

ШУМИЛОВА Л.В. (ЗабГУ)

ПОДГОТОВКА ПИРИТ-АРСЕНОПИРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА К ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ЗОЛОТА НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИРЕАГЕНТНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Рассмотрены причины упорности сульфидных руд с ультрадисперсными включениями золота. В целях повышения извлечения золота высказана гипотеза эффективной подготовки (пероксидной) труднообогатимого сырья к процессу выщелачивания. Дано теоретическое обоснование физико-химической модели и механизма двухстадиального окисления (фотоэлектрохимического и бактериального) материала с применением микроорганизмов *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Acidithiobacillus thiooxidans*. Разработана схема двухстадиального окисления (физико-химического и бактериального) на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий для выщелачивания золота из упорного сырья. Показано, что предварительное фотоэлектрохимическое окисление позволяет повысить полноту вскрытия минеральной матрицы при последующем бактериальном ее окислении и повысить показатели извлечения дисперсного золота из сульфидных руд. Выполнены лабораторные исследования комбинированной схемы окисления электроактивационного сорбционного выщелачивания дисперсного золота из сульфидных руд месторождения Кокпатас. Приведены результаты лабораторных исследований активационных методов воздействия на упорное сырье перед выщелачиванием металла, которые доказывают эффективность предложенных нетрадиционных методов вскрытия минеральной матрицы. Увеличение извлечения золота после комбинированной технологии окисления сульфидов и арсенопирита составило 18%.

Ключевые слова: упорные руды, пирит, арсенопирит, дисперсное золото, физико-химическое и бактериальное окисление, полиреагентные схемы, активные формы кислорода, электрохимические и фотохимические процессы

Широкая распространенность в природе золотосодержащих руд с дисперсными включениями ценного компонента обуславливает необходимость масштабного вовлечения их в переработку. Одним из главных путей повышения эффективности процесса выщелачивания золота из труднообогатимого сырья является интенсификация процесса вскрытия упорной сульфидной матрицы. В связи с этим требуется новый научный подход к выбору эффективных способов воздействия на упорные минералы золота [1–10].

Объект исследований – бедный коллективный пирит-арсенопиритовый флотоконцентрат с содержанием золота 25 г/т, полученный из труднообогатимой сульфидной руды месторождения Кокпатас ($\beta^{Au} = 2,9$ г/т, $S_{общ} = 5,8\%$, $S_{сул} = 5,6\%$, $S_{оксл} = 0,13\%$, $Fe_{общ} = 7,4\%$, $Fe_{сул} = 4,2\%$, $As_{общ} = 0,52\%$, $C_{общ} = 1,2\%$, $C_{орг} = 0,44\%$).

Цель исследований – обоснование и разработка комбинированных методов

переработки упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий с применением сильных окислителей.

Задачи исследований – провести экспериментальные исследования влияния двухстадиального окисления на вскрытие минеральной матрицы при переработке упорного минерального сырья.

Методы исследований: методы многофакторного планирования экспериментов, гранулометрический, минералогический, спектральный, химический (в том числе фазовый), рентгенофазовый, оптический и электронно-микроскопический, микроскопический, бактериоскопический, атомно-абсорбционный, пробирный, рентгеноструктурный и другие методы анализа, укрупненные лабораторные испытания минерального сырья. Применялась математическая обработка экспериментальных данных.

Интенсификация процесса окисления упорных минералов и повышение эффективности последующего извлечения



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

золота при сорбционном цианировании достигается окислением в две стадии: физико-химическим (на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий) и биоокислением [11, 12].

Сущность процесса заключается в том, что перед бактериальным окислением осуществляют предварительную окисляющую сульфидные материалы подготовку (пероксидную) путем обработки минеральной массы реагентами, содержащими активные формы кислорода, полученные в результате фотохимического и электрохимического синтеза из первичных газов, химических соединений и воды.

Известно, что разница Eh среды и электрохимического потенциала сульфидных минералов при окислении должна находиться в пределах 100–200 мВ, при их равенстве процесс окисления отсутствует, более низкое значение разности характеризует невысокую эффективность окисления, следовательно

$$Eh_{\text{реакц. среды (газовой смеси окислителей)}} - Eh_{\text{сульф. матр}} = 100 \dots 200 \text{ мВ. (1)}$$

Преимущественное распространение бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Acidithiobacillus thiooxidans* ограничивается довольно узким интервалом Eh (от 400–750 мВ). В восстановительной среде бактерии не развиваются и при длительном нахождении в этих условиях гибнут. При этом необходимо учитывать, что из сульфидных минералов при Eh 400 мВ выщелачивается железо, а при Eh 750 мВ – сера. Требуемые значения Eh: $Eh_{\text{газовой смеси окислителей}}^{\text{opt}} = Eh_{\text{сульф. матр}} + 200 \text{ мВ} =$

$= 1400 + 200 = 1600 \text{ мВ}$ – при пероксидной подготовке, где $Eh_{\text{сульф. матр}} = 1400 \text{ мВ}$ – Eh сульфидной матрицы.

