DOI: 10.24411/0869-7175-2019-10042

УДК 669.21/23
© Коллектив авторов, 2019

Извлечение золота из сульфидных руд и концентратов обогащения

Д.Р.МАГОМЕДОВ, А.К.КОЙЖАНОВА (Satbayev University; 050013, Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Сатпаева, 22а; Акционерное общество «Институт Металлургии и Обогащения» «АО ИМиО»; 050100, Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Шевченко, 29/133),
М.Б.ЕРДЕНОВА, Н.Н.АБДЫЛДАЕВ (Акционерное общество «Институт Металлургии и Обогащения» (АО «ИМиО»); 050100, Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Шевченко, 29/133)

В работе приведены результаты экспериментов по выщелачиванию золота из исходной руды и концентратов обогащения руды одного из месторождений Казахстана. Пробирным анализом было установлено среднее содержание золота в руде – 6,0 и серебра – 7,9 г/т. В процессе исследований были отработаны режимы прямого цианирования, с предварительным окислением, сорбционного выщелачивания, а также опробованы варианты выщелачивания золота из руды после ультратонкого помола, гравитационного и флотационного обогащения. Наибольшая результативность – 95,59–99,45%, отмечена при окислительном и сорбционном цианировании концентратов гравитации. Прямое цианирование флотоконцентратов, полученных из хвостов гравитации, позволило извлечь 92,03%, сорбционное – 94,19%.
Ключевые слова: концентраты обогащения, извлечение золота, цианирование, сорбционное выщелачивание, окислители, ионы хлора, активированный уголь.

Магомедов Давид Расимович — davidmag16@mail.ru

Койжанова Айгуль Кайргельдыевна
кандидат технических наук — aigul_koizhan@mail.ru

Ерденова Мария Бейсенбековна

Абдылдаев Нургали Нурланович

Recovery gold from sulfide ore and concentrates of enrichment

D.R.MAGOMEDOV, A.K.KOIZHANOVA (Satbayev University, The Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation),
M.B.ERDENOVA, N.N.ABDYLDAEV (The Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation)

The paper presents the results of experiments on the leaching of gold from the original ore and ore concentrates from one of the deposits of Kazakhstan. Analyzes found the average gold grade in ore equal to 6,0 and silver 7,9 g/t. In the process of research, the modes were tested out direct cyanidation, with preliminary oxidation, sorption leaching, also as well as options for leaching gold from ore after ultrafine grinding, gravity and flotation concentration. The highest efficiency – 95,59–99,45%, was noted during oxidative and sorption cyanidation of gravity concentrates. Direct cyanidation of flotation concentrates obtained from gravity tailings made it possible to recover 92,03%, sorption cyanidation – 94,19%.
Key words: concentrates of enrichment, gold recovery, cyanidation, sorption leaching, oxidizing agents, chlorine ions, activated carbon.

В последние годы в связи с исчерпанием запасов богатых россыпных, а также легкообогатимых руд все в большей степени в эксплуатацию вовлекаются коренные упорные руды (сульфидные, глинистые и др.), отвалы, хвосты фабрик, техногенное сырье. Увеличение объёмов добычи и переработки возможно лишь за счёт освоения новых месторождений и вовлечения в комплексную отработку забалансовых руд, отвалов и хвостов.

В мировой практике производства металлов наблюдаются тенденции обеднения руд и вовлечения в переработку низкосортного сырья. Всё возрастающие масштабы промышленного производства с вовлечением в сферу переработки бедного по содержанию ценных компонентов сырья привели к увеличению объёмов техногенных отходов, загрязняющих окружающую среду. В отечественной практике большое количество руд необоснованно относят к разряду труднообогатимых, хотя в лабораторных условиях на них получены достаточно приличные показатели. К таким рудам относятся сульфидные руды подземной добычи одного из месторождений Казахстана. Новые возможности и перспективы рентабельного извлечения из них золота открывает современное обогатительное оборудование.

Главными недостатками производства золота в республике Казахстан являются ограниченные подтверждённые запасы металла (около 900 т), использование

на основных золотоизвлекательных предприятиях устаревших, малопроизводительных, многооперационных и экологически опасных технологий добычи, обогащения и металлургической переработки золотосодержащих руд. В результате этого допускаются большие потери золота, особенно на стадиях обогащения «упорных» и «особо упорных» руд с хвостами, в которых остается до 1,5–2,5 г/т золота. По этой причине общее его сквозное извлечение в товарную продукцию из подобного сырья не превышает 60% и руды данного типа относятся к категории труднообогатимых.

