

СРАВНЕНИЕ СОВРЕМЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО БАКТЕРИАЛЬНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ С ТРАДИЦИОННОЙ ФЛОТАЦИОННО-ЦИАНИСТОЙ ПЕРЕРАБОТКОЙ УПОРНОЙ ЗОЛОТО-СУЛЬФИДНОЙ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

Г.В.Седельникова,
Д.Х.Ким,
Н.В.Ибрагимова

ФГУП Центральный научно-исследовательский
геологоразведочный институт цветных
и благородных металлов,
г. Москва

Сопоставлены две технологии переработки комплексной упорной золото-сульфидной руды, содержащей цветные металлы. Показано, что применение традиционной технологии флотационного обогащения с получением медного и цинкового концентратов и последующим доизвлечением золота из хвостов флотации методом цианирования не обеспечивает полноту извлечения главного полезного компонента. Наличие упорного (тонко вкрапленного в сульфиды) золота в хвостах флотации обуславливает необходимость предварительного окисления сульфидов и «вскрытия» золота. Испытана и рекомендована гидрометаллургическая технология переработки руды, включающая кучное бактериальное окисление с извлечением цветных металлов из бактериальных растворов в товарную продукцию и кучное выщелачивание золота из остатков биоокисления. Повышены показатели извлечения золота и цветных металлов.

Ключевые слова: Au, Cu, Zn, упорная руда, флотация, цианирование, кучное биоокисление.

Выбор технологии переработки комплексных руд, содержащих одновременно золото и цветные металлы, зависит от концентрации и форм нахождения металлов, минерального состава и технологических свойств руд, экологических требований и других факторов. Золото-медные руды (содержание Au выше, чем Cu) обычно перерабатывают методом цианирования, медно-золотые (содержание Cu выше, чем Au) – методом флотации с последующей плавкой медных концентратов на пирометаллургических заводах. В некоторых случаях хвосты флотации с высоким содержанием Au подвергают цианиро-

ванию [8]. Наличие в комплексных рудах упорного золота, тонко вкрапленного в сульфиды, преимущественно арсенопирит и пирит, а также низкая эффективность его извлечения цианированием руды и продуктов ее переработки определяют необходимость применения нетрадиционных методов извлечения металлов.

Для вскрытия тонкодисперсного золота из упорного сульфидного золотосодержащего сырья в мире используются пирометаллургические (обжиг, плавка) и гидрометаллургические (автоклавное и бактериальное окисление) методы. Последние пользуются предпочтением. Бакте-

риальное и автоклавное окисление золотосодержащих сульфидов как предварительная операция вскрытия упорного золота перед выщелачиванием его из продуктов биоокисления применяется в промышленности с 1986 г. и в настоящее время привлекает пристальное внимание исследователей. Наиболее перспективно, экологически безопасно и менее затратно (наименьшие капитальные и эксплуатационные расходы) – бактериальное выщелачивание. Данные из мировой практики применения бактериального и автоклавного выщелачивания, состав перерабатываемого сырья, преимущества и недостатки каждого метода, экономические показатели процессов, а также результаты исследований ЦНИГРИ и перспективы использования бактериального окисления для переработки упорных золото-сульфидных концентратов отечественных месторождений приведены в работе [3].

Сейчас в мире успешно функционируют >20 установок по переработке упорных золотосодержащих концентратов в Австралии, ЮАР, Перу, Гане, Китае, Казахстане, Узбекистане, России и других странах. Начиная с 2000 г. построено 14 биозаводов, из них семь – в Китае. Это позволило Китаю вовлечь в переработку крупные месторождения упорных руд и выйти на первое место в мире по добыче золота. В России с 2000 г. работает только одно промышленное предприятие с использованием биогидрометаллургической технологии BIONORD® для переработки сложных пирротиновых золото-мышьяковых концентратов, полученных при обогащении руд Олимпиадинского месторождения, – ЗАО «Полюс» [4].

Технология чанового бактериального выщелачивания применяется в основном для переработки концентратов. Биоокисление бедных руд и техногенного сырья проводится с использованием более дешевого метода – кучного бактериального окисления.

В 1988 г., вследствие сокращения запасов окисленных и увеличения сульфидных руд золота на руднике Gold Quarry, компания Ньюмонт начала лабораторные исследования процессов биоокисления. Опытно-промышленные испытания биотехнологии стартовали в 1990 г., и по

результатам испытаний было принято решение о постройке промышленной кучи и ее переработке. В конце 1999 г. компания получила первое золото. Рудник успешно эксплуатируется и сейчас. В процессе кучного бактериального выщелачивания участвует ассоциация мезофильных, умеренно термофильных и термофильных микроорганизмов. При этом на ранних этапах исследований куча инокулировалась бактериями *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Leptospirillum* и *Sulfobacillus*. Однако с увеличением размера кучи стали возникать высокотемпературные зоны, где разогрев доходил до 80°C, и в инокуляты были введены термофильные археи *Acidianus*, *Metallosphaera*, *Sulfolobus*. Продолжительность кучного биоокисления 90–250 дней и зависит от вида перерабатываемого сырья. Извлечение Au при последующем цианировании по методу CIL находится на уровне 53,8% [7, 10].

Компанией Geo Biotics разработана и запатентована технология GEOCOAT™, предназначенная для переработки сульфидных концентратов благородных или цветных металлов методом кучного биовыщелачивания [9]. В качестве инокулята используются мезофильные *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans*, а также термофильные археи *Sulfolobus* и *Acidianus*. Данная технология с успехом применяется компанией African Pioneer Mining's на руднике Agnes, Южная Африка. Продолжительность кучного бактериального выщелачивания 60–75 дней.

