

УДК 622.175

Рубцов Юрий Иванович

доктор технических наук,
профессор кафедры безопасности жизнедеятельности,
Забайкальский государственный университет,
заведующий лаборатории геотехнологии,
минералоподготовки и горного машиноведения,
Читинский филиал Института горного дела СО РАН
672039 г. Чита, ул. Александрово-Заводская, д. 30
e-mail: jri.rubtsow@yandex.ru,

Секисов Артур Геннадиевич

доктор технических наук,
главный научный сотрудник,
Институт горного дела ДВО РАН,
г. Хабаровск, 680000, ул. Тургенева 51,
Забайкальский государственный университет
e-mail: sekisovag@mail.ru

Рассказова Анна Вадимовна

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник,
Институт горного дела ДВО РАН
e-mail: annbot87@mail.ru

Трубачев Алексей Иванович

доктор геолого-минералогических наук,
заведующий лабораторией,
Читинский филиал Института горного дела СО РАН;
Институт горного дела СО РАН,
630091, г. Новосибирск, Красный проспект, 54;
профессор кафедры обогащения полезных
ископаемых и вторичного сырья,
Забайкальский государственный университет,
e-mail: geoxxi@mail.ru

Салихов Владимир Салихович

доктор геолого-минералогических наук,
профессор кафедры геофизики,
Забайкальский государственный университет
e-mail: ugrum1381@mail.ru

Лавров Александр Юрьевич

кандидат технических наук, доцент,
декан факультета экономики и управления,
Забайкальский государственный университет,
Читинский филиал Института горного дела СО РАН
e-mail: lavrov_2002@mail.ru;

Размахнин Константин Константинович

кандидат технических наук, директор,
Читинский филиал Института горного дела СО РАН e-
mail: constantin-const@mail.ru

Конарева Татьяна Геннадьевна

ведущий специалист,
Институт горного дела ДВО РАН
e-mail: konar_tat@mail.ru

Бочарников Фёдор Николаевич

старший преподаватель кафедры химии,
Забайкальский государственный университет
e-mail: bocharnikov76@mail.ru

Филенко Роман Андреевич

младший научный сотрудник,
Институт природных ресурсов,
экологии и криологии СО РАН,
672002, г. Чита, ул. Недорезова, 16а
e-mail: filrom@yandex.ru

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ
КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА
ИЗ ХВОСТОВ СВИНЦОВОЙ ФЛОТАЦИИ
НОВОШИРОКИНСКОЙ
ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ**

DOI: 10.25635/2313-1586.2020.01.027

Rubtsov Yu. I.

Doctor of Technical Sciences,
Professor, Head of Laboratory,
Transbaikal State University,
Chita Branch of Institute of Mining,
Siberian Branch of RAS,
672039 Chita, 30 Aleksandro-Zavodskaya Str.,
e-mail: jri.rubtsow@yandex.ru,

Sekisov Artur G.

Doctor of Technical Sciences,
Chief Researcher, Institute of Mining,
Far-East Branch of RAS,
68000 Khabarovsk, 51 Turgeneva Str.
Transbaikal State University,
sekisovag@mail.ru

Rasskazova Anna V.

Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,
Institute of Mining, Far-East Branch of RAS,
68000 Khabarovsk, 51 Turgeneva Str.,
e-mail: annbot87@mail.ru

Trubachev Aleksey I.

Doctor of Geological
and Mineralogical Sciences,
Head of Laboratory,
Chita Branch of Institute of Mining,
Siberian Branch of RAS,
Professor, Transbaikal State University
e-mail: geoxxi@mail.ru

Salikhov Vladimir S.

Doctor of Geological
and Mineralogical Sciences,
Professor, Transbaikal State University,
e-mail: ugrum1381@mail.ru

Lavrov Aleksandr Yu.

Candidate of Technical Sciences, Senior Teacher,
Head of Department, Transbaikal State University,
Chita Branch of Institute of Mining,
Siberian Branch of RAS,
e-mail: lavrov_2002@mail.ru;

Razmakhnin Konstantin K.

Candidate of Technical Sciences,
Chita Branch of Institute of Mining,
Siberian Branch of RAS,
e-mail: constantin-const@mail.ru

Konareva Tatyana G.

Leading Specialist,
Institute of Mining, Siberian Branch of RAS,
e-mail: konar_tat@mail.ru

Bocharnikov Fyodor N.

Senior Lecturer,
Transbaikal State University,
e-mail: bocharnikov76@mail.ru

Filyenko Roman A.

