/л удельные расходы NaCN монотонно возрастают от 2,9–3,0 до 5,6 кг/т.

Реализовать столь незначительное время контакта фаз как 0,5–1 ч в технологии сложно ввиду невозможности столь быстрого разделения фаз. Поэтому прямое цианирование нельзя рекомендовать как способ переработки руды. Использование повышенных концентраций NaCN неэффективно, так как не приводит к подавлению сорбционной активности и, кроме того, сопровождается значительным перерасходом реагента.

Исследования по цианированию продолжены с использованием процесса сорбционного выщелачивания. Предполагается, что введение синтетического сорбента позволяет нивелировать сорбционную активность РУВ. Эксперименты проводили на лабораторном агитаторе. Изучали влияние начальной концентрации NaCN (диапазон 1–2 г/л), тонины помола руды (80–95 % класса –0,071 мм), продолжительности цианирования (2–24 ч). Параметры экспериментов: Ж : Т = 1,5; pH среды – 10,5–11,0; расход угля – 10 % (масс. по отношению к руде). По окончании экспериментов проводили отделение угля на сетке, далее пульпу обезвоживали на лабораторном вакуум-фильтре. Фильтрат анализировали на золото и свободный

цианид натрия. Кек и насыщенный уголь промывали на фильтре большим количеством воды, сушили и сдавали на определение золота. По результатам рассчитывали баланс и извлечение золота на уголь. Результаты представлены в табл. 2 (продолжительность выщелачивания – 24 ч).

Из данных табл. 2 следует, что сорбционным цианированием при использовании раствора NaCN 2,0 г/л можно достигнуть извлечения не более 57,9 %. При этом повышение тонины помола свыше 80–85 % класса –0,071 мм нецелесообразно, так как не приводит к приросту извлечения. Повышение начальной концентрации цианистого натрия в сорбционном процессе выше 2,0 г/л также не рекомендуется, поскольку не приводит к приросту извлечения. Указанная концентрация обеспечивает растворение даже самых крупных золотин. Содержание золота в жидкой части хвостовой пульпы по данным анализа составляет не более 0,01 мг/л. При оптимизации продолжительности сорбционного выщелачивания установлено, что максимальное извлечение на уровне 57,9 % реализуется в течение 5 ч выщелачивания, что согласуется с данными табл. 2.

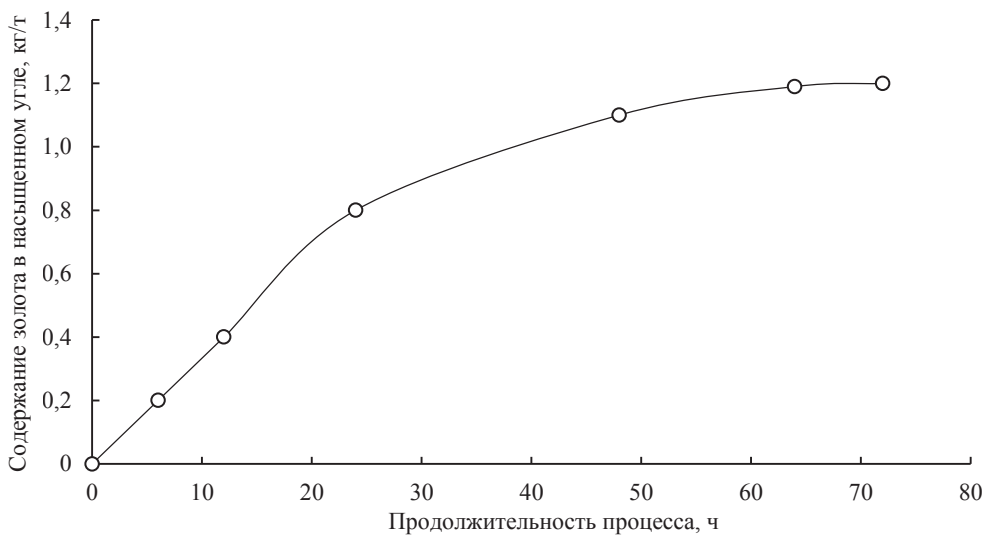

Рисунок 2. Кинетическая кривая сорбции
Figure 2. Sorption kinetic curve

Определение кинетических характеристик сорбции и рабочей емкости угля в условиях сорбционного цианирования проводим по методике [16]. Использовали активированный кокосовый уголь JX-102, широко применяемый на производстве. Для этого проводили сорбцию в условиях избытка пульпы и недостатка угля (убыль расчетной концентрации золота в жидкой фазе пульпы в процессе сорбции составляет не более 5 %). Результаты приведены на рис. 2.