Кучное бактериальное выщелачивание изучено для переработки упорной золото-сульфидной (арсенопирит, пирит) руды с массовой долей сульфидов 3–4%, карбонатов 1,5–2,5% [1]. Дробленая руда крупностью -10 мм подвергалась предварительному закислению серной кислотой, расход которой составил 31–35 кг/т. При продолжительности выщелачивания 420 сут степень окисления арсенопирита 55–75%, пирита 31–52%. Остатки кучного биоокисления доизмельчали до крупности -0,1 мм и подвергали цианированию при Ж:Т=2:1. Показано, что извлечение Au зависит от степени окисления арсенопирита. Активное вскрытие золота происходит в первые 130–175 сут, затем процесс замедляется. При наибольшей степени окисле-

ния арсенопирита извлечение Au составляет 73–75%.

Кучное бактериальное окисление использовано для извлечения цветных металлов из цинковой медьсодержащей руды одного из месторождений Казахстана. Основные сульфидные минералы руды – пирит (7%), сфалерит (4%), халькопирит (0,2%). Микробиологическое выщелачивание руды проводилось с использованием автотрофной смешанной культуры бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Acidithiobacillus thiooxidans*, предварительно адаптированных к исходному сырью. В результате кучного биовыщелачивания руды крупностью -5 мм в течение 140 сут степень окисления основных сульфидов составила, %: пирита 50, сфалерита 74. В бактериальный раствор перешли Zn 75% и Cu 35%. Медь осаждали цинком после предварительной очистки раствора от железа, цинк – карбонатом натрия. Извлечение Zn из раствора составило более 99% [5].

Финская компания Talvivaara Mining CompanyPlc. разработала технологию кучного бактериального выщелачивания никеля и сопутствующих ему цветных металлов (Co, Cu, Zn) из полиметаллической руды месторождения Talvivaara с запасами руды 642 млн т со средней массовой долей Ni 0,23, Cu 0,13, Co 0,02, Zn 0,51%. Главные сульфидные минералы – пирротин, пирит, халькопирит, сфалерит и петландит, суммарная массовая доля которых составляет в среднем 21%. До последнего времени месторождение оставалось не востребуемым из-за низкого качества руды, и его эксплуатация с использованием общепринятых (главным образом пирометаллургических) методов экономически не оправдывалась. На основании выполненных ранее в исследовательском центре компании Outokumpu технологических изысканий был составлен проект предприятия с ориентацией на технологию кучного бактериального выщелачивания металлов с годовой производительностью по Ni до 50 тыс. т. Предусмотренная проектом технолого-аппаратурная схема включает горные работы, дробление, кучное бактериальное выщелачивание и извлечение Ni, Cu, Zn и Co из растворов осаждением сероводородом с получением соответствующей товар-

ной продукции. Бактерии, используемые в процессе биовыщелачивания на Talvivaara, присутствуют и развиваются в исходной руде. Они являются эндемическими, хорошо приспособлены к условиям окружающей среды, что существенно повышает эффективность рассматриваемой технологии. Полученные продукты характеризуются высоким качеством при извлечении из растворов близким к 100%. На опытных установках из руд извлекается до 96–98% металлов [2].

Кучное бактериальное выщелачивание сульфидной никелевой руды месторождения Mojiang в китайской провинции Юньнань (запасы 4 млн т руды с содержанием Ni 0,5 и As 0,34%) проводится аборигенными адаптированными мезофильными и умеренно термофильными микроорганизмами при температуре в пределах 38–55°C в зависимости от сезона. Результаты пилотных испытаний показали, что извлечение Ni в раствор в промышленных масштабах должно составить 70% при продолжительности выщелачивания один год [6].

Анализ исследований и практики переработки бедных упорных руд показал продуктивность кучного бактериального выщелачивания как метода окисления сульфидов и вскрытия тонковкрапленных металлов при использовании высокоэффективных штаммов термофильных, умеренно термофильных или мезофильных бактерий, образующих ассоциации. Благородные и цветные металлы извлекаются в товарную продукцию в процессе дальнейшей переработки бактериальных растворов и твердых остатков биоокисления.

Методы исследований. Химический состав руды анализировался пробирным, химическим, масс-спектрометрическим и атомно-эмиссионным с индуктивно связанной плазмой методами. Формы нахождения золота и цветных металлов определялись с помощью количественного фазового и рентгеноструктурного анализов, минералогических исследований и электронной микроскопии. Кроме того, изучались физико-механические и технологические свойства руды: коэффициент фильтрации, пористость, влагоемкость, гранулометрический состав. Исследования флотационного обогащения руды проводились по схеме селективной флотации с

применением традиционного реагентного режима.

Для окисления сульфидов использовалась ассоциация мезофильных и умеренно термофильных бактерий, имеющихся в лаборатории биотехнологии ЦНИГРИ (*Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum* (*L. ferrooxidans*), а также архебактерии, принадлежащие к роду *Ferroplasma*), способные действительно окислять упорные золотосодержащие сульфиды в условиях кучного бактериального выщелачивания.

В периодическом режиме при низкой плотности пульпы (начиная с 2–3% твердого и постепенно доводя до 10%) осуществлялась адаптация бактерий к вещественному составу упорной руды. Адаптация микроорганизмов к условиям кучного бактериального выщелачивания проводилась в перколяторах. Эффективность адаптации штаммов бактерий оценивалась по изменению pH, Eh, концентрациям Fe^{2+} и Fe^{3+} в жидкой фазе, количественной и качественной характеристикам биомассы в бактериальных растворах и другим параметрам, характеризующим активность микроорганизмов, а скорость адаптации – по минимальному числу пересевов, необходимых штамму для достижения максимальной скорости роста и активности окисления субстрата.

Кучное бактериальное выщелачивание окомкованной руды выполнялось в перколяторах в инфильтрационном режиме орошения. В качестве питательной среды для нормального роста и развития бактерий использовалась разбавленная в четыре раза среда Сильвермана и Лундгрена (среда 9К/4). В процессе выщелачивания контролировались основные технологические и микробиологические параметры бактериального окисления сульфидных минералов: интенсивность орошения, pH и Eh среды, концентрации металлов в выщелачивающих растворах (Fe^{2+} , Fe^{3+} , Cu, Zn и др.). Качественный и количественный учет бактерий в бактериальных растворах осуществлялся методом прямого подсчета клеток под световым микроскопом с фазо-

во-контрастной приставкой и методом посева в десятикратных разведениях на селективные среды.