После прекращения УФ-облучения газовой фазы идет распад активных форм кислорода, в первую очередь O_3 . При вводе озона в пульпу большая часть его распадается на O_2 и O^* . В свою очередь, активный атомарный кислород преобразуется в двухатомарный (синглетный), который имеет окислительно-восстановительный потенциал в 3–4 раза меньше, чем озон. Остальные формы активного кислорода более стабильны. Так как концентрация озона уменьшается

примерно в 3–4 раза, поэтому прямопропорционально уменьшается Eh (до 500 мВ).

Продолжительность двухстадиального окисления ($T_{\text{обр}}$) складывается из времени фотоэлектрохимического окисления (t_1), биоокисления (t_2) и периода реакций полиреагентных комплексов активных форм кислорода (хлорсодержащих соединений) с минеральной фазой пульпы (Δt). Продолжительность фотоэлектрохимического окисления зависит от составляющих его фаз. Первая фаза – фаза фотоэлектрохимических воздействий, которая определяется скоростью растворения активного кислорода в кислотном растворе для получения требуемой концентрации активного кислорода:

$$t_1^I = \frac{C_{O_2^*}^{\text{конеч}} - C_{O_2^*}^0}{v_1} = \frac{15 - 10}{2} = 2,5 \text{ ч, где начальная}$$

концентрация активного кислорода $C_{O_2^*}^0 = 10 \text{ мг/л}$, конечная концентрация

активного кислорода $C_{O_2^*}^{\text{конеч}} = 15 \text{ мг/л}$,

Скорость растворения кислорода в растворе $v_1 = 2 \text{ мг/(л·ч)}$.

Вторая фаза фотоэлектрохимического окисления определяется скоростью реакции между водородом (слаборастворимым) и активными формами кислорода с продуцированием (синтезом) активных ион-радикальных комплексов и скоростью их взаимодействия с минеральной

$$\text{матрицей: } t_1^{II} = \frac{C_{H_2O_2}^{\text{конеч}} - C_{H_2O_2}^0}{v_2} = \frac{20 - 2}{1,8} = 10 \text{ ч,}$$

где начальная концентрация $C_{H_2O_2}^0 = 2 \text{ мг/л}$;

конечная концентрация $C_{H_2O_2}^{\text{конеч}} = 20 \text{ мг/л}$,

скорость образования H_2O_2 при взаимодействии водорода с озоном $v_2 = 1,8 \text{ мг/(л·ч)}$, $\Delta t = 2 \text{ ч}$.

Таким образом, продолжительность фотоэлектрохимического окисления составляет 14,5 ч (значения показателей параметров приняты по экспериментальным данным, полученным на рудах месторождения Yellow Jacket [17]).



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Продолжительность стадии биоокисления зависит от времени протекания четырех фаз: 1-я фаза – лаг-фаза, т.е. начальная фаза развития, которая характеризуется приспособлением (адаптацией) бактерий к окружающей среде:

$$\frac{t_2^{\text{био}}}{t_2^{\text{физхим+био}}} = \frac{40 \text{ ч}}{10 \text{ ч}}; \quad \text{2-я фаза –}$$

экспоненциальная, состоящая из фазы ускорения, фазы экспоненциального роста, фазы замедления роста бактерий:

$$\frac{t_2^{\text{био}}}{t_2^{\text{физхим+био}}} = \frac{50 \text{ ч}}{20 \text{ ч}}; \quad \text{3-я фаза – стационарная:}$$

$$\frac{t_2^{\text{био}}}{t_2^{\text{физхим+био}}} = \frac{15 \text{ ч}}{15 \text{ ч}}; \quad \text{4-я фаза – отмирания}$$

бактерий $\frac{t_2^{\text{био}}}{t_2^{\text{физхим+био}}} = \frac{20 \text{ ч}}{20 \text{ ч}}$, где

$t_2^{\text{био}}$ – продолжительность фаз биоокисления в классическом (чановом) варианте, ч;
 $t_2^{\text{физхим+био}}$ – продолжительность фаз биоокисления с предварительным двухстадиальным окислением, ч.

$$\frac{\sum t_2^{\text{био}}}{\sum t_2^{\text{физхим+био}}} = \frac{125 \text{ ч}}{65 \text{ ч}} = 1,93 \quad (2)$$

Следовательно, продолжительность биоокисления при применении предварительного фотоэлектрохимического окисления перед выщелачиванием сокращается в среднем в 2 раза.