По рис. 2 находим, что время максимального насыщения сорбента t_0 = 65 ч; максимальная емкость угля E_{max} – 1,2 кг/т (соответствует 0,708 кг/м^3 при насыпной плотности угля 0,59 т/м^3).

Емкость насыщенного угля в первом аппарате сорбции $E_{нас}$ (угля, выводимого на десорбцию) составляет, с учетом поправки на то, что первый аппарат является рабочим слоем [16]: $E_{нас} = 0,7 \cdot E_{max}$.

Значение $E_{нас}$ составляет 0,84 кг/т (0,50 кг/м^3), что является несколько заниженным ввиду сорбционной активности руды, но приемлемым для технологии [16]. Число ступеней сорбции определим, задаваясь сбросной концентрацией золота в твердой фазе пульпы:

$$N = A \cdot \ln\left(C_{исх} / C_{сбр}\right),$$

где A – параметр уравнения, определяемый по номограмме [16]; $C_{исх}$ – исходная концентрация золота в руде; $C_{сбр}$ – концентрация золота в кеке выщелачивания.

Продолжительность контакта сорбента в аппаратах сорбции определяется по уравнению:

$$\Delta t_s = t_0 \cdot \ln\left(C_{исх} / C_{сбр}\right).$$

Моделирование сорбции из пульпы в режиме периодического противоточного движения навески угля и проб цианидной пульпы при найденных параметрах практически полностью подтвердило достигнутую емкость угля (составила 0,85 кг/т) и величину извлечения (57,9 %). На основании данных противоточного опыта разработана схема переработки руды Каменского месторождения, представленная на рис. 3 с указанием часовых потоков. Производительность по руде составляет 500 тыс. т/г (61,3 т/ч при годовом фонде рабочего времени 8160 ч). Сорбционное цианирование ведется при Ж : Т = 1,5 и начальной концентрации NaCN 2 г/л. В процессе сорбционного выщелачивания концентрация цианида натрия поддерживается на уровне 0,4–0,7 г/л введением крепкого раствора цианида.

Удельный расход NaCN составит около 3 к/т, что подтверждено в противоточном режиме испытаний. В процессе сорбции уголь обогащается золотом до 0,84 кг. В процессе цианирования pH пульпы поддерживается на уровне 10,5–11,0 вводом концентрированной щелочи. Удельный расход NaOH составляет около 0,4 кг/т. Извлечение золота на уголь принято на уровне 57,9 % (с учетом остаточного содержания золота в отдесорбированном угле на уровне 0,05 кг/т). Сбросное содержание золота в жидкой фазе хвостовой пульпы составляет не более 0,01 мг/л, что достигнуто в непрерывном противоточном эксперименте. Содержание золота в отвальном кеке – 0,8 г/т. Хвостовая пульпа фильтруется на вакуум-фильтре. Кек с влажностью около 20 % транспортируется на полусухое складирование.

Кек выщелачивания предполагается отправлять на временное складирование, сопровождающееся выветриванием и обезвреживанием небольших остаточных количеств цианида натрия за счет действия атмосферного воздуха и осадков. Поскольку в кеке остается недоизвлеченное золото, заключенное в сульфидах, рационально в дальнейшем подвергать хвосты пиритной флотации с получением пиритного концентрата, обогащенного золотом, отправляя его на плавку [17].

Результаты. Переработка углистых руд (содержание углерода органического – 1,9 %) прямым цианированием нецелесообразна. Для их цианирования требуется обязательное наличие синтетического сорбента и использование повышенных концентраций цианистого натрия (не менее 2 г/л). На примере сланцев Каменского месторождения показано, что применением сорбционного цианирования можно извлечь до 57,9 % золота, что полностью соответствует цианируемой фазе золота. При этом расход цианида натрия составит около 2,9–3,0 кг/т, расход щелочи в расчете на гидроксид натрия – 0,4 кг/т (по убыли реагентов).

