

КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ ПЕРВИЧНЫХ РУД РУБИНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

И.И. Босиков¹, Х.Х. Кожиев¹, И.В. Силаев², В.Ч. Ревазов¹

¹ Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет),

Владикавказ, PCO-Алания, Россия, e-mail: igor.boss.777@mail.ru

² Северо-Осетинский государственный университет им. К.Л. Хетагурова,
Владикавказ, PCO-Алания, Россия

Аннотация: В результате выполненных исследований, представляющих собой комплексную оценку технологических схем переработки серебряносодержащих первичных руд Рубинового месторождения, для скальной (первичной) руды представлено обоснование комбинированной гравитационно-флотационной схемы, позволяющей извлечь 91–93% меди и 86–90% серебра. Рекомендовано использование двух способов термической обработки для первичной руды с последующим цианированием: флотация основного сульфидного концентрата с последующим обжигом в кислородной среде и выщелачиванием полученного продукта; термическая обработка измельченной руды с дальнейшим цианированием. Для определения показателей переработки окисленной руды проведены промышленные испытания на Рубиковской золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) по угольно-сорбционной технологии, включающие: двухстадийное измельчение руды с классификацией сырья в гидроциклонах; сгущение измельченной руды; выщелачивание окисленной руды цианистыми растворами (предварительное цианирование; сорбционное выщелачивание с активированным углем); десорбцию-электролиз серебра с насыщенных углей; плавку катодных осадков с получением слитков серебра.

Ключевые слова: серебряносодержащие первичные руды, автоклавное выщелачивание, технологические схемы переработки, флотационные концентраты, кеки, пульпа, концентрат, амальгамация.

Для цитирования: Босиков И. И., Кожиев Х. Х., Силаев И. В., Ревазов В. Ч. Комплексная оценка технологических схем переработки серебряносодержащих первичных руд рубинового месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 5-1. – С. 36–49. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_51_0_36.

Integrated estimate of processing flowsheets for silver-bearing primary ore at Rubin deposit

I.I. Bosikov¹, Kh.Kh. Kozhiev¹, I.V. Silaev², V.Ch. Revazov¹

¹ North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University),
Vladikavkaz, Russia, e-mail: igor.boss.777@mail.ru

² K.L. Khetagurov North Ossetian State University, Vladikavkaz, Russia

Abstract: As a result of the accomplished research including the integrated estimate of processing flowsheets for silver-bearing primary ore at Rubin deposit, the mixed-type gravitational separation-and-flotation flowsheet is validated for primary ore, which allows copper recovery of 91–93% and silver recovery of 86–90%. It is advised to use two methods of thermal treatment with further cyanidation of ore: flotation of prime sulfide concentrate with subsequent calcination in oxygen medium; thermal treatment of milled ore with subsequent cyanidation. With a view to determining the oxidized ore processing performance, the full-scale tests were carried out at Rubin gold recovery plant using adsorption at coal, including: two-stage ore milling and classification in cyclones; milled ore thickening; oxidized ore leaching in cyanide solutions (preliminary cyanidation, adsorption from leach solution in activated coal), desorption–electrolysis of silver from pregnant coal, melting of cathode deposit with production of silver bullion.

Key words: silver-bearing primary ore, autoclave leaching, processing flowsheets, flotation concentrates, cakes, pulp, concentrate, amalgamation.

For citation: Bosikov I. I., Kozhiev Kh. Kh., Silaev I. V., Revazov V. Ch. Integrated estimate of processing flowsheets for silver-bearing primary ore at Rubin deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(5-1):36-49. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_51_0_36.

Введение

С момента разведки Рубинового месторождения различными специализированными научно-исследовательскими организациями были проведены многочисленные исследования, которые охватывают весь перечень технологических схем переработки серебросодержащих первичных руд: прямое цианирование измельченной руды; гравитационное обогащение с применением отсадочной машины и перечисткой черновых концентратов на концентрационном столе; центробежную концентрацию серебра в аппарате «Нельсон»; флотационное обогащение руды; комбинирование различных методов [1–4].

Характеристика руд

Серебро присутствует в трех минеральных формах: самородное серебро, в виде примеси в низкопробном золоте и в виде теллуридов. Довольно редко самородное серебро встречается в кварце в форме проволочковидно-дентритовид-

ных включений размером 0,01 – 0,05 мм. Наиболее широко распространенный серебросодержащий минеральной формой являются теллуриды: либо серебряные, либо медно-серебряные. Содержание серебра в теллуридах может достигать 60%. Зерна теллуридов размером 0,01 – 0,1 мм образуют вроски в теннантите или кварце. Встречаются сростания сильванита с самородным теллуrom.