Экспериментальная проверка (укрупнённые лабораторные испытания) теоретических положений двухстадиального окисления осуществлялась по технологической схеме, смоделированной на пульпе ГМЗ-3 (см. рис. 1). Приоритет предложенной технологии подтвержден патентами: 2350665, 2361937 [13, 14].

Для экспериментов использовалась объединенная проба, состоящая из 20 единичных проб массой по 10 кг. Гранулометрическая характеристика золота во флотационном пирит-арсенопиритовом концентрате показала, что основная масса ценного компонента (99,9%) находится в классах крупности 0,074 мм, т.е. практически свободного золота в руде нет (исключение составляет участок Южный 1 с видимым золотом).



Рис. 1. Технологическая схема активационного выщелачивания бедного пирит-арсенопиритового золотосодержащего концентрата с применением комбинированных методов окисления



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Подготовка сульфидно-арсенидного (пирит-арсенопиритового) концентрата осуществляется с использованием комбинации пероксидно-гидроксидных комплексов, продуцируемых барботажом озонированным воздухом межэлектродного пространства электролитической ячейки в сернокислотной среде с последующим доокислением гетеротрофными бактериями) [15]. В пирит-арсенопиритовых рудах (концентратах) постоянно меняется соотношение пирита и арсенопирита, поэтому эффективность биоокисления снижается. Для устранения этого недостатка предлагается применение комбинированного окисления.

Лабораторная установка для технологических исследований руд включала следующее оборудование: лабораторный пачук емкостью 30 л с трубчатыми электродами, выполняющими также функцию воздухопроводов; кварцевая колба с фторопластовой (химически инертной) пробкой, через которую введены подводящая и отводящая стеклянные трубки; компрессор и электрический шкаф с выпрямителем и регулируемым блоком; ультрафиолетовая лампа ДРТ-230, установленная над колбой на расстоянии порядка 15 см (для прямого облучения пульпы закрепляется на двух штативах); фотоэлектрохимический реактор; колонна бактериального окисления; культиватор бактерий; емкость для очистки бактерий.

Предложенная технология включала следующую последовательность операций: приготовление выщелачивающего раствора на основе воды; электролиз барботируемого раствора ($\approx 1,5$ ч, $U = 20$ В), введение H_2SO_4 ; облучение ультрафиолетовым светом (ультрафиолетовая лампа ДРТ-230, 5 мин при продолжении электролиза); обработка минеральной массы полиреагентным раствором, окисление; введение солевых добавок, подача дополнительной порции

серной кислоты, введение бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Acidithiobacillus thiooxidans*; бактериальное окисление с контролем концентрации арсенат-иона; отмывка и нейтрализация с добавлением NaOH или CaO; кондиционирование до pH 10–11, введение NaCN (до 1 г/л) и предварительное цианирование; двухстадиальное сорбционное выщелачивание.

Двухстадиальное окисление пирит-арсенопиритового флотоконцентрата осуществлялось первоначально сернокислотным раствором (3%), обработанным в электролизере и пробарботированным в течение 1 ч воздухом, подаваемым через кварцевую колбу, размещенную в зоне облучения ультрафиолетовой лампой ДРТ-230. Объем реактора 30 л. Полученным полиреагентным раствором, который является в совокупности активным окислителем и комплексообразователем, обрабатывали минеральную массу [16]. При воздействии полиреагентного комплекса интенсивно протекали физико-химические процессы в жидкой и твердой фазах, что приводило к первичному окислению сульфидной матрицы, переходу ее поверхностных слоев, преимущественно в области активных центров, в сульфатную форму и частично – в сульфидную, что в последующем создавало благоприятные условия для бактериального окисления. Матрица минералов-носителей дисперсного золота окислялась не менее чем на 60–65 %.

После фотоэлектроактивационной обработки руды проводился второй этап окисления – биоокисление. Бактерии вводили на шламовом носителе, который формировался в процессе дробления. В этом случае развитие бактерий на шламовом носителе происходит относительно быстро и в то же время позволяет



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

сконцентрировать бактерии до ввода в основную выщелачиваемую массу, что приводит к быстрому развитию очагов роста бактерий в минеральной массе.