Junior Researcher, Institute of Natural Resources,
Ecology and Cryology, Siberian Branch of RAS,
672002 Chita, 16a Nedoryezova Str.
e-mail: filrom@yandex.ru

**STUDY OF THE POSSIBILITY
OF HEAP LEACHING OF GOLD
FROM LEAD FLOTATION TAILINGS
AT NOVOSHIROKINSK
CONCENTRATION PLANT**

Аннотация:

Хвосты свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики являются ценным минеральным сырьем для извлечения золота. Содержание золота в хвостах свинцовой флотации (пиритный продукт) Новоширокинской обогатительной фабрики может изменяться от 7 до 12 г/т. Кроме того, в данном техногенном минеральном сырье содержатся свинец – 0,47 %; цинк – 0,99 %; медь – 0,29 %; железо – 37,69 %. Была протестирована геотехнология перколяционного активационного выщелачивания золота. Хвосты флотационного обогащения содержат 70 % класса –0,071 мм. Для обеспечения оптимального гидродинамического режима перколяционного выщелачивания необходимо предварительное окомкование тонкодисперсного материала. В процессе окомкования для увлажнения применяется цианидный раствор для стандартной схемы и электро-фотоактивированный цианидный раствор на карбонатной основе, насыщенный кислородом. Прямое цианидное выщелачивание обеспечивает лишь 14 % извлечения золота. Активационное выщелачивание карбонатно-цианидным раствором существенно увеличивает степень извлечения золота (более чем на 25 % относительно стандартной схемы цианирования), но остается неприемлемым для реализации. Обжиг хвостов свинцовой флотации обеспечивает вскрытие упорного золота и окисление компонентов, вызывающих непродуктивный расход цианида. Выщелачивание огарка обеспечивает приемлемый уровень извлечения золота (89 – 95 %), который реализуется в случае использования активированных карбонатно-цианидных растворов в режиме скоростного выщелачивания. Режим скоростного выщелачивания реализуется следующим образом: активированный раствор подается на поверхность обработанных цианидным раствором гранул до образования сплошного обводненного слоя гранул. Затем орошение прекращается. Интенсивный гидродинамический режим орошения обеспечивает быстрый перевод золота из пленочной субфазы в субфазу «свободной» жидкости и снижение эффекта переосаждения и «паразитарной» сорбции растворенного золота.

Ключевые слова: кучное выщелачивание, хвосты свинцовой флотации, Новоширокинское месторождение, активированные растворы, стандартное цианирование

Abstract:

Tailings of lead flotation of the Novoshirokinsk concentration plant is a valuable mineral resource for gold extraction. The gold content in the tailings of lead flotation of Novoshirokinsk concentration plant varies from 7 to 12 ppm. This secondary mineral raw material contains: 0.47% lead; 0.99 % zinc; 0.29 % copper and 37.69 % iron. The geo-technology of a percolation activated gold leaching was tested in this study. A direct cyanide leaching provides only 14 % gold extraction. Flotation tailings contain 70% of –0.071 mm. Preliminary pelletizing of fine material is necessary to ensure optimal hydrodynamic regime of column leaching. Sodium cyanide solution was added for pelletizing. Electro-photo-activated carbonate-based cyanide solution saturated with oxygen was used for activated leaching. Direct cyanide leaching provides extraction of only 14% of gold. Activated leaching by carbonate-cyanide solution significantly increases gold recovery to pregnant solution (more than by 25% in comparison with standard cyanidation). But it is still not viable for realization. Roasting of slime tailings of lead flotation provides liberation of refractory gold and oxidation of the components causing an unproductive cyanide consumption. Leaching of roasted flotation slime provides the high level of gold recovery (89-95%). This rate of gold recovery is provided by the activated carbonaceous-cyanide solution in the mode of high-speed leaching. The high-speed leaching is implemented as follows: the activated solution is being added to leaching column until pellets are flooded. Then the irrigation stops. The intensive hydrodynamic regime provides the rapid gold recovery and reduces the “preg-robbing” effect.

Keywords: heap leaching, tailings of lead flotation, Novoshirokinsk mineral deposit, activated solutions, standard cyanidation

Введение

Содержание золота в хвостах свинцовой флотации (пиритный продукт) Новоширокинской обогатительной фабрики может изменяться от 7 до 12 г/т, следовательно, эти хвосты являются ценным промпродуктом для извлечения золота. В настоящее время значимость техногенного минерального сырья как источника благородных и цветных металлов неуклонно растет [1]. Основными минералами, входящими в состав пробы, явля-

ется пирит (73 %), пирротин (3,7 %), сфалерит (2,4 %), галенит (0,9 %), оксиды и гидроксиды железа (0,5 %) и кварц (15 %). Золото представлено частицами крупностью от менее 0,1 до 25 мкм и концентрируется преимущественно в классах крупности 0 – 5 и 15 – 25 мкм (80 % по массе). Частиц золота крупнее 25 мкм в продукте не обнаружено. Свободного золота практически нет (0,13 %). Хвосты свинцовой флотации являются упорным сырьем для гравитационного обогащения (извлечение золота составило 24,22 % при выходе концентрата 15,4 %) [2]. При флотационном обогащении извлечение золота составило 81,55 %, но при высоком выходе концентрата (72,8 %), что не позволяет получить приемлемый по его содержанию продукт для плавки [3]. Для прямого цианирования без загрузки сорбента извлечение золота составляет всего 14,02 %. Цианирование в сорбционном режиме при увеличении продолжительности процесса до 36 ч незначительно повысило извлечение золота в раствор. Цианирование дополнительно измельченных хвостов свинцовой флотации после реакторного атмосферного окисления по технологии «LeachOX» повысило извлечение золота до 27,73 %. Цианирование хвостов свинцовой флотации после ультратонкого измельчения на бисерных мельницах Albion с фарфоровыми шарами и после предварительного окисления сульфидов кислородом до 70 % позволило повысить извлечение золота до 87,45 % [4 – 5]. Цианирование хвостов свинцовой флотации с предварительным автоклавным окислением позволило повысить извлечение золота до 94,33 % при степени окисления сульфидов до 98,47 % [6].