В настоящее время для извлечения золота и серебра из минерального сырья после обогатительного передела используют цианидное выщелачивание. Процесс интенсивного цианирования основан на использовании высоких концентраций цианида, окислителя (кислород) и щелочи. Кроме того, для интенсификации процесса цианирования возможно применение следующих приёмов: повышение температуры, снижение вязкости раствора, применение аэрации, а также возможно применение реагентов-ускорителей. В настоящее время значительное количество литературных данных посвящено ускорению процессов цианирования благородных металлов с использованием химических добавок. Преимуществами таких методов являются высокая технологичность – отсутствие необходимости менять технологию устоявшегося производственного процесса, не требуется применения специального оборудования и высококвалифицированного персонала. К недостаткам такого подхода следует отнести увеличение экологической нагрузки на окружающую среду, что, однако, является малозначимым при использовании экологически безопасных соединений. Поэтому поиск более дешёвых, эффективных и экологически безопасных реагентов-ускорителей является актуальным направлением совершенствования процесса интенсивного цианирования гравиконцентратов [1].

Экспериментальные методы и результаты. В процессе исследований в качестве исходного сырья использовали сульфидную золото-серебросодержащую руду одного из месторождений Казахстана. Гранулометрический состав руды крупностью –2,0+0 мм с распределением золота по классам крупности представлен в табл. 1.

По результатам ситового анализа выявлено, что основная фракция руды представлена крупностью –2,0+1,25 и –0,8+0,25 мм, где выход составляет 23,64 и 47,4%, соответственно.

В процессе цианирования происходит окисление золота кислородом воздуха до Au+ и его переход в раствор в виде комплексного аниона $[Au(CN)_2]^-$. Химизм описывается двумя последовательно протекающими реакциями:

$2Au+4CN^-+2H_2O+O_2 \rightarrow 2[Au(CN)_2]^-+2OH^- +H_2O_2$,

$2Au+4CN^-+2H_2O_2 \rightarrow 2[Au(CN)_2]^-+2OH^-$.

Суммарная реакция:

$4Au+8NaCN+2H_2O+O_2 \rightarrow 4Na[Au(CN)_2]+4NaOH$.

Окислительный потенциал золота весьма высок (φ_0=+1,88В). Наиболее известные окислители обладают меньшими потенциалами и не могут окислить золото. Известный и распространённый в гидрометаллургии окислитель – это кислород, потенциал которого также уступает золоту (φ_0=+0,40В и φ_0=–0,15В в щелочной среде), не способен переводить металлическое золото в раствор в виде катиона Au^+. Снижение потенциала золота в цианистых растворах, за счёт уменьшения активности металла и согласно уравнению Нернста для полуреакции $[Au(CN)_2]^-=Au^++2CN^-$ дает потенциал равный φ_0=–0,54В. Это позволяет произвести расчёт влияния того или иного окислителя на интенсивность растворения золота. Так, в процессе подбора окисляющего реагента был произведён предварительный расчёт энергии Гиббса и константы равновесия, позволяющий сделать выбор наиболее оптимального варианта окисления.

Данные табл. 2 указывают на протекание реакций в сторону растворения золота в цианистых растворах при стандартных условиях и окислении кислородом воздуха. Использование в качестве дополнительного окислителя перманганата (MnO_4^-) позволяет уменьшить изобарно-изотермический потенциал и повысить показатель константы равновесия, что указывает на смещение равновесия реакции в сторону растворения золота. Однако окислительные потенциалы соединений марганца наиболее эффективно проявляют себя в кислых средах. Применение пероксида натрия уже в более значительной степени способно сместить равновесие реакции

1. Гранулометрическая характеристика дробленной руды (-2 мм) с распределением золота по классам крупности

Образцы	Класс крупности, мм	Выход класса		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
		г	%		
Руда (ТП 3)	–2,0+1,25	409,5	40,95	4,41	23,64
	–1,25+1,0	42,6	4,26	7,24	4,03
	–1,0+0,8	110	11	5,72	8,24
	–0,8+0,25	326,4	32,64	11,1	47,4
	–0,25+0,1	94,7	9,47	10,8	13,39
	–0,1+0,071	16,8	1,68	15,1	3,3
Итого		1000	100	7,64	100,0

2. Расчёт энергии Гиббса и логарифма константы равновесия

Окислитель	E_0, В	ΔG_{298} кДж/моль	lgKp
O_2(воздух)	–0,15	–75,27	13,2
Na_2O_2	+1,2	–335,82	58,9
MnO_4^-	+0,56	–106,15	18,6
Cl_2	+1,4	–374,42	65,7
ClO^-	+0,88	–274,06	48,1
H_2O_2	+0,95	–287,57	50,5