Предварительное цианирование проводили для получения максимальной концентрации золота в раствор из твердой фазы. В процессе сорбционного выщелачивания происходит дорастворение золота и его сорбция на активированный уголь. Экспериментально установлены оптимальные физико-химические и технологические параметры (Ж:Т=5:1, продолжительность выщелачивания (36 ч) и предварительного цианирования (5 ч), зависимость содержания золота в жидкой и твердой фазах от продолжительности предварительного цикла цианирования). Время предварительного цианирования сокращено на 1 ч для барботажной пульпы воздухом в целях повышения извлечения при сорбционном выщелачивании. Результаты экспериментальных исследований представлены на рис. 2–7 и в табл. 1. Для процесса бактериального выщелачивания ингибирующим фактором является мышьяк, входящий в состав арсенопирита, поэтому осуществлялась адаптация культуры микроорганизмов к экстремально высокому содержанию мышьяка. Для снижения концентрации растворенного мышьяка при сохранении активного остаточного кислорода, интенсифицирующего последующее бактериальное окисление, содержание твердого в активированной пульпе доводилось до Ж:Т = 5:1. В твердой фазе пульпы существенно повышалось содержание элементарной серы (более чем в 3 раза) и сульфатов (почти на порядок).

Для технологии бактериального окисления существенное значение имеет продолжительность лаг-фазы, (12 ч), и экспоненциальной фазы, в которой рост и активность микробной популяции

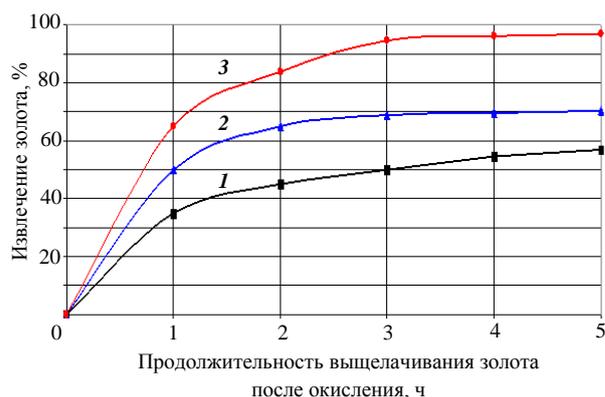


Рис. 2. Зависимость извлечения золота в процессе цианирования от плотности пульпы: 1 – Ж:Т = 1,5:1; 2 – Ж:Т = 3:1; 3 – Ж:Т = 5:1

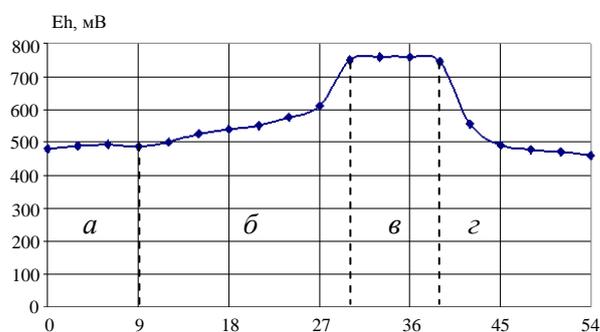


Рис. 3. Зависимость Eh от продолжительности выщелачивания железа: а – лаг-фаза; б – экспоненциальная фаза; в – стационарная фаза; г – фаза отмирания

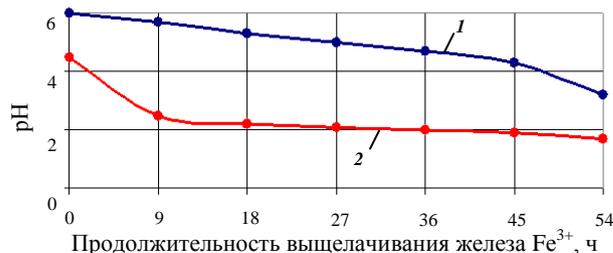


Рис. 4. Зависимость кислотообразования от продолжительности выщелачивания: 1 – биоокисление (контрольный вариант) 2 – физико-химическое и биоокисление (экспериментальный вариант)



Рис. 5. Зависимость концентрации Fe³⁺ в растворе от продолжительности выщелачивания