Технология «Альбион» позволяет эффективно перерабатывать концентраты с тонковкрапленным золотом при меньших эксплуатационных затратах (расход кислорода, известняка, извести) и сопоставимом уровне извлечения золота по сравнению с технологией автоклавного окисления. Однако технология Albion является энергозатратной, что при переработке упорных золотосодержащих промпродуктов и тем более техногенного минерального сырья существенно повышает себестоимость цианидного извлечения золота, и по этой причине не является единственно приемлемой. В связи с этим авторами статьи были проведены исследования возможности извлечения из хвостов свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики по ряду альтернативных схем их переработки.

Материалы и методы

В соответствии с паспортом № 12 проба хвостов свинцовой флотации, отобранная сотрудниками научно-технического центра Новоширокинского рудника, имела состав: свинец – 0,47 %; цинк – 0,99 %; медь – 0,29 %; железо – 37,69 % и золото – 12,7 % г/т. Хвосты флотационного обогащения содержат 70 % класса –0,071 мм. Согласно рентгенофазовому анализу состав хвостов свинцовой флотации представлен в основном пиритом (~90%±5) и кварцем (<5 %). Данных по форме нахождения золота в хвостах свинцовой флотации не найдено, упоминается только, что золото в рудах Новоширокинского месторождения связано с кварц-гематит-пирит-халькопиритовой минерализацией. Золото предположительно находится в этих минералах в наиболее труднодоступных для цианирования наноразмерных формах: коллоидно-дисперсной и, вероятно, изоморфной и кластерной, не выявляемых рентгеноструктурным анализом и электронной микроскопией с дополнительным эмиссионно-спектральным анализом. Поскольку такие формы золота недоступны для прямого цианирования [7 – 15], в начальной стадии исследования был выбран метод скоростного активационного выщелачивания золота из хвостов свинцовой флотации.

Окомкование хвостов свинцовой флотации проводили с навесками 1 кг с добавкой извести, цемента, воды, взятых в количестве 1,5, 8 и 15 %, соответственно. Смесь тщательно перемешивалась на сите с ячейей 2 мм и окомковывалась с наислороженным раствором цианида натрия с концентрацией 15,5 г/л до размера гранул $d \leq 10$ мм. Полученные гранулы помещали в перколятор из трубы диаметром $D=0,04$ м. При этом выдер-

живалось отношение $D/d \leq 10$, необходимое для выравнивания гидродинамических условий стекающего потока выщелачивающего раствора. Высота насыпного слоя составила порядка 1 м. Гранулы находились на воздухе в перколяторе в течение 5 сут.

Для перколяционного выщелачивания из подготовленных гранул использовали активированный наислороженный раствор бикарбоната натрия, который готовился следующим образом. Осуществлялся электролиз бикарбонатного раствора при напряжении порядка 10 В в течение 20 – 30 мин при ультрафиолетовом облучении раствора непосредственно после электролиза в течение 10 мин. Затем в полученную активную водно-газовую эмульсию вводился порошковый цианид натрия до концентрации 0,5 – 1,5 г/л и наислороживался газообразным кислородом до содержания 36 – 38 мг/л. Ежесуточный ввод наислороженного активированного бикарбонатного раствора цианида натрия в объеме 200 мл проводили в течение 1 мин. Через 2 – 2,5 ч в приемник начинал поступать продукционный раствор. Величина рН исходного и продукционного растворов изменялась в пределах 10,5 – 11,5. Специально величину рН не регулировали. Для наглядности на рис. 1 представлена схема лабораторных испытаний по классической технологии цианирования (а) и активационному выщелачиванию (б) хвостов свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики.