в сторону растворения золота, так как величина энергии Гиббса снижается до –335,82 кДж/моль, а логарифм константы равновесия достигает показателя 58,9. Отдельно следует рассмотреть окислительные потенциалы соединений хлора: для Cl_2 (газа) нормальный окислительный потенциал равен +1,4В; для HClO (хлорноватистой кислоты) он равен +1,50 В; для ClO^- (гипохлорит-иона) +0,88В. Теоретически, окисление более интенсивно должно протекать в слабокислой среде, когда образуется наибольшее количество хлорноватистой кислоты. Однако при этом ещё присутствует молекулярный хлор, который, реагируя с цианидами, образует сильно токсичный хлор-циан. В сильнощелочной среде (при pH >11–12) в растворе присутствуют только гипохлорит-ионы, окислительный потенциал которых ниже, чем у других описанных выше соединений хлора. Поэтому при указанном оптимальном значении pH (~10–11) количество молекулярного хлора сведено к минимуму, следовательно, возможность образования хлор-циана исключена, и в то же время ещё имеется в достаточном количестве хлорноватистая кислота, окислительный потенциал которой значительно выше, чем окислительный потенциал гипохлорит-иона. Вышеизложенное можно проиллюстрировать кривой диссоциации HClO в воде при различных значениях pH, приведённой на рис. 1. Поведение соединений хлора от показателя pH среды было подробно изучено отечественными и зарубежными исследователями [5, 19].

Таким образом, проанализировав расчётные данные по эффективности окислительных свойств рассмотренных ранее реагентов, для дальнейших экспериментов были выбраны в качестве окислителей гипохлорит кальция $Ca(ClO)_2$ и пероксид натрия Na_2O_2. Проведённые ранее работы по окислительному выщелачиванию также подтвердили эффективность использования гипохлорита кальция [4, 11–13, 17]. Несмотря на высокий окислительный потенциал молекулярного хлора, а также имеющийся опыт хлорного выщелачивания [18], использование его в щелочных растворах сместит диссоциацию в сторону образования гипохлорит ионов ClO^- [10]. Использование перманганатов и других соединений марганца нецелесообразно в щелочных средах. В ряде работ была показана эффективность применения перекиси водорода, но также отмечена и его побочная реакция, приводящая к окислению цианида [8, 14]. Кроме того, аналогично перманганату, применение пероксида водорода в качестве окислителя более целесообразно для кислых сред.

На практике, помимо применения химических окислителей в процессе переработки золотосодержащего сырья, широко известен способ бактериального выщелачивания. В ряде работ приведены примеры, когда биохимическое выщелачивание имеет преимущества по сравнению с химическим выщелачиванием – обеспечивает повышенные скорости растворения драгоценных металлов, повышает извлечение золота на 20–30%, снижает потребление цианидов на 50% [15]. Однако химический и гранулометрический состав исследуемой пробы не способствовал адаптации бактериальной культуры и дальнейшему биоокислению минералов. Также к недостаткам метода биовыщелачивания относят и увеличение продолжитеельности процесса [3].

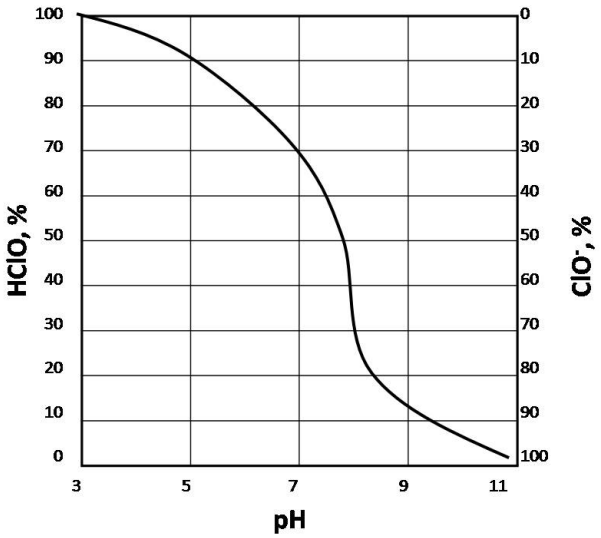


Рис. 1. Зависимость диссоциации HClO от значений pH

Решению данных проблем и поиску новых альтернативных способов для извлечения золота из руд и продуктов обогащения посвящено множество исследований.