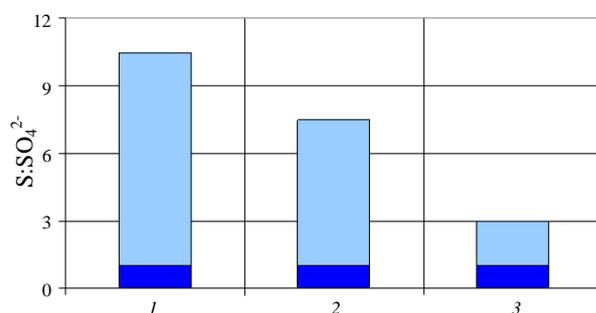


Характеристика процесса выщелачивания сульфидного концентрата

Время выщелачивания, ч	Eh, мВ	Период выщелачивания	Концентрация в растворе, г/л		Количество бактерий кл/мл
			Fe ²⁺	Fe ³⁺	
0	490	Начальный	5,1–5,6	12,4–18,7	4·10 ⁶
3	490				
6	493				
9	487				
12	500				
15	525	Активный	0	33,2–63,9	10·10 ⁷
18	540				
21	550				
24	577				
27	610				
30	750				
33	758				
36	760				
39	745				
42	555				
45	492	Спад	0	20,7–26,3	4·10 ⁷
48	477	Конечный	0	5,5–5,1	3·10 ⁶
51	470				
54	460				

описывается экспоненциальным законом (30 ч). Общая продолжительность выщелачивания определялась продолжительностью этих двух фаз, а фактическое время – продолжительностью экспоненциальной фазы.

Процесс биоокисления (БО) сопровождался снижением pH и повышением ОВП (окислительно-восстановительного потенциала) продуктивного раствора. Для активного окисления железа (II) – Fe²⁺ поддерживалось значение pH на оптимальном уровне 2,0–2,5. При выщелачивании арсенопирита и пирита в течение 24 ч pH раствора изменялся в пределах 4,5–2,1, а через 72 ч – достиг значения 1,7. При этом происходило активное БО арсенопирита и пирита, гидролиз активного железа с образованием серной кислоты. Значение Eh характеризовало протекание в пульпе реакций окисления-восстановления. Сульфидно-сульфосолевой модуль S:SO₄²⁻ уменьшился в 4,25 раза, t_{opt} = 28–35 °С. Исследования


 Рис. 6. Соотношение неокисленной (светлое) и окисленной (темное) форм серы (S:SO₄²⁻):

- 1 – в исходной руде (9,5:1);
- 2 – после физико-химического окисления (6,5:1);
- 3 – после физико-химического и биоокисления (2,0:1)

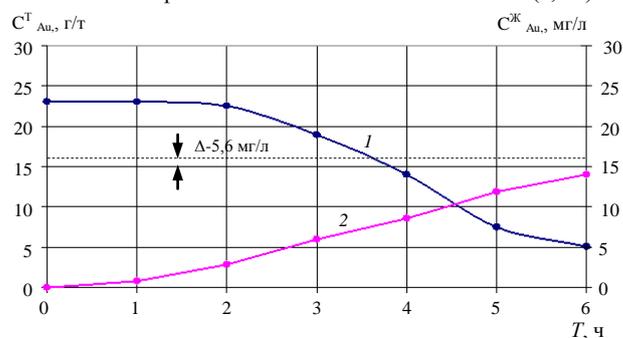


Рис. 7. Зависимость содержания золота в жидкой и твердой фазах от продолжительности сорбционного цианирования:

- 1 – содержание золота в твердой фазе, г/т;
- 2 – содержание золота в жидкой фазе, мг/л.



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

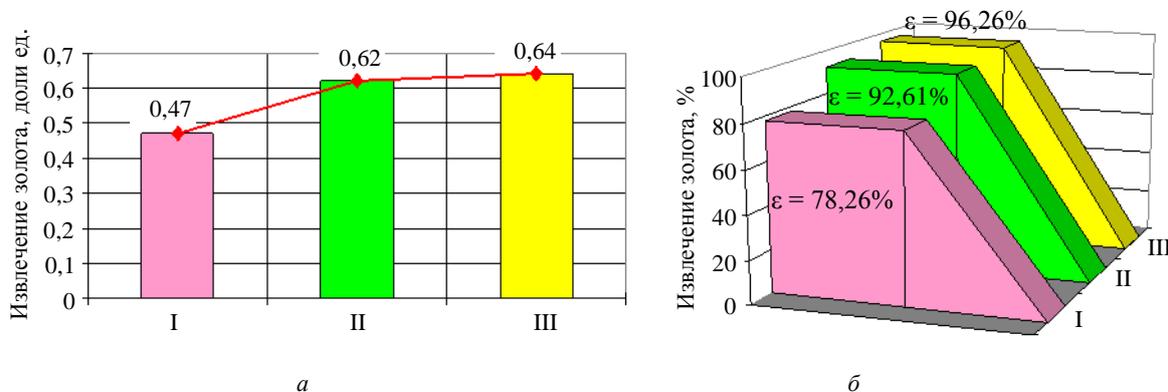
показали, что время цианирования существенно сократилось (до 1 ч) в первую очередь за счет того, что перед цианированием осуществлялось насыщение пульпы активным кислородом, обеспечивающим формирование в жидкой фазе пульпы гидроксидно-пероксидных комплексов аддитивно с цианидами, обеспечивающими ускоренное растворение золота.