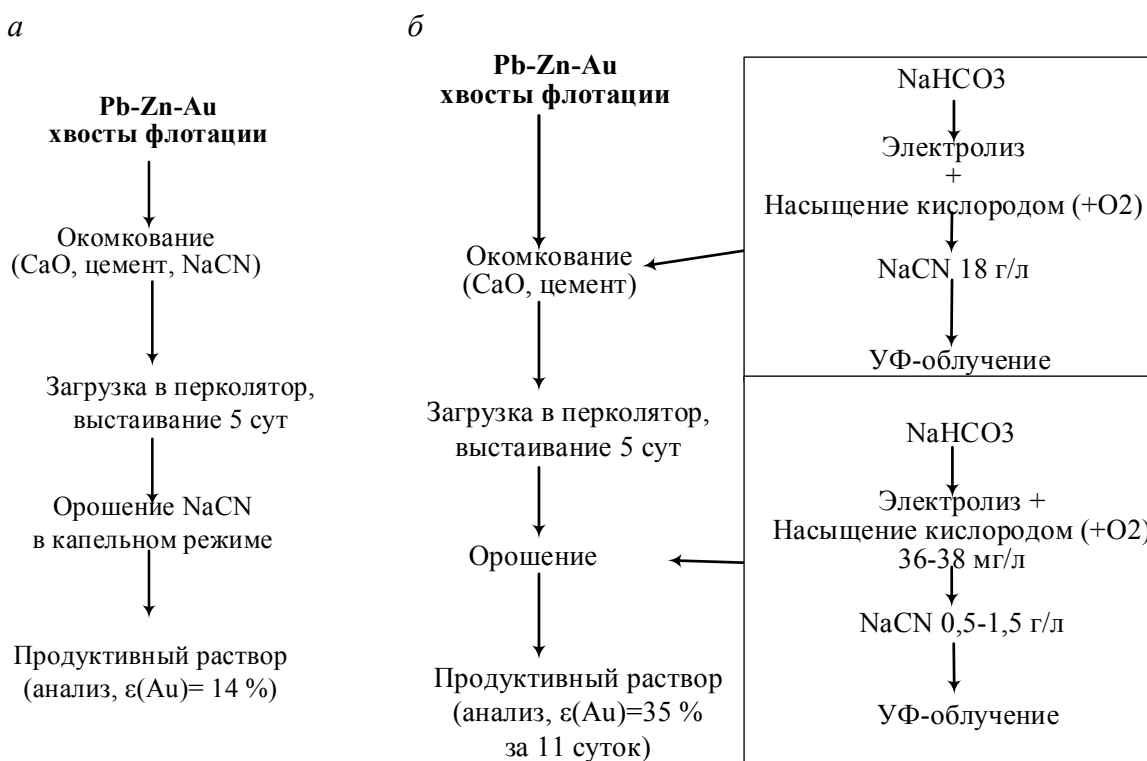


Рис. 1 – Схема лабораторных испытаний по классической технологии цианирования (а) и активационному выщелачиванию (б) хвостов свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики

Результаты лабораторных исследований по кучному выщелачиванию золота из окомкованных с цианидом натрия хвостов свинцовой флотации на воздухе (рис. 2) указывают на высокую упорность золота в хвостах свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики. Поскольку после 11 сут выщелачивания извлечение золота в продукционный раствор снизилось до 2 % в сутки, опыты по прямому цианидному выщелачиванию золота из хвостов свинцовой флотации были прекращены.

Результаты и обсуждение

Даже в случае использования дополнительного выстаивания гранул, окомкованных растворами с высокой концентрацией цианида натрия, и последующего выщелачивания золота активированным карбонатно-цианидным раствором степень выщелачивания золота хотя и существенно увеличилась (более чем на 25 %) относительно стандартной схемы цианирования, но оказалась неприемлемой для реализации.

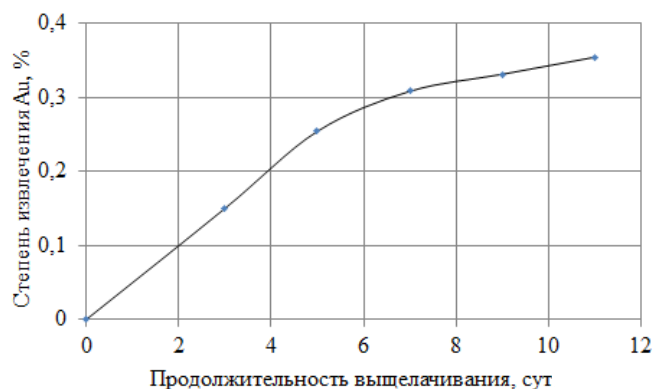


Рис. 2 – Зависимость степени извлечения золота от продолжительности активационного скоростного выщелачивания золота

С целью вскрытия недоступных для раствора внутрикристаллических зон и повышения эффективности кучного выщелачивания золота было решено провести обжиг хвостов свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики при температурах 700 – 750 °С и только после этого провести цианидное выщелачивание золота из огарка по классическому способу и способу с использованием активационного скоростного выщелачивания. На основании данных по изменению веса образца при нагревании в зависимости от продолжительности (табл. 1) сделан вывод о том, что основная часть пирита в хвостах флотации окислялась за первые 5 ч нагревания при температуре 750 °С.