Опыты по агитационному цианированию остатков кучного биоокисления упорной руды выполнялись с параллельными навесками по 200 г при продолжительности цианирования 24 ч. Кучное выщелачивание золота из остатков биоокисления проводилось в перколяторах в инфильтрационном режиме орошения в течение 12 сут с использованием цианидных и тиомочевинных растворов.

Состав руды, формы нахождения золота и цветных металлов. Объект исследований – упорная золото-сульфидная медно-цинковая руда месторождения Северокавказского региона РФ. Химический состав руды по основным компонентам, %: 21,6 SiO_2 , 2,9 Al_2O_3 , 3,5 Fe, 5,6 MgO, 7,1 CaO, 8,2 $S_{общ}$, 4,2 S_s , 0,05 $C_{орг}$, 0,61 Cu, 1,15 Zn, 0,33 Pb, <0,01 As, 0,017 Sb; 2,6 Au, 40,7 г/т Ag. Главный ценный элемент в руде – Au, попутные – Ag, Cu и Zn. Содержание вредных примесей As и Sb низкое (<0,01 и 0,017% соответственно). Содержание сульфидной серы 4,2%. Значительная массовая доля серы (порядка 50%) представлена сульфатной формой и связана с баритом. Фазовым анализом цветных металлов установлено, что массовая доля окисленных минералов Cu составляет ~4, Zn – 14,3%. Таким образом, изучаемая руда является сульфидной и незначительно затронута процессами окисления. По данным фазового анализа, выполненного при крупности материала -0,074 мм (90%), в руде практически отсутствует свободное золото (0,3%), в открытых сростках (цианируемое) – 53,5%. Большое количество Au (46,2%) находится в упорной форме, из них 42,7% – в сульфидах, 3,5% – порообразующих минералах (табл. 1).

Минеральный состав руды, %: 33 барит, 31 карбонаты, 19 кварц, 4 серицит, 1 хлорит, 5,8 пирит, 1,2 халькопирит, 1,5 сфалерит, 0,5 галенит, 3 гидроксиды железа¹ (рис. 1). Помимо перечисленных главных минералов, в пробе обнаружены сульфиды меди (борнит, дигенит), серебросодержащая блеклая руда, ультратонкие (1–2 мкм)

¹ Исследования выполнены канд. геол.-минер. наук, зав. отделом минералогии и изотопной геохимии С.Г.Кряжевым, (ФГУП ЦНИГРИ).

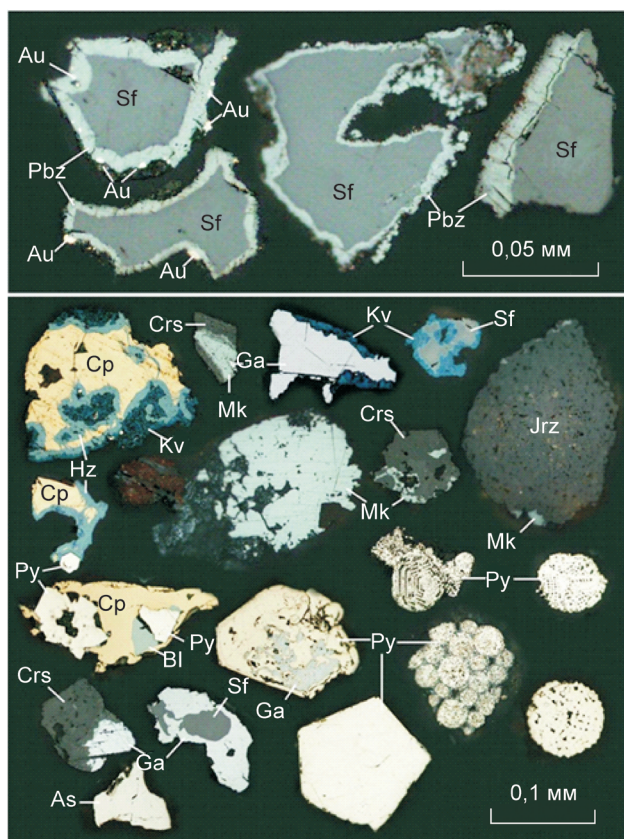


Рис. 1. Рудные минералы в монтированных аншлифах:

Py – пирит, Ga – галенит, Sf – сфалерит, Cp – халькопирит, As – арсенопирит, Bl – блеклая руда, Hz – халькозин, Kv – ковеллин, Crs – церуссит, Jrz – ярозит, Pbz – полибазит, Mk – маккинстриит, Au – низкопробное самородное Au (кюстелит)

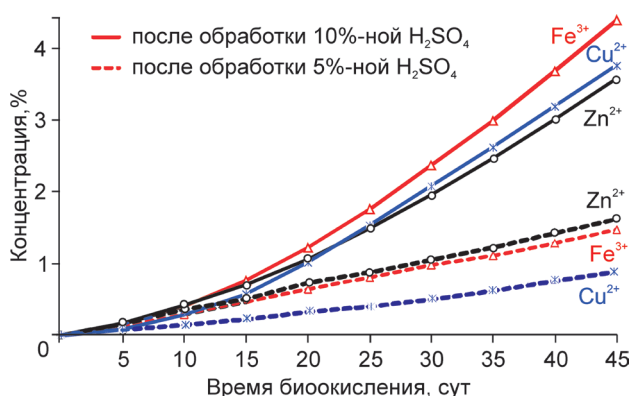


Рис. 2. Влияние концентрации серной кислоты при закислении окомкованной руды на концентрацию металлов в бактериальном растворе кучного биоокисления