К нетрадиционным методам повышения извлечения золота из упорных сульфидных руд и продуктов обогащения можно отнести: реагентный метод (альтернативные растворители); методы вскрытия минерального сырья (электрохимические); бактериальное и автоклавное выщелачивание; окислительный обжиг и др.

Для переработки упорных сульфидных золотосодержащих руд используется *автоклавное окисление* пульпы кислородом под давлением в присутствии серной кислоты, затем цианирование.

3. Результаты рентгенофлюоресцентного анализа пробы исходной руды

Элемент	Содержание компонентов, %	Элемент	Содержание компонентов, %	Элемент	Содержание компонентов, %
O	48,712	Cl	0,010	Co	0,012
Na	0,842	K	1,580	Cu	0,024
Mg	1,097	Ca	3,891	Zn	0,113
Al	7,470	Ti	0,327	Rb	0,005
Si	22,784	V	0,006	Sr	0,009
P	0,046	Mn	0,154	Zr	0,008
S	0,952	Fe	4,882	Pb	0,006

Для переработки углистых золотых руд и концентратов с повышенной сорбционной активностью применяется также *окислительный обжиг* с последующим цианированием. При нагревании в окислительной атмосфере свободный углерод легко взаимодействует с кислородом воздуха.

Проанализировав ряд альтернативных способов (окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание и др.) для переработки данного сырья по извлечению золота, авторы пришли к выводу о нецелесообразности применения этих способов с точки зрения экономии и сложности инженерного оформления процесса. Поэтому данные исследования направлены на способ выщелачивания различными растворителями для извлечения.

На практике в большинстве случаев цианирование также совмещают с одновременным извлечением растворённого золота сорбентами: активированным углём или ионообменной смолой. При этом получают более высокие показатели по растворению золота из руды и пониженному содержанию золота в твёрдой фазе хвостов сорбционного выщелачивания. Механизм, параметры, достоинства и недостатки сорбционного выщелачивания активированным углём благородных металлов непосредственно из пульп были подробно изучены в работе Чугаева Л.В. [9].

Установлено, что характер сорбционного извлечения металлов из технологических растворов связан с микроструктурой выщелачивающих растворов, имеющих квазиоднородную структуру [17]. Качественный активированный уголь, используемый при извлечении драгоценных металлов может быть термически регенерирован и многократно использован. Для регенерации отработанный активированный уголь перерабатывается в горизонтальной печи при высоких температурах для удаления летучих веществ и повторного открытия структуры пор углерода. При выборе активированного угля для процессов извлечения золота очень важно учитывать твёрдость углерода. Твёрдые углеродные частицы способны в большей степени сопротивляться истиранию во время работы, проявляют повышенную способность к регенерации и сохраняют свою полезность в течение более длительного жизненного цикла [10].

Результаты и их обсуждение. В качестве сорбента использовали высокоактивный гранулированный активированный уголь GoldCarb 207C, который является одним из лучших сорбентов для извлечения растворённого цианистого комплексного соединения золота из растворов. Производится из специальных сортов кокосовой скорлупы, что позволяет получить высококачественный уголь, соответствующий требованиям золотодобывающих предприятий.

В операциях сорбционного выщелачивания, измельчённое золотосодержащее сырье смешивается с водой и загустителями, образуя жидкую пульпу. Затем пульпу перекачивают в камеры выщелачивания с воздушным перемешиванием, где золото выщелачивается из руды с использованием раствора цианида натрия. Пульпа передаётся в серию резервуаров адсорбера, содержащих активированный уголь, который смешивается с выщелоченной пульпой и движется против течения. Золотосодержащий активированный уголь отделяется от пульпы сетчатым экраном, который блокирует прохождение углерода через него, в то время как более мелкие частицы пульпы отфильтровываются.

В процессе подбора реагентов для окислительного и сорбционного выщелачивания, параллельно велась работа по подготовке проб исследуемой руды. Проведённые ранее физико-химические анализы показали качественный и количественный состав данной руды.

Согласно химическому анализу проба представлена следующими элементами (в %): углерода общего – 1,03, углерода карбонатного – 0,90, сурьмы – <0,002, мышьяка – <0,030.