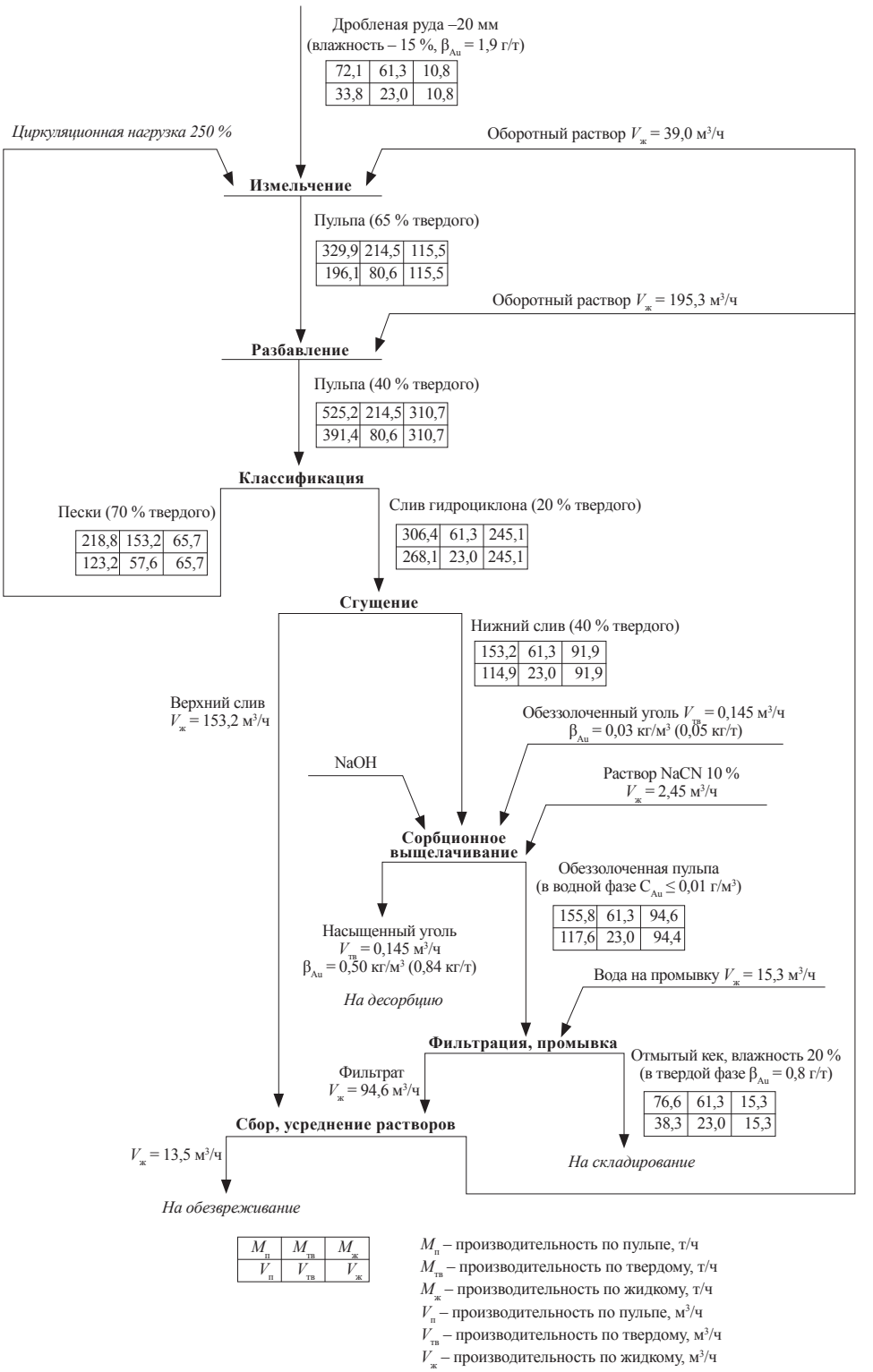

Рисунок 3. Технологическая схема с указанием часовых потоков: β_{AU}, C_{AU} – концентрация золота в твердой и жидкой фазе, соответственно

Figure 3. Process flow scheme indicating hourly flows: β_{AU}, C_{AU} – concentration of gold in solid and liquid phase

Оптимальные условия: Ж : Т = 1,5 : 1, тонина помола 80–85 % класса –0,071 мм, продолжительность процесса – 5 ч. Обосновано достижение в процессе сорбционной емкости угля 0,84 кг/т.