Таблица 1

Изменение веса образцов в процессе обжига

№	Вес высушенного образца до нагревания, г	Вес образца после нагревания в течение 5 ч при 750 °С, г	Вес образца после нагревания в течение 15 ч при 750 °С, г	Изменение веса при нагревании в течение, %	
				5 ч	15 ч
1	10,2640	7,5488	7,4128	26,45	28,99
2	10,4403	7,6722	7,5388	26,51	27,79
3	10,2310	7,5451	7,4121	26,25	27,55

Согласно данным ДТА (рис. 3) обжиг начинается при температуре 400 °С. Данные ДТА указывают на то, что обжиг пирита в хвостах свинцовой флотации осложняется эндотермическим эффектом диссоциации пирита до пирротина, так как выше 565 °К моноклинный пирротин термодинамически неустойчив и происходит одностадийное превращение пирита в гексагональный высокотемпературный пирротин [16]. Обжиг последнего заканчивается при 750 °С. Согласно данным рентгенографического анализа образцов продуктов обжига на воздухе (рис. 4) в огарке находится гематит (~85%±5) и кварц (~10%±5). Содержание золота в обожженных хвостах флотации повысилось с 12,7 до 19,27 г/т.

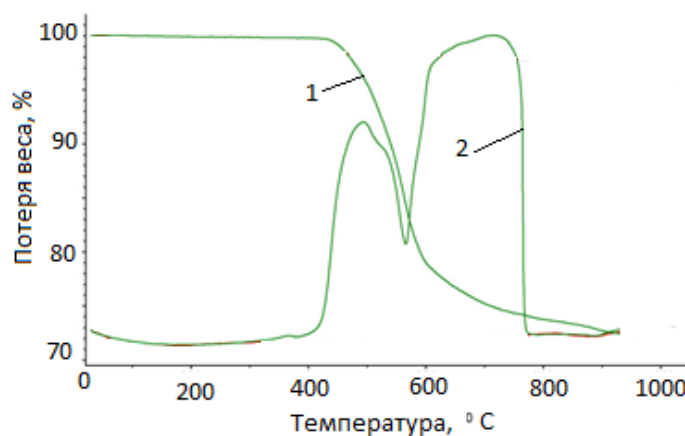


Рис. 3 – Дифференциально-термический анализ (ДТА) образца хвоста свинцовой флотации (1 – кривая изменения веса, 2 – кривая ДТА)

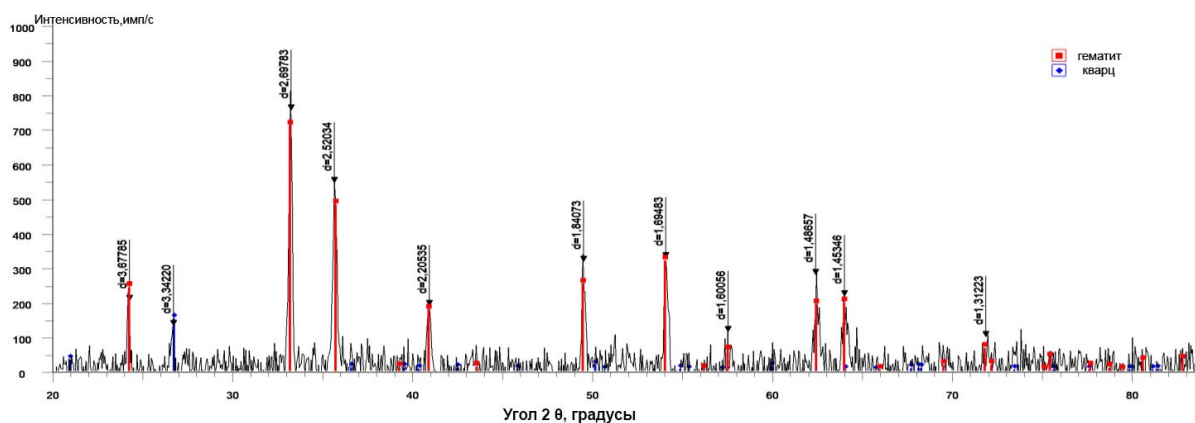


Рис. 4 – Рентгенографический анализ обожженного образца хвоста свинцовой флотации

В процессе обжига происходит трансформация плотных решеток сульфидов в пористые оксидные, что обеспечивает большую проницаемость их для окисляющих и комплексообразующих компонентов растворов, а также, вероятно, твердофазная диффузия к поверхности новых кристаллических решеток микро- и наночастиц золота или его отдельных атомов. Таким образом, золото в хвостах свинцовой флотации после обжига становится более доступным для цианидного выщелачивания. В связи с наличием в огарке высокой доли пылевидной фракции огарок перед выщелачиванием золота необходимо окомковывать. Исследования по выщелачиванию золота из огарка проведены по классическому варианту и по варианту активационного скоростного выщелачивания. Исходные данные для окомкования обожженного хвоста свинцовой флотации представлены в табл. 2.