1. Результаты фазового анализа золота в руде

Формы нахождения золота	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Au свободное	0,01	0,3
Au в виде открытых сростков	1,53	53,5
Au, заключенное в сульфидах	1,22	42,7
Au, заключенное в породообразующих минералах	0,10	3,5
Итого: золото в исходной руде	2,86	100

2. Физико-механические характеристики исходной и окомкованной руды

Параметры	Руда	
	исходная	окомкованная
Средняя плотность, ρ , т/м³	3,20	2,94
Объемная масса окатышей (по сухому), γ , т/м³	2,18	1,78
Коэффициент разрыхления окатышей, K_p , ед	1,46	1,65
Общая пористость окатышей, σ , %	31,5	39,40
Полная влагоемкость окатышей, W_o , %	14,4	23,87
Коэффициент фильтрации окатышей, K_{ϕ} , м/сут	<1	213

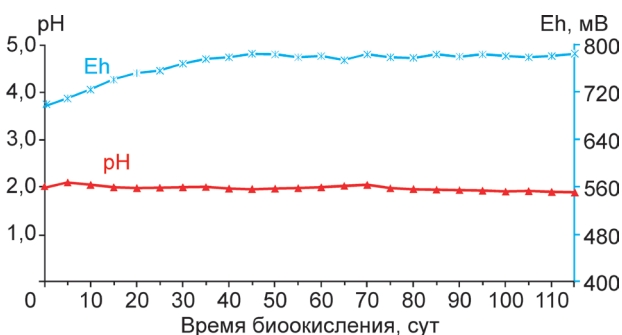


Рис. 3. Изменение pH и Eh в процессе кучного биоокисления руды

выделения самородного золота (10 золотин), в том числе в сростках с галенитом, халькопиритом, баритом, доломитом и другими минералами, и полностью закрытое (тонковкрапленное) золото (пять золотин) в халькопирите, кварце, барите, доломите.

Физико-механические свойства и окомкование руды. Сравнительными испытаниями по прямому и сорбционному цианированию руды установлено, что она не обладает сорбционной активностью и может подвергаться кучному выщелачиванию. Но изучение физико-механических свойств руды (табл. 2) показало: она характеризуется низким коэффициентом фильтрации (<1 м/сут) и плохо подходит для кучного бактериального выщелачивания. Поэтому проводилось предварительное окомкование. Дробленая до крупности -5 мм руда окомковывалась с известью (2 кг/т), что позволило получить прочные окатыши, не разрушающиеся в процессе кучного бактериального выщелачивания в сернокислой среде. Общая пористость окомкованной руды повысилась с 31,5 до 39,4%, полная влагоемкость – с 14,4 до 23,87%. Коэффициент фильтрации окомкованной руды увеличился до 213 м/сут, и это обеспечило создание благоприятных условий для осуществления инфильтрационного режима выщелачивания, при котором в порах руды сохраняется кислород, необходимый для жизнеобеспечения бактерий в процессе окисления сульфидов.

Закисление руды перед кучным биовыщелачиванием. Известно, что присутствие карбонатов до 8% положительно влияет на процесс биоокисления, так как они служат дополнительным источником углекислоты, необходимой для развития бактерий. Однако высокое содержание карбонатов в исследуемой руде (31%) обуславливает дополнительный расход серной кислоты в процессе окисления, поддерживающей оптимальный $pH=1,8-2,2$ для развития выбранных микроорганизмов. В связи с этим проводилось предварительное закисление материала 5- и 10%-ным растворами H_2SO_4 . При закислении окомкованной руды 5%-ной H_2SO_4 для получения $pH=2,3$ требуется 85–90 кг/т H_2SO_4 , однако

при дальнейшем орошении закисленной руды бактериальными растворами с $pH=1,8-2,0$ кислотность выщелачивающих растворов уменьшается и pH достигает 3,2–4,0, что значительно снижает интенсивность биоокисления сульфидов. Применение 10%-ной H_2SO_4 (с расходом 130–140 кг/т) для закисления позволило стабилизировать pH на уровне 2,0–2,2 при выщелачивании руды и обеспечить эффективное окисление сульфидных минералов. Об этом свидетельствуют рост концентрации цветных металлов и железа в бактериальном растворе (рис. 2). Продолжительность закисления руды 2–3 сут. Анализ полученных растворов после закисления и влагонасыщения руды в перколяторе выявил возможность использования сернокислого раствора с $pH=2,0-2,2$ для регенерации и приготовления бактериальных растворов для кучного биоокисления, так как при закислении руды цветные металлы практически не выщелачиваются (концентрация их в растворе не превышает 0,01–0,02 г/л).

Изменение pH и Eh . Кучное бактериальное выщелачивание окомкованной руды проводилось в перколяторах в инфильтрационном режиме орошения при следующих условиях: Т:Ж=1:2, интенсивность (плотность) орошения 0,20–0,25 м³/м²·сут, продолжительность орошения 120 сут, объем циркулирующего бактериального раствора 5 л. В качестве питательной среды для нормального роста и развития бактерий использовалась разбавленная в четыре раза среда Сильвермана и Лундгрена (среда 9К/4). В течение первых 50 сут выщелачивания руды процесс окисления сульфидов протекает наиболее эффективно, о чем свидетельствует рост Eh с 690 до 787 мВ. В первые пять суток pH возрастает с 2,0 до 2,3, затем плавно снижается до 2,0–1,8 (рис. 3). К концу выщелачивания (110–115 сут) сохраняются довольно высокий электрохимический потенциал среды и оптимальный для жизнедеятельности бактерий pH , равный 2,0–1,8.

Изменение качественного и количественного составов микроорганизмов. В бактериальных растворах определены все виды бактерий², входящие в состав выбранной ассоциации – *Acidi-*

² Исследования выполнены канд. биол. наук, старшим научным сотрудником Т.Н.Пивоваровой (ИНМИ РАН).