Выводы. Выполнена технико-экономическая оценка переработки золотосодержащих углисто-глинистых сланцев на промплощадке ПАО «Гайский ГОК» в п. Кваркено с учетом дооснащения аппаратурной схемы для организации технологии цианидного выщелачивания золота по исходному сырью 500 тыс. т/год, показана рентабельность производства. При минимальных запасах руды не менее 3 млн т. с содержанием золота на уровне 1,9 г/т срок окупаемости составит 5,6 г. Рассмотренный процесс можно применять для широкого спектра золотосдержащих руд с умеренным содержанием органического углерода.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Morozov Iu. P., Valtseva A. I. Studying electrical parameters of contact and contactless polarization of particles under the electrochemical treatment of mineral suspensions // Minerals and mining engineering. 2023. No. 2. P. 9–20. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-2-9-20

2. Лодейщиков В. В. Состояние и тенденции развития технологии извлечения золота из упорных руд и концентратов // Цветная металлургия. 1993. № 2. С. 4–9.

3. Owusu C., Mensah S., Ackah K., Amankwah R. K. Reducing preg-robbing in carbonaceous gold ores using passivative or blanking agents // Minerals engineering. 2021. Vol. 170. P. 1–7.

4. Larrabure G., Rodríguez-Reyes J. C. F. A review on the negative impact of different elements during cyanidation of gold and silver from refractory ores and strategies to optimize the leaching process // Minerals Engineering. 2021. Vol. 173. No. 1. Art. 107194

5. Mosingo J., Wikedzi A. Investigations for the low gold recovery at Mpanda Mineral Field in Western Tanzania // International journal of mining and mineral engineering. 2024. Vol. 14. No. 4. P. 365–379.

6. Sitando O., Senanayake G., Dai X., Breuer P. The adsorption of gold(I) on minerals and activated carbon (preg-robbing) in non-ammoniacal thiosulfate solutions – effect of calcium thiosulfate, silver(I), copper(I) and polythionate ions // Hydrometallurgy. 2019. Vol. 184. P. 206–217.

7. Motta G., Polcyn M., Saragosa E. Refractory gold ores: challenges and opportunities for a key source of growth // MineSpans Commentary. 2021. № 6. P. 1–6.

8. Зеленов В. И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. М: Недра, 1989. 302 с.

9. Лодейщиков В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. Т. 2. Иркутск: Иргиредмет, 1999. 452 с.

10. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом / В. В. Лодейщиков [и др.]. М.: Металлургия, 1973. 288 с.

11. Дементьева Н. А., Чернов В. К., Коган Д. И., Леонов С. Б. Противоточная сорбционно-флотационная технология извлечения золота с применением порошкообразного модифицированного угля // Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых: сб. науч. тр., посв. 125-летию института «Иргиредмет». Иркутск: Иргиредмет, 1998. С. 251–253.

12. Goode J. R. Refractory gold ore: cause, processes, testing and plants // Proceedings Annual SME Conference. Colorado. 1993. P. 82–93.

13. Воробьев-Десятовский Н. В., Епифанов А. В. Автоклавное окисление дважды упорных золотосодержащих руд. Проблемы и пути решения // Минерально-сырьевой комплекс России – новые рубежи и вызовы: 10 Горнопромышленный форум «Майнекс Россия 2014». Москва, 2014. С. 1–8.

14. Rees K. L., Van Deventer J. S. J. Preg-robbing phenomena in the cyanidation of sulfide gold ores // Hydrometallurgy. 2000. Vol. 58. Iss. 1. P. 61–80.

15. Фридман И. Д., Савари Е. Е., Демина Н. Н. Исследование сорбционных свойств природных углеродистых веществ в процессе цианирования // Журнал прикладной химии. 1980. Т. 53. Вып. 9. С. 1985–1990.

16. Волков В. П. Сорбционные процессы действующих производств. М.: Руда и металлы, 2014. 160 с.

17. Болдырев А. В. Исследование и разработка технологии автоклавно-сорбционного извлечения золота из упорных сульфидных концентратов: дис. … канд. техн. наук. Иркутск, 2016. 153 с.