Количественное определение серебра в керновых пробах меди проводилось с помощью пробирного анализа в Рубиновской лаборатории. Чувствительность пробирного анализа по определению серебра составляет в 2002–2007 гг. – 0,2 г/т и в 2010–2019 гг. – 0,01 г/т.

По месторождению исследовано на серебро 76% от общего числа проб по меди. Содержание серебра в пробах колеблется от 0,01 до 538,70 г/т. Характер распределения содержаний весьма невыдержанный, коэффициент вариации содержаний в окисленных рудах – 201,08%, в первичных – 203,87%. Количество

серебра в пробах не зависит от содержания в них меди, т.е. характеризуется отсутствием значимой корреляционной связи в отдельных пробах.

В окисленных рудах модальным интервалом для проб является класс содержаний — 4–16 г/т. Среднее арифметическое содержание серебра составляет 11,60 г/т при колебаниях от 0,01 до 330,00 г/т в пробе.

В первичных рудах модальным интервалом для проб является класс содержаний — 16–64 г/т. Среднее арифметическое содержание серебра составляет 46,10 г/т при колебаниях от 0,01 до 538,70 г/т.

Методы исследований

Для решения поставленной цели применялись следующие методы исследований: минералогический анализ, атомно-адсорбционный анализ, цианирование исходных руд, цианирование флотоконцентратов, автоклавное выщелачивание; исследования по атмосферному окислению; метод жидкостной экстракции;

амальгамация с последующим сорбционным цианированием [5–8].

Для извлечения меди и серебра из флотоконцентрата сначала необходимо окислить его, а далее с помощью процессов выщелачивания извлечь медь и серебро.

Проведение опыта по окислению флотоконцентрата

Измельченный до 95% флотоконцентрат подвергали окислению в титановом реакторе. Навеску концентрата смешивали с раствором серной кислоты (50–100 г/л) в соотношении Ж:Т = 3:1 и загружали в герметичную емкость. Пульпу в емкости нагревали при перемешивании до температуры 90±95 °С. По достижении заданной температуры через пульпу пропускали атмосферный воздух или кислород. За начало опыта принимался момент подачи атмосферного воздуха или кислорода [6, 7]. Далее окисленную пульпу фильтровали и промывали водой. После окисления для удаления образовавшейся элементарной

Таблица 1

Влияние продолжительности атмосферного окисления на показатели процесса
Influence of the duration of atmospheric oxidation on process indicators

№ п/п	τ, ч	γ кека, %	Концентрация в жидкой фазе, г/л					Содержание в кеке, %					Степень окисления сульфидов, %	ε Cu, %
			H ₂ SO ₄	Fe ³⁺	Fe ²⁺	As	Cu	S ²⁻	S _{ок}	S _{эл}	As	Cu		
Окисление кислородом														
5	2	93	117,6	3,9	3,4	0,5	3,0	13,1	0,0	0,2	1,1	2,8	12	25
6	4	91	123,5	2,1	3,8	0,6	2,9	12,6	0,1	0,2	1,0	2,2	17	40
7	8	88	132,0	1,8	5,5	0,7	4,9	11,8	0,2	0,3	0,9	1,1	25	72
8	16	85	144,7	1,8	6,7	0,7	6,1	9,9	0,2	0,3	0,8	0,4	39	90
Окисление воздухом														
9	2	96	101,1	3,2	1,0	1,1	2,2	14,0	0,0	0,2	0,8	2,5	3	31
10	4	92	105,8	2,6	1,8	1,9	3,9	13,4	0,0	0,4	0,6	1,9	11	48
11	8	88	110,0	2,7	2,7	2,9	4,8	12,9	0,1	0,6	0,4	1,2	18	70
12	16	84	115,5	2,2	3,4	3,7	6,0	10,3	0,0	0,4	0,2	0,5	37	89
Общие условия: t = 90 °С														

Таблица 2

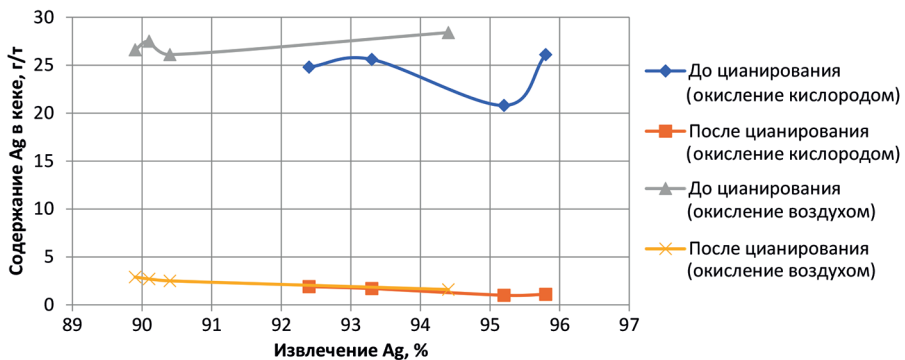
Цианирование кеков, полученных при разной продолжительности атмосферного окисления с продувкой кислородом и воздухом
Cyanidation of cakes obtained with different durations of atmospheric oxidation with oxygen and air purge