Так, рентгенофлуоресцентным (полуколичественным) анализом (табл. 3) было выявлено основное преобладание в руде следующих элементов (в %): кислород – 48,7, кремний – 22,78, алюминий – 7,47,

4. Рентгенофазовый анализ исходной руды

Название соединения	Формула	%
Кварц	SiO_2	54,7
Кальцит	$(Mg_{0,064}Ca_{0,936})(CO_3)$	12
Клинохлор 1MIa	$Mg_{2,5}Fe_{1,65}Al_{1,5}Si_{2,2}Al_{1,8}O_{10}(OH)_8$	11,2
Доломит	$CaMg(CO_3)_2$	6,3
Альбит	$Na(AlSi_3O_8)$	5
Рибекит	$Na_2Fe_3Fe_2Si_8O_{22}(OH)_2$	4,8
Пирит	FeS_2	3,4
Мусковит 2M1	$KAl_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	2,7

железо – 4,88, кальций – 3,89, калий – 1,58, магний – 1,097, сера – 0,952.

Рентгенофазовым (качественный и количественный) анализом, результаты которого приведены в табл. 4, установлено, что основная часть руды представлена кварцем (54,7%) и другими силикатами, также присутствуют карбонаты такие как кальцит (12%) и доломит (6,3%), содержание сульфидов незначительно и представлено в основном пиритом (3,4%).

Атомно-абсорбционным и пробирным анализами было установлено среднее содержание золота в пробе – 6,0–6,04 г/т. Рациональный анализ на золото показал, что в исследуемой руде, измельчённой до крупности 100% класса 0,071 мм, золото в сростках составляет 85,51%, золото, ассоциированное с сульфидами – 11,81%, в плёнках – 1,46%, в пустой породе – 1,22%. Размеры зёрен золота колеблются до 0,05 мм. На основании полученных данных можно констатировать, что при цианировании руды следует ожидать достаточно высоких показателей по растворению золота (80% и более).

Помимо исходных проб, для экспериментов по окислительному и сорбционному выщелачиванию из данного образца руды были наработаны концентраты гравитационного и флотационного обогащения. При получении концентратов первой партии упор был сделан на выход по массе, содержание золота в них составило 25,55 г/т. Во втором случае был получен концентрат с содержанием золота 58,3 г/т, но с меньшим массовым выходом. Хвосты второго концентрата, содержащие около 1 г/т золота, были подвергнуты флотационному обогащению, в результате которого получили флотоконцентраты с содержанием золота 14,8 г/т.

Выщелачивание проб производилось в агитационном режиме, при соотношении Т:Ж=1:3, в течение 24 часов. В экспериментах с прямым цианированием исходной руды было протестировано три варианта степени измельчения пульпы: 55% – 0,071 мм, 85% – 0,071 мм и 100% – 0,02 мм. Во всех остальных экспериментальных вариантах пробу предварительно измельчали до 85% – 0,071 мм. Концентрация цианида натрия в выщелачивающих растворах равнялась 0,1%, в качестве исключения на одном из образцов гравиконцентрата была протестирована концентрация 0,2%. Результаты и условия выщелачивания проб руды, а также продуктов её обогащения приведены в табл. 5.

Данные, приведённые в табл. 4 и отражённые на рис. 2, показывают значительное увеличение эффективности извлечения золота при использовании дополнительных окисляющих реагентов и сорбционном выщелачивании как из исходной руды, так и продуктов обогащения по сравнению с прямым цианированием. Так, использование гипохлорита кальция в качестве дополнительного окислителя, увеличивает извлечение золота из исходной руды до 98%, в то время как прямое цианирование позволяет извлечь только 84,5%; при этом дополнительный сверхтонкий помол руды до 0,02 мм лишь незначительно повышает извлечение до 87%. Введение в процесс цианирования активированного угля GoldCarb 207C даёт возможность извлекать 91,72% золота.

Несмотря на то, что при окислительном выщелачивании исходной руды в твёрдом остатке остается минимальное количество золота 0,12 г/т, для наработки продуктивных растворов потребуется более высокая суточная производительность аппаратов агитационного выщелачивания, сгустителей, отстойников и другого технологического оборудования. С этой целью были отработаны варианты, предусматривающие получение продуктивных золотосодержащих растворов из концентратов обогащения, обладающих более высокой концентрацией благородного металла по сравнению с растворами выщелачивания исходной руды. В процессе выщелачивания концентратов гравитационного обогащения при прямом цианировании 0,1% раствором NaCN извлечение золота составило 78,36%, а повышение концентрации цианида в 2 раза до 0,2% позволило увеличить извлечение до 99,37%. Использование дополнительного окисления гравитационных концентратов, позволяет достичь извлечения золота 99,26% (Na_2O_2)

5. Результаты извлечения золота различными вариантами комбинаций выщелачивающих реагентов