Поступила в редакцию 30 сентября 2024 года

Сведения об авторах:

Мусаев Владимир Вахабович – кандидат технических наук, заведующий лабораторией гидрометаллургии АО «Уралмеханобр». E-mail: musaev_vv@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0009-4650-5964

Клюшников Антон Михайлович – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник АО «Уралмеханобр»; студент кафедры прикладной математики Уральского федерального университета. E-mail: klyushnikov_am@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0001-5815-6513
Климов Константин Константинович – научный сотрудник АО «Уралмеханобр». E-mail: klimov_kk@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0001-6504-0041.
Шакиров Дмитрий Анвярович – младший научный сотрудник АО «Уралмеханобр». E-mail: shakirov_da@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0001-7589-9781

DOI: 10.21440/0536-1028-2025-3-86-95

Influence of material composition on the cyanide leaching of carbonaceous gold-bearing ores

Vladimir V. Musaev[1], Anton M. Kliushnikov[1, 2], Konstantin K. Klimov[1], Dmitrii A. Shakirov[1]
[1] AO Uralmekhanobr, Ekaterinburg, Russia.
[2] Ural Federal University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research objective *is to study the material composition and cyanidation of refractory gold-bearing ores using the example of carbonaceous shales.*

Methods of research. *The mineral composition of the ore and the phase composition of gold were studied using optical and scanning electron microscopy (the Axio Imager optical microscope and the EVA-MA15 electronic scanning microscope) in combination with chemical dissolution methods. A laboratory leaching unit has been made, which makes it possible to determine the amount of gold recovery during sorption cyanidation. A series of experiments was carried out to study the effect of the concentration of sodium cyanide (1–5 g/l), the duration of the process (0–48 hours) and the fineness of ore grinding (17–100% grade –0.071 mm) on cyanidation process. The kinetics of sorption concentration was studied.*

Research results. *It is shown that cyanidation of ore is complicated by the presence of ore organic matter (about 1.9%), which has a high sorption capacity for gold and cyanide ion. In the absence of a synthetic sorbent, gold recovery was achieved by no more than 40–44% at an initial NaCN concentration of 4–5 g/l, a specific consumption of up to 5.6 kg/t and a ratio of Liquid : Solid = 1.5 : 1. Due to the studies of cyanidation kinetics with a cyanide concentration of 4–5 g/l, it was found that the maximum gold recovery is achieved for 0.5–1 hours. After that, sorption of gold by ore organic matter occurs, as a result of which gold recovery drops to 10%. By sorption cyanidation, it is possible to achieve 57.9% recovery to obtain a cake containing 0.8 g/t of gold under a specific NaCN consumption of about 2.9–3.0 kg/t. The coal sorption capacity for gold in the technology will be up to 0.84 kg/t. To achieve deeper extraction by cyanidation is impossible due to the presence of ultra-fine gold in close association with sulfides, as well as in the crystal lattice of pyrite.*

Conclusions. *Optimal conditions for sorption cyanidation were found: the fineness of ore grinding is 80–85% –0.071 mm, the initial concentration of NaCN is 2 g/l, the ratio of Liquid : Solid = 1.5 : 1, the duration of the process is at least 5 hours. The maximum recovery was achieved due to the material composition. A process flow scheme for gold recovery into commercial products based on sorption cyanidation was developed. The implementation of the scheme makes it possible to recover the cyanide phase of gold.*

Keywords: *shales; cyanidation; sorption; ore carbonaceous matter; leaching.*

REFERENCES

1. Morozov Iu. P., Valtseva A. I. Studying electrical parameters of contact and contactless polarization of particles under the electrochemical treatment of mineral suspensions. *Minerals and Mining Engineering.* 2023; 2: 9–20. Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2023-2-9-20

2. Lodeishchikov V. V. Status and development trends in the technology of gold recovery from refractory ores and concentrates. *Tsvetnaia metallurgiia = Non-Ferrous Metallurgy.* 1993; 2: 4–9. (In Russ.)

3. Owusu C., Mensah S., Ackah K., Amankwah R. K. Reducing preg-robbing in carbonaceous gold ores using passivative or blanking agents. *Minerals Engineering.* 2021; 170: 1–7.