В процессе окомкования смесь тщательно перемешивалась и окомковывалась на сите с ячейей 2 мм с нахлороженным раствором цианида натрия с концентрацией 18 г/л до размера гранул $d=1,5$ мм. Полученные гранулы помещались в перколятор трубчатого типа диаметром $D=0,15$ м и сушились на воздухе в течение 5 сут. При этом выдерживалось отношение $D/d \leq 10$. Высота насыпного слоя составила порядка 0,7 м. Затем для моделирования классического варианта выщелачивания на трубу устанавливали капельницу объемом 50 мл и из нее ежедневно скапывали водный цианидный раствор в объеме 25 мл с концентрацией 0,5 г/л в течение 15 – 18 час.

Таблица 2

**Данные для окомкования огарка из обожженных хвостов свинцовой флотации
Новоширокинского рудника**

Способ кучного выщелачивания (КВ) золота	Навеска обожж. хвоста свинцов. флотации, %	Вес CaO на окомкован., %	Вес цемента на окомкован., %	Объем H ₂ O на окомкован., %	C (NaCN) при окомкован., г/л	Расход NaCN на выщелач. Au, кг/т	Орошение с (NaCN), г/л	Расход р-ра, м ³ /г.	Выстаивание окомкован. материала, сут
Классический	100	2	8	50	18	8	0,42	31	5
Скоростной активированный	100	2	8	50	18	8	1,4	7,6	5

В отличие от классического варианта орошение по экспериментальной схеме выщелачивания осуществлялось активированным раствором, при подготовке которого использовали электролиз раствора гидрокарбоната натрия с $C_{\text{NaHCO}_3} = 2$ г/л в течение 1 ч при плотности тока $I = 100$ А/м² и напряжении U 10 – 12В; ультрафиолетовое облучение раствора после электролиза в течение 10 мин; накислороживание активированных растворов до концентрации кислорода 36 – 39 мг/л. На рис. 5 представлена схема лабораторных испытаний выщелачивания хвостов флотации после обжига и окомкования с применением классического капельного орошения и активационного скоростного орошения электро-фотоактивированным раствором цианида натрия на карбонатной основе.



Рис. 5 – Схема выщелачивания хвостов флотации после обжига и окомкования с применением капельного орошения и активационного скоростного выщелачивания

Полученный активированный раствор (водно-газовую эмульсию) сливали на поверхность обработанных цианидным раствором гранул. При этом образовывался сплошной обводненный слой гранул. Раствор начинал сливаться уже через 45 – 50 мин после начала опыта. Такой интенсивный гидродинамический режим орошения при наличии в растворе реакционно-активных компонентов обеспечивает, с одной стороны, быстрый перевод золота из пленочной субфазы в субфазу «свободной» жидкости, с другой – существенное снижение эффекта переосаждения и «паразитарной» сорбции растворенного золота. Продукционные растворы отбирали ежедневно и проводили анализ на содержание золота, цианида натрия и измеряли рН. Слой гранул повторно орошали на следующий день. Величина рН исходного и продукционного растворов изменялась в пределах 10,5 – 11,5. Специально величину рН не регулировали. Концентрация цианида натрия в продукционных растворах за период исследований (8 – 10 сут) при капельном орошении увеличивалась с 0,3 до 0,4 г/л; при поршневом орошении, наоборот, снижалась от 4,5 до 0,1 г/л. Характер изменения концентрации золота в продукционных растворах в зависимости от продолжительности процесса представлен на рис. 6.

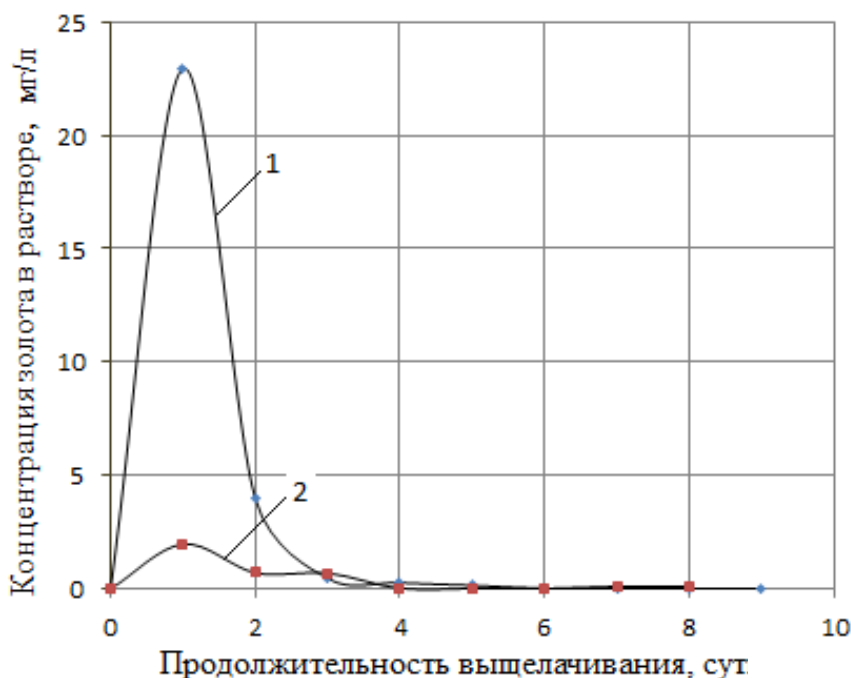


Рис. 6 – Изменения концентрации золота в продукционных растворах в зависимости от продолжительности при активационном скоростном (1) и при капельном (2) выщелачивании золота