Проба	Дополнительные параметры/реагенты	Au исх., г/т	Au кек, г/т	E Au, %
Прямое цианирование				
Исходная руда	Крупность 55%–0,071мм	6,0	0,95	84,17
	Крупность 85%–0,071мм	6,0	0,93	84,50
	Крупность 100%–0,02мм	6,0	0,78	87,00
Гравиконцентрат	–	25,55	5,53	78,36
	NaCN – 0,2% (увеличение в 2 раза)	25,55	0,16	99,37
Флотоконцентрат	–	14,8	1,18	92,03
Цианирование с окислением				
Исходная руда	$Ca(ClO)_2$ – 0,1%	6,04	0,12	98,01
Гравиконцентрат	$Ca(ClO)_2$ – 0,1%	25,55	0,14	99,45
	Na_2O_2 – 0,1%	25,55	0,19	99,26
Флотоконцентрат	$Ca(ClO)_2$ – 0,1%	14,8	0,4	97,3
Сорбционное выщелачивание				
Исходная руда	GoldCarb 207C	6,04	0,5	91,72
Гравиконцентрат	GoldCarb 207C	58,3	2,57	95,59
Флотоконцентрат	GoldCarb 207C	14,8	0,86	94,19

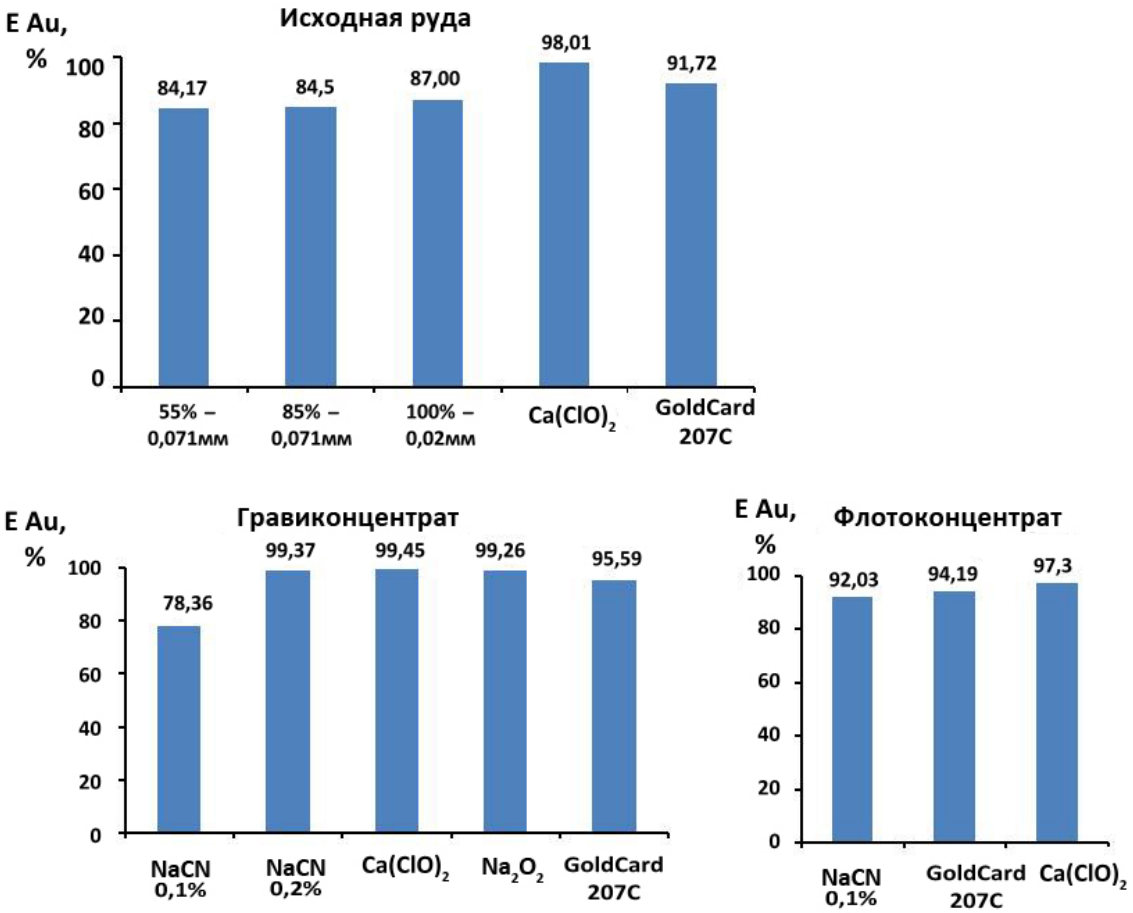


Рис. 2. Эффективность вариантов выщелачивания на исходной руде и продуктах её обогащения