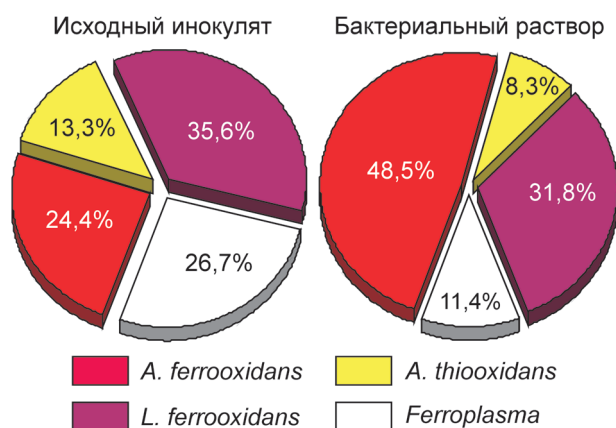


Рис. 4. Изменение состава ассоциации микроорганизмов в бактериальных растворах при кучном биоокислении золото-сульфидной руды

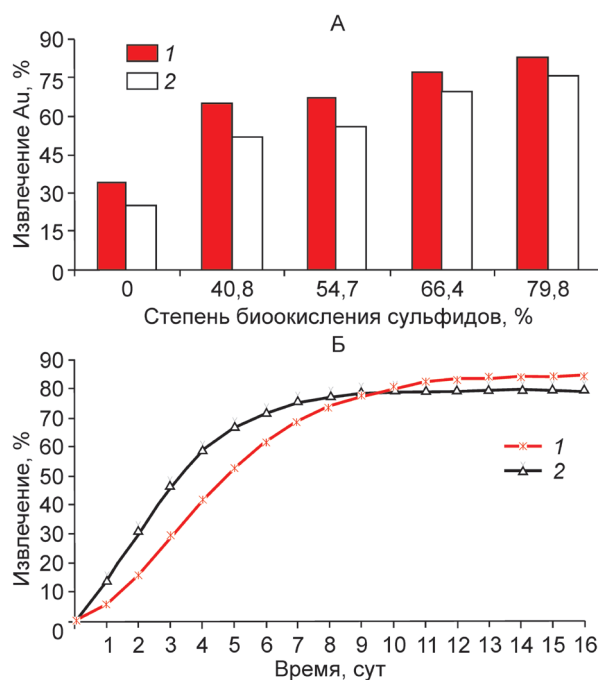


Рис. 6. Извлечение золота из твердых остатков кучного биоокисления руды агитационным цианированием и тиокарбамидным выщелачиванием в зависимости от степени окисления сульфидов (А), кучным выщелачиванием золота цианидом и тиокарбамидом (Б):

1 – извлечение цианидом; 2 – то же, тиокарбамидом

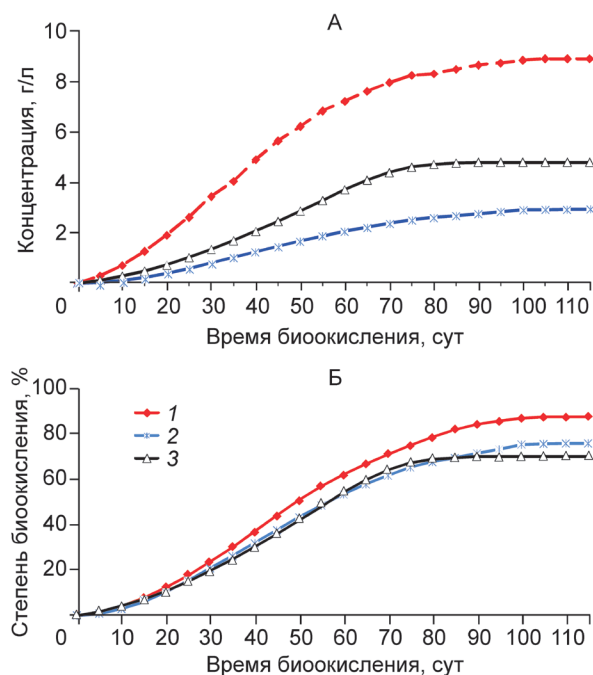


Рис. 5. Изменение концентрации металлов (А) в бактериальном растворе и степени окисления минералов (Б) в зависимости от продолжительности кучного биовыщелачивания руды:

1 – пирит; 2 – медные минералы; 3 – цинковые минералы

thiobacillus ferrooxidans, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum* (*L. ferrooxidans*), а также археобактерии, принадлежащие к роду *Ferroplasma*. Установлено, что количество клеток всех видов и родов бактерий, содержащихся в 1 мл раствора, в ходе кучного бактериального выщелачивания увеличивается. Такая положительная тенденция наращивания биомассы говорит о том, что в процессе биоокисления сульфидов и продуктов их окисления участвуют все микроорганизмы ассоциации. Доминирующий штамм бактерий при биоокислении сульфидов в условиях кучного бактериального выщелачивания – *Acidithiobacillus ferrooxidans* (рис. 4).

Изменение концентрации металлов в бактериальном растворе и степени окисления минералов. В процессе бактериального окисления сульфидов в сернокислой среде накапливаются