Как видно из рис. 5, интенсивное выщелачивание золота при обоих вариантах выщелачивания заканчивается фактически через 5 – 6 сут. За это время при активационном скоростном выщелачивании степень извлечения золота из обожженного хвоста свинцовой флотации составила порядка 90 %, а при выщелачивании стандартным цианидным раствором при классическом инфильтрационном гидродинамическом режиме – 63 % (рис. 7).

После 4 – 5 сут концентрация золота в продукционных растворах становится порядка 0,1 мг/л и извлекать золото сорбцией на активированном угле становится неэффективно. По этой и другим причинам классический вариант кучного выщелачивания золота как для хвостов свинцовой флотации, так и для продукта обжига хвостов для производства оказывается неприемлемым из-за наличия большой доли труднодоступного упорного золота.

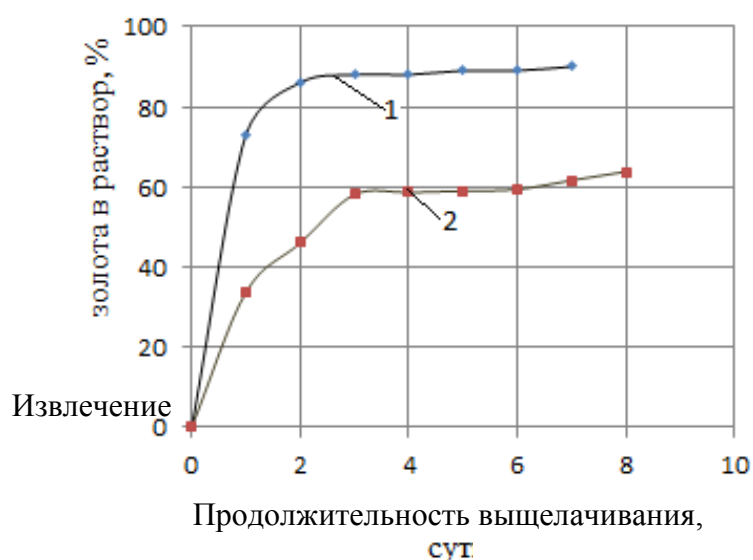


Рис. 7 – Зависимость степени извлечения золота от продолжительности из обожженного хвоста свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики по активационному скоростному (1) и классическому (2) цианидному кучному выщелачиванию золота

Полученные результаты исследования позволяют рекомендовать для переработки хвостов свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики следующую технологию. Перед обжигом хвосты флотации подвергаются сушке в кипящем слое. Далее проводят обжиг осушенных хвостов с последующим улавливанием сернистого газа и его очисткой от печных газов способом конденсации с получением товарного жидкого продукта. Термохимическую обработку хвостов свинцовой флотации предлагается проводить в стандартных обжиговых печах кипящего типа при температуре 550 – 650 °С. Теплота отходящих газов используется для сушки исходных хвостов. После охлаждения обожженные хвосты свинцовой флотации обрабатываются активированным в специальном электрофотохимическом реакторе раствором с последующим вводом в них цианида натрия и добавлением цемента и извести. Полученная смесь окомковывается в агломераторе. Окомкованная минеральная масса укладывается на подготовленную площадку, выдерживается 5 сут и орошается активированным в специальном электрофотохимическом реакторе раствором в поршневом режиме в течение 5 – 8 дней (до падения концентрации золота в продуктивном растворе до устанавливаемого расчетами уровня).

Заключение

Хвосты свинцовой флотации Новоширокинской обогатительной фабрики представлены в основной массе измельченным пиритом с незначительной примесью других сульфидов и кварцем (порядка 5 %). Этот промпродукт является ценным минеральным сырьем для извлечения из него золота. Несмотря на относительно простой состав хвоста свинцовой флотации, золото в нем находится внутри кристаллической решетки пирита и кварца, и по этой причине прямое цианидное выщелачивание золота из хвостов свинцовой флотации является неэффективным, что доказано на примере прямого цианидного выщелачивания золота активированными растворами. Обжиг хвостов свинцовой флотации сопровождается высокотемпературной вещественно-структурной трансформацией кристаллической решетки с переходом основной части пирита в гематит и вследствие термической диссоциации пирита при температурах в интервале 550 – 650 °С – в пирротин. Несмотря на перекристаллизацию пирита при обжиге хвостов свинцовой флотации, возможность эффективного выщелачивания золота (до приемлемого уровня 89 – 95 %), согласно исследованиям, реализуется лишь в случае использования активированных карбонатно-цианидных растворов в режиме скоростного выщелачивания.