и 99,45% ($Ca(ClO)_2$) без увеличения расхода цианида. Сорбционным выщелачиванием из концентрата гравитационного обогащения было извлечено 95,59% золота. Однако следует отметить, что в последнем случае цианированию подвергался более богатый концентрат с содержанием золота 58,3 г/т. Извлечение золота из концентратов флотационного обогащения, которые в свою очередь были получены из хвостов гравитационного обогащения, составляло 92,03% при прямом цианировании, дополнительное окисление позволило повысить этот показатель до 97,3%, при сорбционном выщелачивании до 94,19%.

Таким образом, для переработки руды одного из месторождений Казахстана можно рекомендовать комбинированный метод, включающий следующую последовательность технологических операций: измельчение руды до 0,071мм–гравитационное обогащение–флотационное обогащение хвостов гравитации (по гравитационно-флотационной схеме обогащения из руды получен объединённый золотосодержащий концентрат с содержанием золота 39,2 г/т)–сорбционное выщелачивание полученных концентратов обогащения. Несмотря на то, что при сорбционном выщелачивании извлечение золота из концентратов немного уступает окислительному выщелачиванию, главным преимуществом будет отсутствие необходимости производить дополнительную фильтрацию пульпы с дальнейшей сорбцией продуктивного раствора, что существенно сократит продолжительность процесса и энергозатраты. Кроме того, само использование окисляющих реагентов уже предполагает дополнительные расходы.

Однако применение гипохлорита кальция как окислителя можно рассматривать в качестве альтернативы для интенсификации процесса выщелачивания золота либо для других типов минерального золотосодержащего сырья, не поддающегося сорбционному выщелачиванию.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Евдокимов А.В*. Исследование процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов / Автореф. канд. … технич. наук. – Иркутск, 2012.
2. *Доизвлечение* золота в концентрат из лежалых хвостов методом флотации / Н.Н.Абдылдаев, А.К.Койжанова, Э.М.Камалов и др. // Комплексное использование минерального сырья. 2018. № 4. С. 11–16.
3. *Достоинства* и недостатки применения технологий биоокисления сульфидных концентратов / Л.Н.Крылова, К.А.Вигандт, Л.Е.Саруханова и др. // Цветные металлы. № 11. 2013. С. 29–34.
4. *Выщелачивание* золотосодержащего сырья с использованием окислителя / Б.К.Кенжалиев, А.К.Койжанова, Г.Ж.Абдыкирова и др. // Материалы междунар. научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов». – Алматы, 2018.
5. *Милованов Л.В*. Очистка и использование сточных вод предприятий цветной металлургии. – М.: «Металлургия», 1971.
6. *Семенченко Г.В*., *Абубакриев А.Т*. Биохимическая технология извлечения благородных металлов из упорных руд // Комплексное использование минерального сырья. 2014. № 3. С. 28–37.
7. *Современные* проблемы металлургии материаловедения благородных металлов / С.И.Лолейт, М.А.Меретуков, Л.С.Стрижко, К.К.Гурин. – М.: Издат. дом МИСиС, 2012.
8. *Старков А.М*., *Рябухин Е.А*. Метод выщелачивания золота в цианистом растворе в присутствии альтернативных окислителей // Молодежный научный форум: Технические и математические науки: электр. сб. ст. по мат. XLI междунар. студ. научно-практической конференции. № 1(41). URL: https://nauchforum.ru/archive/MNF_tech/1(41).pdf (дата обращения: 16.03.2019)
9. *Чугаев. Л.В*. Металлургия благородных металлов. – М.: «Металлургия», 1987.
10. *Carbon* for gold recovery. The value of activated carbon / Calgon Carbon Corporation brochure. 2014. P. 6.
11. *Extraction* of gold from flotation tails of gold-processing plant. News of the national academy of sciences of the republic of kazakhstan-series chemistry and technology // B.K.Kenzhaliyev, A.K.Koizhanova, G.V.Sedelnikova et al. 2017. P. 62–69.
12. *Extraction* of gold from man-made mineral raw materials by methods of flotation enrichment and cyaning / M.Erdenova, B.Kenzhaliyev, A.Koizhanova et al. // International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, Bulgaria. 2018. Vol. 18 P. 67–74.
13. *Extraction* of non-ferrous and noble metals from mill tailing by solutions in the presence of oxidizing agents / B.K.Kenzhaliyev, A.N.Berkinbayeva, Z.D.Dosymbayeva, R.Kh.Sharipov // International Journal of Engineering and Applied Sciences (IJEAS). 2017. Vol. 4.
14. *Fungene T., Groot D.R*., *Mahlangu T*., *Sole K.C*. Decomposition of hydrogen peroxide in alkaline cyanide solutions // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy J. S. Afr. Inst. Min. Metall. Vol. 118. № 12. P. 1259–1264.
15. *Kenzhaliyev B*., *Berkinbaeva A*. Development of cost-efficient environmentally sound technology for enhanced gold recovery from rebellious gold-containing raw materials // XXV International Mineral Processing Congress 2010. P. 455–462.
16. *Kenzhaliyev B.K*., *Iskhakova R.R., Dosymbayeva Z.D*. Sorption extraction of noble and non-ferrous metals from process leaching solutions // American Journal of Applied Sciences. 2015. Vol. 12. P. 875–884.
17. *Morteza Baghalha* Leaching of an oxide gold ore with chloride/hypochlorite solutions // International Journal of Mineral Processi. 2007. № 82(4). P. 178–186.
18. *Roasting* and chlorine bleaching of gold-bearing refractory concentrate: Experimental and process analysis / Ida De Michelisa, Agostino Olivieri, Stefano Ubaldini at al. // International Journal of Mining Science and Technology. 2013. № 23. P. 709–715.
19. *Study* of pyrite oxidation with chlorine dioxide under mild conditions / Zaizheng Dong, Yimin Zhu, Yuexin Han, Xiaotian Gu Kai Jiang // MineralsEngineering. 2019. P. 106–114.