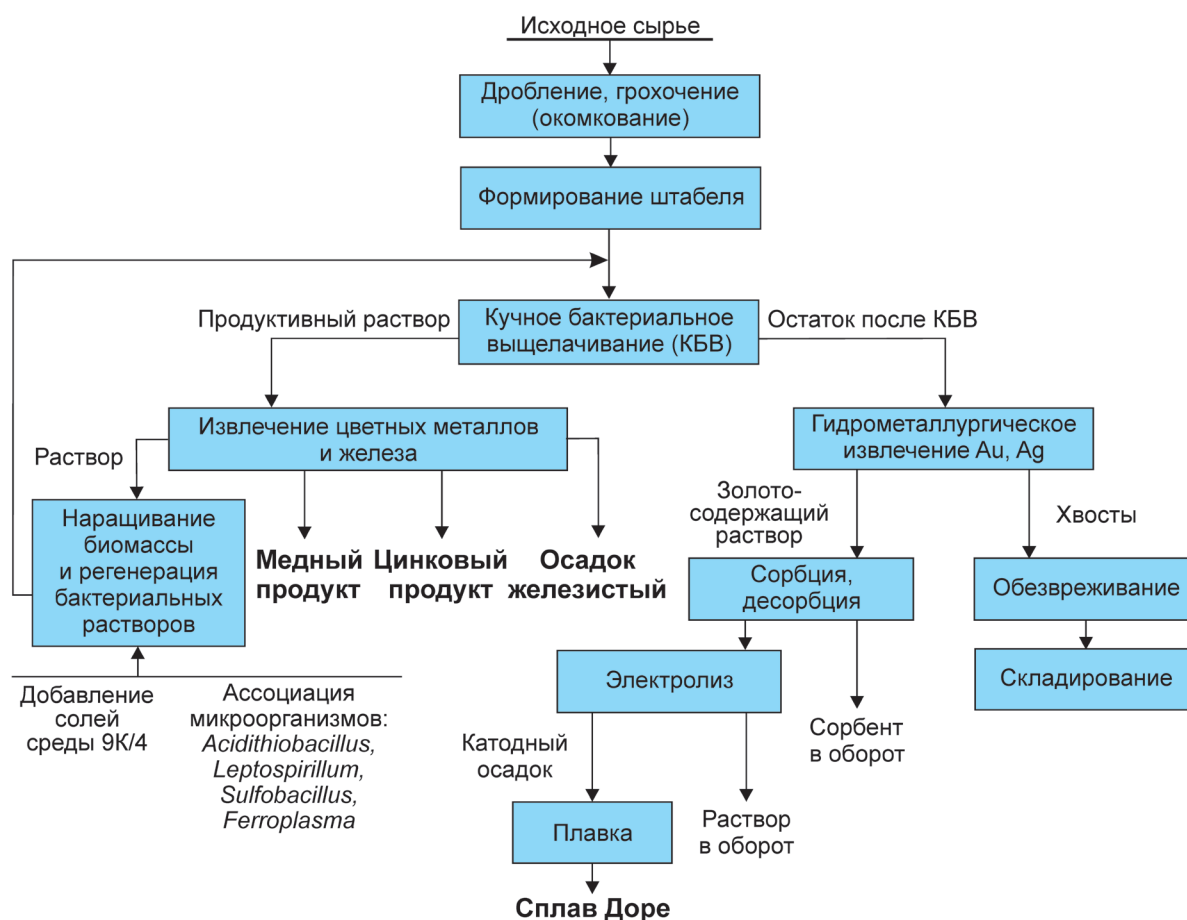


Рис. 7. Технологическая схема переработки упорной золото-сульфидной медно-цинковой руды с использованием кучного бактериального выщелачивания

ионы Fe, Cu и Zn в растворе, за исключением Pb. Галенит практически не окисляется. При выщелачивании руды в течение 110 ч концентрация металлов в бактериальном растворе достигает максимального значения, составляя 9, 2,9 и 4,8 г/л соответственно (рис. 5, А), и в исследуемой системе устанавливается равновесие. Степень биоокисления пирита (по $Fe_{\text{пиритное}}$) после 110 ч биоокисления – 87,40%, медных минералов (по Cu) – 75,78%, цинковых минералов (по Zn) – 69,90% (рис. 5, Б). Извлечение Cu из бактериального раствора проводилось методом цементации после очистки бактериальных растворов от железа. Полученная медь цементная с содержанием Cu 62,10% при извлечении 73,22% пригодна к переработке на металлургическом заводе. Цинк осаждали в виде гидроксида цинка.

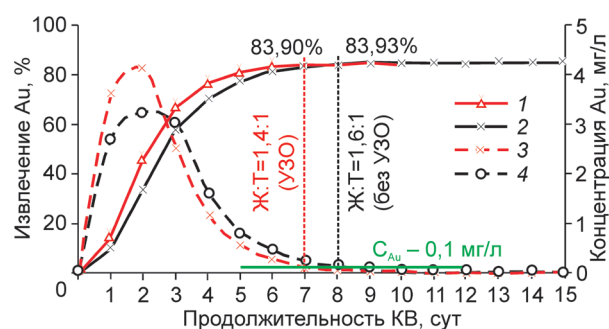


Рис. 8. Извлечение золота и концентрация его в продуктивном растворе в зависимости от продолжительности кучного выщелачивания золота из остатков биоокисления с применением УЗО рабочего раствора и без нее:

извлечение Au в продуктивные растворы: 1 – с УЗО, 2 – без УЗО; поцикловая концентрация Au в продуктивных растворах: 3 – с УЗО, 4 – без УЗО