4. Larrabure G., Rodríguez-Reyes J. C. F. A review on the negative impact of different elements during cyanidation of gold and silver from refractory ores and strategies to optimize the leaching process. *Minerals Engineering.* 2021; 173(1): 107194

5. Mosingo J., Wikedzi A. Investigations for the low gold recovery at Mpanda Mineral Field in Western Tanzania. *International Journal of Mining and Mineral Engineering.* 2024; 14(4): 365–379.

6. Sitando O.; Senanayake G.; Dai X.; Breuer P. The adsorption of gold(I) on minerals and activated carbon (preg-robbing) in non-ammoniacal thiosulfate solutions – effect of calcium thiosulfate, silver(I), copper(I) and polythionate ions. *Hydrometallurgy.* 2019; 184: 206–217.

7. Motta G., Polcyn M., Saragosa E. Refractory gold ores: challenges and opportunities for a key source of growth. *MineSpans Commentary.* 2021; 6: 1–6.

8. Zelenov V. I. *Methodology for studying gold- and silver-bearing ores.* 3rd edition. Moscow: Nedra Publishing; 1989. (In Russ.)

9. Lodeishchikov V. V. *Technology for gold and silver recovery from refractory ores: in 2 vol.* Irkutsk: Irgiredmet Publishing; 1999. Vol. 2. (In Russ.)

10. Lodeishchikov V. V. et al. *Engineering and technology of gold recovery from ore abroad.* Moscow: Metallurgiia Publishing; 1973. (In Russ.)

11. Dementieva N. A., Chernov V. K., Kogan D. I., Leonov S. B. Counter-current sorption-flotation technology for gold recovery using powdered modified coal. In: *Analysis, production, and processing of minerals: Proceedings dedicated to the 125th Anniversary of Irgiredmed institute.* Irkutsk: Irgiredmet Publishing; 1998. p. 251–253. (In Russ.)

12. Goode J. R. Refractory gold ore: cause, processes, testing and plants. In: *Proceedings Annual SME Conference.* Colorado. 1993. p. 82–93.

13. Vorobiev-Desiatovskii N. V., Epifanov A. V. Autoclave oxidation of doubly refractory gold-bearing ores. Problems and solutions. In: *Mineral resources sector of Russia. New Frontiers and Challenges: Proceedings of the 10th Mining forum of Minex Russia 2014.* Moscow; 2014. p. 1–8. (In Russ.)

14. Rees K. L., Van Deventer J. S. J. Preg-robbing phenomena in the cyanidation of sulfide gold ores. *Hydrometallurgy.* 2000; 58(1): 61–80.

15. Fridman I. D., Savari E. E., Demina N. N. Studying the sorption properties of natural carbonaceous substances in the process of cyanidation. *Zhurnal prikladnoi khimii = Journal of Applied Chemistry.* 1980; 53(9): 1985–1990. (In Russ.)

16. Volkov V. P. *Sorption processes of existing production facilities.* Moscow: Ruda i metally Publishing; 2014. (In Russ.)

17. Boldyrev A. V. *Studying and developing the technology for autoclave-sorption recovery of gold from refractory sulphide concentrates: PhD in Eng. diss.* Irkutsk: 2016. (In Russ.)

Received 30 September 2024

Information about the authors:

Vladimir V. Musaev – PhD (Engineering), Head of the Hydrometallurgy Laboratory, AO Uralmekhanobr. E-mail: musaev_vv@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0009-4650-5964
Anton M. Kliushnikov – PhD (Engineering), leading researcher, AO Uralmekhanobr; student of Ural Federal University. E-mail: klyushnikov_am@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0001-5815-6513
Konstantin K. Klimov – researcher, AO Uralmekhanobr. E-mail: klimov_kk@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0001-6504-0041
Dmitrii A. Shakirov – junior researcher, AO Uralmekhanobr. E-mail: shakirov_da@umbr.ru; https://orcid.org/0009-0001-7589-9781

Для цитирования: Мусаев В. В., Клюшников А. М., Климов К. К., Шакиров Д. А. Влияние вещественного состава на закономерности цианидного выщелачивания углистых золотосодержащих руд // Известия вузов. Горный журнал. 2025. № 3. С. 86–95. DOI: 10.21440/0536-1028-2025-3-86-95
For citation: Musaev V. V., Kliushnikov A. M., Klimov K. K., Shakirov D. A. Influence of material composition on the cyanide leaching of carbonaceous gold-bearing ores. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering.* 2025; 3: 86–95 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2025-3-86-95