В процессе укрупненных лабораторных испытаний применялась технологическая схема двухстадиальной сорбции с сокращенной реагентной обработкой, разработанная доктором технических наук А.Г. Секисовым (ИГД СО РАН) совместно с ЗАО «Геохим» [9, 17]. В отличие от традиционной технологии «уголь в пульпе», когда сорбент перемещается против хода движения пульпы, т.е. по градиенту содержания растворенного золота, предлагаемая технология двухстадиальной сорбции предполагает первоначальный ввод сорбента по ходу движения пульпы (сорбент специально подготовлен и активно участвует в процессе локального цианирования) и последующий ввод основной части сорбента против хода движения смолы.

В процессе исследований экспериментально апробированы три варианта

(рис. 8). Оценка эффективности предложенной технологии осуществлялась путем сравнения содержания золота в хвостах по экспериментальным (II-III) и контрольной (I) схемам. По экспериментальной схеме (III) концентрация золота в хвостах составила 1,7 г/т (см.рис.1), а в контрольном варианте – 5 г/т, следовательно, содержание ценного компонента в хвостах уменьшилось в 2,8 раза. Прирост извлечения золота составил на смолу 0,17 ед. (с 0,47 до 0,64) и по твердой фазе – 18% (с 78,26 до 96,26%).

Предлагаемая технология имеет перспективы для золотодобывающей отрасли страны. Так, Забайкалье среди золотоносных регионов России занимает пятое место, золото являлось и в настоящее время остается профилирующим металлом. В крае открыто и в различной степени изучено более 1000 месторождений и рудопроявлений коренного и россыпного золота. Потенциальные запасы золота сосредоточены в месторождениях, которые не только отрабатывались на протяжении многих десятилетий, но и эксплуатируются в настоящее время. Таким минерально-сырьевым объектом Забайкальской золоторудной провинции является Дарасунское рудное поле, где успешно может



I – биоокисление с одностадийной сорбцией по регламенту ГМЗ-3;
II – физико-химическое и биоокисление с одностадийной сорбцией;
III – физико-химическое и биоокисление с двухстадийной сорбцией;
 ϵ – извлечение золота, %

Рис. 8. Сравнительные результаты эксперимента с контрольной линией:
а – извлечение золота на смолу; б – извлечение золота по твердой фазе



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

применяться предлагаемая технология на основе близкого вещественного состава руд к рудам Кокпатасского рудного поля. В пределах рудного поля выделяют крупное Дарасунское золоторудное месторождение и более мелкие – Теремкинское, Талатуйское и ряд рудопроявлений.

Отличительной чертой руд Дарасунского рудного поля (Дарасунское, Теремкинское, Талатуйское золоторудные месторождения) является высокое (15–60%) содержание сульфидов (пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит, сфалерит, пирротин и др.) и сульфосолей.

Дальнейшее развитие сырьевой базы Забайкалья планируется достичь за счет внедрения новых, конкурентоспособных, высокопроизводительных технологий переработки руд, не требующих больших капитальных и эксплуатационных затрат, и обеспечивающих быстрый возврат вложенных средств, по сравнению с традиционными методами извлечения ценных компонентов.

Таким образом, использование в технологических процессах перед биоокислением высокоактивных нетоксичных кислородно-водородных ион-радикальных соединений, полученных на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий, позволяет существенно повысить показатели извлечения дисперсного золота из бедного коллективного пирит-арсенопиритового флотоконцентрата и вовлечь в переработку минерально-сырьевые объекты с большими потенциальными запасами золота, которые являются источниками золотовалютного резерва страны.