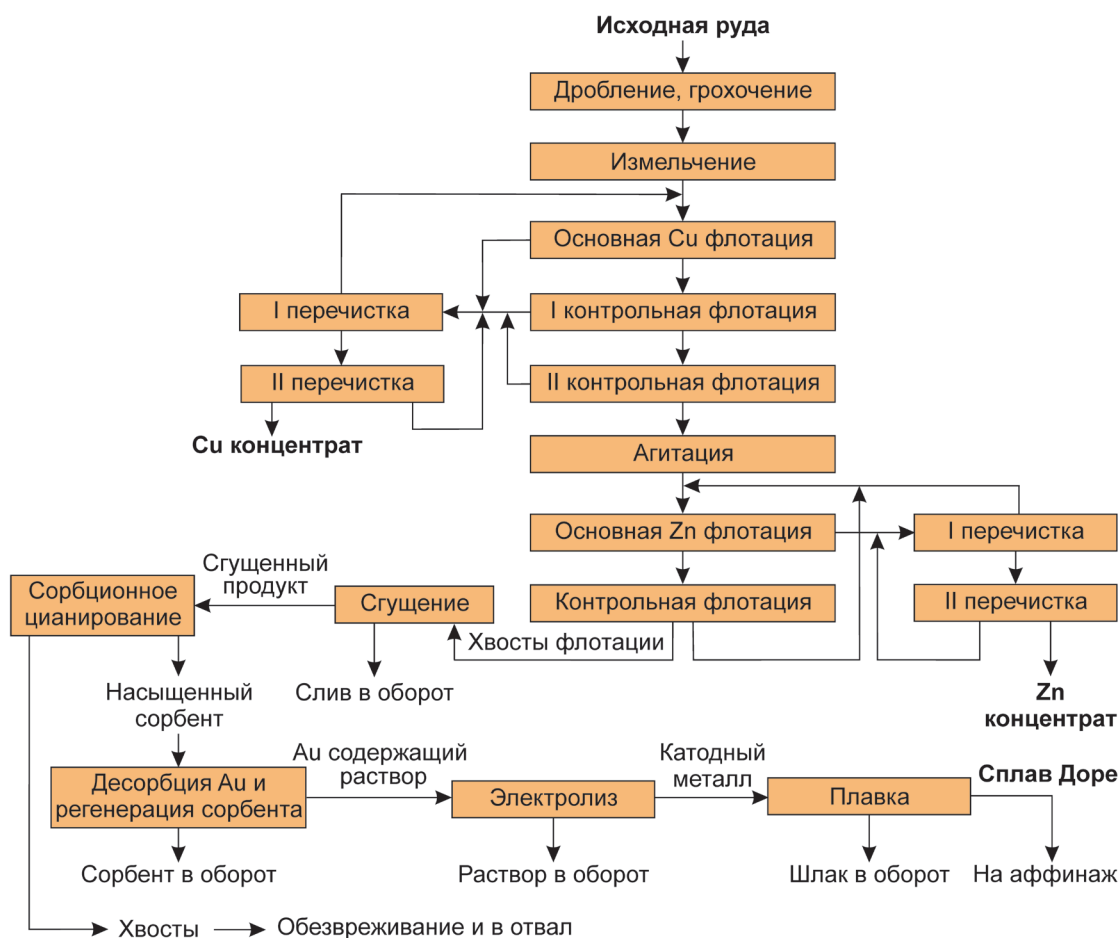


Рис. 9. Флотационно-цианистая схема переработки упорной золото-сульфидной медно-цинковой руды

Цианидное и тиокарбамидное растворение золота из остатков биоокисления. Благородные металлы концентрируются в твердых остатках кучного биоокисления и извлекаются гидрометаллургическими методами. Принимая во внимание «кислый» характер остатков биоокисления ($\text{pH}=1,8$), изучены несколько методов извлечения Au из остатков: агитационное цианирование, тиокарбамидное выщелачивание, кучное цианидное выщелачивание, кучное тиокарбамидное выщелачивание (рис. 6).

Агитационное цианирование золота из твердых остатков биоокисления проводилось после предварительной нейтрализации пульпы известью до $\text{pH}=10,5-11$. В случае тиокарбамидного выщелачивания нейтрализация не требуется, так как растворение золота протекает в кислой

среде. Как видно из рис. 6, А, чем больше окислены сульфиды и «вскрыто» упорное золото, тем больше его переходит в растворы цианидного и тиокарбамидного агитационного выщелачивания при перемешивании пульпы в течение 24 ч. С помощью агитационного цианирования остатков достигается наибольшее извлечение Au 85,8, Ag 73% при степени окисления сульфидов 79,8%. Извлечение металлов в тиомочевинные растворы несколько ниже и составляет Au 78,0 и Ag 70,1%. Таким образом, применение кучного биоокисления по сравнению с цианированием позволяет значительно повысить извлечение благородных металлов из упорной руды – на 28,8% Au и 23,4% Ag.

Кучное выщелачивание благородных металлов из твердых остатков биоокисления также

протекало достаточно эффективно. За 10–13 сут выщелачивания в цианидный раствор извлекалось Au 84,4, Ag 76,1%, в тиокарбамидный раствор – Au 79,3, Ag 70,2% (см. рис. 6, Б). Извлечение Au с применением тиокарбамидного растворителя в обоих случаях ниже (примерно на 5%), чем цианидного. Однако в случае использования тиокарбамида не требуется нейтрализация остатков биоокисления перед растворением золота, поэтому для окончательного выбора метода растворения золота необходимо проведение технико-экономического расчета (рис. 7).

В целях повышения эффективности кучного выщелачивания золота из остатков биоокисления проводилась активация – ультразвуковая обработка (УЗО) рабочих цианидных растворов перед их поступлением в перколятор. Результаты изучения влияния ультразвуковой обработки на концентрацию золота в продуктивном растворе и извлечение Au из остатков биоокисления в зависимости от продолжительности кучного выщелачивания остатков приведены на рис. 8. Применение УЗО рабочего раствора оказывает положительное влияние на процесс: растворение золота из остатков кучного биоокисления завершается в течение 9 сут (при минимальной концентрации Au <0,02 мг/л) против 10 сут без УЗО рабочих растворов. Удельный расход цианида уменьшается с 2,13 до 1,87 кг/т при равном извлечении Au в продуктивные растворы – 84,77 и 84,73% соответственно с УЗО и без нее.