X международная научно-практическая конференция

«Научно-методические основы прогноза, поисков, оценки месторождений алмазов, благородных и цветных металлов»

14–17 апреля 2020 г., Москва, ФГБУ «ЦНИГРИ»

Цель конференции:

развитие научно-методических основ прогноза, поисков и оценки месторождений алмазов, благородных и цветных металлов (АБЦМ), определение направлений работ по воспроизводству минерально-сырьевой базы АБЦМ.

Тематика конференции:

- минерагения АБЦМ;
- приоритетные направления прогнозно-поисковых и поисково-оценочных работ на АБЦМ;
- перспективные объекты для постановки геологоразведочных работ на АБЦМ различных стадий;
- опыт проведения и результаты геологоразведочных работ на АБЦМ объектов распределённого и нераспределённого фондов недр;
- научно-методические основы комплексирования геологических, геохимических, геофизических методов прогноза, поисков и оценки месторождений АБЦМ;
- использование комплексных моделей месторождений для целей прогноза, поисков, оценки и разведки АБЦМ;
- разработка и реализация инновационных методов, методик и технологий ГРР на АБЦМ;

Место проведения:

117545, Москва, Варшавское шоссе, дом 129, корп. 1

ФГБУ «ЦНИГРИ

Первое информационное письмо

Федеральное государственное бюджетное учреждение «Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов» (ФГБУ «ЦНИГРИ») проводит 14–17 апреля 2020 г. X Международную научно-практическую конференцию «Научно-методические основы прогноза, поисков, оценки месторождений алмазов, благородных и цветных металлов». Конференция проводится при поддержке Федерального агентства по недропользованию, Российской академии наук, Российского геологического общества, Ассоциации геологических организаций.

К сведению участников:

Для участи я в конференции приглашаются представители территориальных органов Роснедр, геологоразведочных предприятий, компаний недропользователей, научно-исследовательских отраслевых, академических институтов и ВУЗов

Программа конференции включает пленарное заседание, устные и стендовые доклады на тематических секциях, а также геологические экскурсии на золоторудные или полиметаллические месторождения России (участие в экскурсиях платное).

Официальный язык конференции – русский и английский.

Тезисы докладов не редактируются и публикуются в авторском варианте. Сборник тезисов докладов будет издан к началу конференции. Базовые доклады планируется опубликовать в журналах «Отечественная геология» и «Руды и металлы».

Программа конференции будет разослана в электронном виде зарегистрированным участникам.

Регистрация участников и приём тезисов будет проводиться на сайте Института с 1 августа до 01 марта 2020 года

Контакты:

Котельников Евгений Евгеньевич Антонец Анастасия Владимировна

(495)315-28-10 (495)315-26-01

e-mail: conference@tsnigri.ru