Библиографический список

1. Van Aswegen P.S.; Marais M.J., Haines A. K. Design and operation of a commercial bacterial oxidation plant at Fairview. – 12 p.
2. Brierley C. BacTech's Thermophilic Biooxidation Plan at Youanmi Mine: An Update on Performance and Cost // Randol Gold Forums 96 (21-24 Apr., Olympic Valley, Cat., 1996). - P.291-294.
3. Biooxidation of two arsenical refractory gold concentrates and gold cyanidation / Z. Yongzhu, L. Yiyuan, Z. Tiancong, Q.Rongqing// Extract. Met. Gold and Base Metals.- Melbourne, 1992.- P.345-348.
4. Lille, U. // Oil Shale, 2003. V. 20. № 3. P. 253-263.
5. Pals, D., Srpy P. // Econ. Geol. 2003. – Vol. 98, N 3. – P. 479-493.
6. Papoular R. // Astron. Astrophys. 2005. Aug. Man. № RSP-02. – 14 p.
7. Chanturiya, V.A. Non-traditional high-energy processes for disintegration and exposure of finely disseminated mineral complexes / V.A.Chanturiya, I.Zh.Bunin // Journal of Mining Science. – 2007. – Vol. 43, No. 3. – PP. 311-330.
8. Yannopoulos J.C. The extractive metallurgy of gold. – New York: Van Nostrand Reinhold, 1991. - 280 p.
9. Sekissov et al Method for recovery of precious metals US Patent 5492 098.
10. Biooxidation of two arsenical refractory gold concentrates and gold cyanidation / Z. Yongzhu, L. Yiyuan, Z. Tiancong, Q. Rongqing // Extract. Met. Gold and Base Metals. Melbourne, 2009. P. 345-348.
11. Резник Ю.Н., Шумилова Л.В., Рубцов Ю.И. Современные тенденции в переработке золотосодержащих руд и техногенных отходов: монография. Чита: ЧитГУ и ЗабГК, 2007. 280 с.
12. Шумилова Л.В., Резник Ю.Н. Комбинированные методы кюветного и кучного выщелачивания упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий: монография. Чита: ЗабГУ и ЗабГК, 2012. 406 с.
13. Пат. 2350665. Способ кюветно-кучного выщелачивания металлов из минеральной массы / Секисов А.Г., Резник Ю.Н., Зыков Н.В., Шумилова Л.В., Лавров А.Ю., Манзырев Д.В., Климов С.С., Королев В.С., Конарева Т.Г. № 2007118333/03 (019956); заявл. 16.05.2007; опубл. 27.03.09. Бюл. № 9.
14. Пат. 2361937. Способ подготовки упорных сульфидных руд и концентратов к выщелачиванию / Секисов А.Г., Резник Ю.Н., Шумилова Л.В., Зыков Н.В., Лавров А.Ю.,



ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Королев В.С., Конарева Т.Г. № 2007145306/02 (049635); заявл. 06.12.2007; опубл. 20.07.09. Бюл. № 20.

15. Shumilova L.V. Effective method of hard gold-containing ore preparation to leaching // European journal of natural history. France (Paris). 2012. № 6. P. 60–61.

16. Shumilova L.V. Photoelectrochemical and bacterial oxidation of thrust technogenic raw materials

approbation before leaching of gold // VII Moscow international congress «Biotechnology state of the art and prospects of development». Moscow. 2013. P. 181-182.

17. Секисов, А.Г. Дисперсное золото. Геологические и технологические аспекты./ А.Г. Секисов и др. – Чита: ЧитГУ, 2007. – 269 с., 11–25.

“Gornye nauki i tehnologii”/ “Mining science and technology”, 2016, № 1, pp. 3–11