Традиционная флотационно-цианистая технология переработки руды. По вещественному составу исследуемая руда является бедной золото-сульфидной медно-цинковой, частично затронутая процессом окисления. Наличие тонковкрапленного золота в сульфидах свидетельствует об ее упорном характере. С учетом сульфидной природы руды и преимущественной ассоциации полезных компонентов с сульфидами исследована традиционная флотационно-цианистая схема переработки³ при конечной крупности измельчения -0,040 мм (95%). Технологическая схема обогащения включала следующие операции: основная медная флотация, две контрольные флотации, две перечистки с получением

3. Сравнение технико-экономических показателей переработки упорной золото-сульфидной медно-цинковой руды по двум технологиям

Показатели	Биотехнология (КБВ)	Традиционная флотационно-цианистая	Увеличение (+), уменьшение (-)
<i>Содержание в руде</i>			
Au, г/т	2,6	2,6	-
Ag, г/т	40,7	40,7	-
Cu, %	0,61	0,61	-
Zn, %	1,15	1,15	-
Конечная крупность перед обогащением, мм	-5	90–95% -0,044	-
<i>Сплав Доре</i>			
Товарные продукты	Cu цементная	Cu концентрат	
	Zn (гидроксид) концентрат		
<i>Извлечение в товарные продукты, %</i>			
Au	84,4	69,6	+14,8
Ag	76,1	51,5	+24,6
Cu	73,2	56,0	+17,2
Zn	64,6	47,5	+17,1
Объем товарной продукции в стоимостном выражении, %	113	100	+13,0%
Эксплуатационные расходы на 1 т руды, %	82,5	100	-17,5%
Прибыль от реализации продукции, %	109,3	100	+9,3%

медного концентрата, основная цинковая флотация, контрольная флотация и две перечистки с получением цинкового концентрата. Использовался стандартный набор реагентов для флотации сульфидов (известь, бутиловый ксантогенат, цинковый купорос и вспениватель Т-80). Для повышения флотируемости частично окисленных сульфидов применялся сульфидизатор – сернистый натрий. Хвосты флотации с содержанием Au ~1 г/т направлялись на сорбционное цианирование для извлечения благородных ме-

³ Исследования выполнены канд. техн. наук, зав. лабораторией А.И.Никулиным и научным сотрудником Н.Н.Павловой (ФГУП ЦНИГРИ).

таллов с последующим получением сплава Доре (рис. 9). Общее извлечение Au и Ag с применением флотационно-цианистой технологии составило 69,6 и 51,5% соответственно, в том числе в медный концентрат 30,1 и 21,9%, цинковый – 4,2 и 7,4%, сплав Доре – 35,3 и 22,2%. Извлечение Cu в медный концентрат – 56,0%, Zn в цинковый – 47,5%.

В табл. 3. сопоставлены технико-экономические показатели переработки упорной золото-сульфидной медно-цинковой руды, полученные с применением кучного бактериального выщелачивания и традиционной флотационно-цианистой технологии. Современная технология кучного бактериального выщелачивания при переработке упорной сульфидной золотосодержащей медно-цинковой руды в течение 110 сут позволяет повысить извлечение Au с 69,6 до 84,4, Ag с 51,5 до 76,1, Cu с 56 до 73,2, Zn с 47,5 до 64,6%, уменьшить эксплуатационные расходы на 17,5%, увеличить объем товарной продукции на 13,0%, прибыль от ее реализации на 9,3%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кучное бактериальное выщелачивание золото-содержащих руд / Ю.Е.Емельянов, Л.Е.Шкетова, С.С.Гудков и др. // Золотодобыча. 2013. № 1 (170). С. 5–10.
2. Лодейщиков В.В. Переработка никелесодержащих руд методом кучного бактериального выщелачивания. Опыт финской фирмы «Talvivaara» // Золотодобыча. 2009. № 132. С. 12–14.
3. Седельникова Г.В. Сравнение автоклавного и бактериального выщелачивания // Золото и технологии. 2014. № 2 (24). С. 110–115.
4. Совмен В.К., Гуськов В.Н., Белый А.В. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера. – Новосибирск: Наука, 2007.
5. Шкетова Л.Е., Копылова Н.В., Верхозина В.А. Исследования в области кучного биовыщелачивания сульфидных полиметаллических руд // Мат-лы VII Московского международного конгресса «Биотехнология: Состояние и перспективы развития». 19–22 марта 2013. Ч. 2. С. 191–192.
6. Bioheapleaching Pilot Plant Tests on Nickel Sulphide Ore / J.K.Wen, R.M.Ruan, G.C.Yao et al. // Proceedings of XXIV International Mineral Processing Congress. Science Press: Beijing. 2008. P. 2611–2615.

7. Brierley J.A. Response of microbial systems to thermal stress in heap-biooxidation pretreatment of refractory gold ores // Hydrometallurgy. 2003. Vol. 71. P. 13–19.
8. Connelly D. The processing of gold copper and copper gold ores with flowsheet development strategies // Proceeding of the Gold conference Alta. Australia, Perth, 2012. P. 112–122.
9. Harvey T.J., Bath M. The GeoBiotics GEOCOAT® Technology – Progress and Challenges // Biomining. Springer-Verlag Berlin Heidelberg. 2007. P. 97–112.
10. Logan T.C., Seal T., Brierley J.A. Whole-Ore Heap Bio-oxidation of Sulfidic Gold-Bearing Ores // Biomining. Springer-Verlag Berlin Heidelberg. 2007. P. 113–138.

Седельникова Галина Васильевна,
доктор технических наук
gsedelnikova@mail.ru

Ким Дмитрий Хаксунович,
кандидат технических наук

Ибрагимова Наталья Владимировна,
научный сотрудник

PROCESSING OF REFRACTORY SULPHIDE Au-Cu-Zn ORE: MODERN BACTERIAL HEAP LEACHING VS. TRADITIONAL CYANIDE FLOTATION

G.V.Sedelnikova,
D.Kh.Kim,
N.V.Ibraghimova

Two technologies of base metal-bearing refractory ore processing are compared. As demonstrated, the traditional flotation with Cu and Zn concentrates as an output and subsequent additional extraction of gold from the flotation tailing with cyanidation is not complete in this case. Presence of refractory (finely impregnated in sulfides) gold requires pre-oxidation of sulfides and recovery of gold. A hydrometallurgical method of ore processing is developed that includes heap biooxidation with extraction of base metals from the bacterial solution as a commercial product along with heap leaching of gold from the solid residuals. The extraction rates of gold and base metals is increased.

Key words: gold, copper, zinc, refractory ore, flotation, cyanidation, heap biooxidation.