Литература

1. Прохоров К.В. Проблемы извлечения ценных компонентов из нетрадиционного минерального сырья / К.В. Прохоров, Р.В. Богомяков // *Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: Труды конференции с участием иностранных ученых.* – 2010. – С. 209 - 213.
2. Али А.А. Геохимические особенности формирования Новоширокинского золотополиметаллического месторождения / А.А. Али, В.Ю. Прокофьев, С.Г. Кряжев // *Вестник Московского университета. Серия 4. Геология.* – 2014. – № 2. – С. 15 - 21.
3. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Т. 3., Кн. 1 / А.А. Абрамов. – М.: Горная книга, 2017. – 540 с.
4. Аксёнов А.В. Способ вскрытия тонковкрапленного золота из упорного сульфидного сырья на основе сверхтонкого измельчения и атмосферного окисления / А.В. Аксёнов, А.А. Васильев // *Перспективы развития, экологии и автоматизации химических, пищевых и металлургических производств: материалы научно-практической конференции.* - Иркутск: ИрГТУ, 2009. - С. 9 -11.
5. Аксёнов А.В. Сверхтонкое измельчение и атмосферное окисление как альтернативный способ вскрытия тонковкрапленного золота из упорного сульфидного сырья / А.В. Аксёнов, А.А. Васильев // *Инновационные процессы в технологиях комплексной переработки минерального и нетрадиционного сырья (Плаксинские чтения): материалы международного совещания.* Новосибирск, 5 - 10 октября. - Новосибирск, 2009. - С. 100 - 101.
6. Пат. 2350665, С22В 3/18, С22В 11/08. Способ кюветно-кучного выщелачивания металлов из минеральной массы / А.Г. Секисов, Ю.Н. Резник, Н.В. Зыков, Л.В. Шумилова, А.Ю. Лавров, Д.В. Манзырев, С.С. Климов, В.С. Королёв, Т.Г. Конарева; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Забайкальский горный колледж. – № 2007118333/03, заявл. 16.05.2007; опубл. 27.03.2009, Бюл. № 9.
7. Rasskazova A.V. Leaching of base gold-bearing ore with chloride-hypochlorite solutions / A.V. Rasskazova // *Proceedings of IMPC 2018 - 29th International Mineral Processing Congress, 15-21 September, 2018, Moscow, Russia, Young Scientists Reports, Paper-981.* - P. 4093 - 4098.
8. Bobadilla-Fazzini R. A. Primary Copper Sulfides Bioleaching vs. Chloride leaching: Advantages and Drawbacks / R. A. Bobadilla-Fazzini, A. G. Perez, V. Gautier, H. Jordan, P. Parada, // *Hydrometallurgy.* – 2017. – Vol. 168. – P. 26 - 31.
9. Breuer P.L. Leaching of gold and copper minerals in cyanide deficient copper solutions / P.L. Breuer, X. Dai, M.I. Jeffrey // *Hydrometallurgy.* – 2005. – Vol. 78. - № 3 – 4. – P. 156 – 165.
10. Alonso-González O. Copper removal from cyanide solutions by acidification / O. Alonso-González, F. Nava-Alonso, A. Uribe-Salas // *Mineral Engineering.* – 2009. – Vol. 22. – P. 324 – 329.
11. Alonso-González O. Copper cyanide removal by precipitation with quaternary ammonium salts / O. Alonso-González, F. Nava-Alonso, C. Jimenez-Velasco, A. Uribe-Salas // *Mineral Engineering.* – 2013. – Vol. 42. – P. 43 – 49.
12. Gonen N. Recovery of cyanide in gold leach waste solution by volatilization and absorption / N. Gonen, O.S. Kabasakal, G. Ozdil // *Journal of Hazardous Materials* – 2004. – Vol. 113. – P. 231 – 236.
13. Xie F. Recovery of copper cyanide from waste cyanide solution by LIX 7950 / F. Xie, D. Dreisinger // *Mineral Engineering.* – 2009. – Vol. 27. – P. 190 – 195.
14. Smith S. R. Elucidating the interfacial interactions of copper and ammonia with the sulfur passive layer during thiosulfate mediated gold leaching / S. R. Smith, Ch. Zhou, J.Y. Baron, Y. Choi, J. Lipkowski // *Electrochimica acta.* – 2016 – Vol. 210. – P. 925 - 934.



15. Bas A. D. Treatment of copper-rich gold ore by cyanide leaching, ammonia pretreatment and ammoniacal cyanide leaching / A. D. Bas, E. Koc, E. Y. Yazici, H. Deveci // Transactions of nonferrous metals society of China. – 2015. – Vol. 25, № 2. – P. 597-607.

16. Карапетьянц М.Х. Химическая термодинамика / М.Х. Карапетьянц. – М.: КД Либроком, 2013. – 584 с.