Title:	Preparation of pyrite-arsenopyrite concentrate for gold leaching through the use of polyreagent complexes
Author 1	Name&Surname: Lidiya. V. Shumilova Company: Transbaikal State University Work Position: Professor Contacts: shumilovalv@mail.ru
Abstract:	The article focuses on the causes of refractoriness of sulfide ore stock with superdispersed gold inclusions. In order to increase gold recovery, a hypothesis about effective (peroxide) preparation of refractory raw materials in the process of leaching has been described. The author focuses on theoretical justification of the physical-chemical model and the two-stage mechanism of oxidation (photoelectrochemical and bacterial) of material using microorganisms <i>Acidithiobacillus ferrooxidans</i> and <i>Acidithiobacillus thiooxidans</i> . A scheme of two-staged (physicochemical and bacterial) oxidation was developed. It is based on photoelectrochemical effects for the leaching of gold from refractory materials. It is shown that photoelectrochemical pre-oxidation makes it possible to increase development of the mineral matrix with its further bacterial oxidation. It also helps to increase the efficiency of invisible gold extraction from sulfide ores. Laboratory tests have been performed on the combined oxidation scheme on electroactivation carbon-in-leach of invisible gold from the Kokpatas deposit's sulfide ores. The authors present the results of the laboratory tests of the activation methods for impacting upon the refractory ores before metal leaching, which prove the efficiency of such non-traditional methods for developing mineral matrix. Gold extraction using the combined technology of sulfide and arsenopyrite oxidation increases by 18%.
Keywords:	refractory ores, pyrite, arsenopyrite, invisible gold, physical and chemical oxidation and bacterial oxidation, polyreagent schemes, reactive oxygen, electrochemical and photochemical processes.
References:	1. Van Aswegen P.S.; Marais M.J., Haines A.K. Design and operation of a commercial bacterial oxidation plant at Fairview. 12 p. 2. Brierley C. BacTech's Thermophilic Biooxidation Plan at Youanmi Mine: An Update on Performance and Cost // Randol Gold Forums 96 (21-24 Apr., Olympic Valley, Cat., 1996). pp. 291–294. 3. Biooxidation of two arsenical refractory gold concentrates and gold cyanidation / Z. Yongzhu, L. Yiyuan, Z. Tiancong, Q. Rongqing // Extract. Met. Gold and Base Metals. Melbourne, 1992. pp. 345–348. 4. Lille, U. // Oil Shale, 2003. Vol. 20. No. 3. pp. 253-263. 5. Pals, D., Srpj P. // Econ. Geol. 2003. Vol. 98, No. 3. pp. 479-493. 6. Papoular R. // Astron. Astrophys. 2005. Aug. Man. No. RSP-02. 14 p. 7. Chanturiya, V.A. Non-traditional high-energy processes for disintegration and exposure of finely disseminated mineral complexes / V.A.Chanturiya, I.Zh.Bunin //



- Journal of Mining Science. 2007. Vol. 43, No. 3. pp. 311-330.
8. Yannopoulos J.C. The extractive metallurgy of gold. New York: Van Nostrand Reinhold, 1991. 280 p.
9. Sekisov et al. Method for recovery of precious metals US Patent 5492 098.
10. Yongzhu Z., Yiuuan L., Tiancong Z., Rongqing Q. Biooxidation of two arsenical refractory gold concentrates and gold cyanidation: Extract. Met. Gold and Base Metals. Melbourne, 2009. pp. 345-348.
11. Resnick Yu.N., Shumilova L.V., Rubtsov Yu.I. Sovremennye tendencii v pererabotke zolotosoderzhashhih rud i tehnogennyh othodov [*Current trends in the processing of gold ores and industrial wastes*]: monograph. Chita: ChitGU and ZabGK, 2007. 280p.
12. Shumilova L.V., Resnick Yu.N. Kombinirovannye metody kjuvetnogo i kuchnogo vyshhelachivaniya upornogo zolotosoderzhashhego syr'ja na osnove napravlennykh fotojelektrohimicheskikh vozdeystvij [*Combined methods of cuvette and heap leaching of refractory gold-based materials based on targeted photo electrochemical effects*]: Monograph. Chita ZabGU and ZabGK, 2012. 406p.
13. Pat. 2350665. Sposob kjuvetno-kuchnogo vyshhelachivaniya metallov iz mineral'noj massy [*Methodcuvette-heap leaching of metals from mineral mass*]. Sekisov A.G., Resnick Y.N., Zikov N.V., Shumilova L.V., Lavrov A., Manzyrev D.V., Klimov S., Korolev V.S., Konareva T.G. No. 2007118333/03 (019956); appl. 5/16/2007; publ.3/27/09. Bull. No. 9.
14. Pat. 2361937. Sposob podgotovki upornyh sul'fidnyh rud i koncentratov k vyshhelachivaniyu [*Method of preparing sulfide ores and concentrates, leach*]. Sekisov A.G., Resnick Yu.N., Shumilova L.V., Zikov N.V., Lavrov A., Korolev V.S., Konareva T.G. No. 2007145306/02 (049635); appl. 06.12.2007; publ.20.07.09. Bull. No. 20.
15. Shumilova L.V. Effective method of hard gold-containing ore preparation forleaching: European Journal of Natural History. France (Paris). 2012. No. 6. pp. 60-61.
16. Shumilova L.V. VII Moscow international congress "Biotechnology state of the art and prospects of development". Moscow, 2013. P. 181-182.
17. Sekisov A.G. Dispersed gold. Geological and technological aspects / A.G. Sekisov Chita: Citgo, 2007. 269 pp. 11-25.