№ п/п	Содержание Ag в кеке, г/т		Извлечение Ag, %	Расход NaCN, кг/т
	до цианирования	после цианирования		
Окисление кислородом				
5	24,8	1,9	92,4	12,6
6	25,6	1,7	93,3	14,1
7	20,8	1,0	95,2	15,2
8	26,1	1,1	95,8	14,4
Окисление воздухом				
9	26,1	2,5	90,4	10,1
10	26,6	2,9	89,9	9,8
11	27,5	2,7	90,1	11,1
12	28,4	1,6	94,4	9,1

серы кеки подвергали горячей известковой обработке (ИО). А потом проводили цианирование кеков ИО при соотношении Ж:Т = 2:1, концентрации цианистого натрия — от 1 до 2 г/л.

Для исследования по атмосферному окислению (АО) использовали флотоконцентрат крупностью P98 = -0,020 мм, а при окислении кислородом и воздухом P98 = -0,071 мм.

В результате выяснилось, что степень окисления сульфидов после 12 ч АО составляет 36%, извлечение меди в раствор — 48%. А наибольшее извлечение серебра достигается при более продолжительном окислении с использованием технического кислорода и составляет 86%, что свидетельствуют о более эффективном протекании процесса при использовании в качестве окис-



Графическое изображение цианирование кеков, полученных при разной продолжительности атмосферного окисления с продувкой кислородом и воздухом

Graphical representation of cyanidation of cake obtained with different durations of atmospheric oxidation with oxygen and air purge

лителя кислорода в сравнении с воздухом. Причем для лучшего окисления более крупного флотоконцентрата необходимо использовать технический кислород, и при увеличении продолжительности окисления показатели только улучшаются [2, 3].

Для оценки влияния продолжительности окисления на показатели процесса окисления были исследованы на измельченном (P98 = -0,020 мм) концентрате с продувкой кислорода и воздуха (см. табл. 1). А результаты опытов по цианированию кеков представлены в табл. 2.

Исследования показали, что при АО наилучшие результаты по извлечению меди из раствора получаются при измельчении концентрата. А максимальное извлечение меди — 89–90% достигается при продолжительном окислении — за 16 ч выщелачивания.

В результате исследований построены зависимости, представленные на рисунке. Из графика видно, что извлечение серебра из кеков АО измельченных концентратов существенно не зависит от продолжительности АО, а значит, и степени окисления. Очевидно, решающим моментом по увеличению степени выщелачивания серебра цианированием является тонкое измельчение концентрата, а не его окисление.

При цианировании кеков АО после ИО извлечение серебра достигает 95–97%. Полученные данные свидетельствуют о достаточно высокой эффективности выбранного режима. Цианированием кеков АО при разных концентрациях цианида показано, что на извлечение серебра концентрация цианида не влияет, однако при ее увеличении с 1 до 2 г/л расход цианида увеличивается с 8 до 15,5 кг/т.

Также были проведены опыты при различных температурах. Сопоставительные опыты по окислению измельченного флотоконцентрата при температурах 90 и 105 °С, проведенные при давлении кислорода 0,3 МПа и продолжительности 2 ч, показывают, что при данных условиях увеличение температуры с 90 до 105 °С не оказывает влияния на показатели процесса окисления. Степень окисления сульфидов и извлечение меди в обоих опытах составили 35 и 39% соответственно. Извлечение серебра не зависит от температуры процесса окисления, и в среднем составило 84%.

При укрупненно-лабораторных испытаниях процесса окисления был принят следующий моделирующий фабричный режим: предварительное окисление концентрата в течение 8 ч с продувкой воздухом, последующее окисление с продув-

Таблица 3

Опыты по атмосферному окислению флотоконцентрата в режиме ЗИФ
Experiments on atmospheric oxidation of flotation concentrate in the ZIF mode

№	t, ч	Окисление	γ, %	Концентрация в растворе, г/л					Содержание в кеке, %					Степень окисления сульфидов, %	ε Cu, %
				H ₂ SO ₄	Fe ³⁺	Fe ²⁺	As	Cu	S ²⁻	S _{ок}	S _{эл}	As	Cu		
14	2	O ₂	95	102,6	2,0	1,4	0,5	1,8	12,2	0,1	0,2	0,8	2,1	16,0	40,2
	8	воздух	87	116,1	0,8	3,1	0,9	3,0	9,5	0,1	0,5	0,4	1,1	40,1	72,6
15	8	воздух	91	101,0	1,7	1,7	1,9	5,6	12,9	0,1	0,6	0,4	1,2	14,9	69,2
	2	O ₂	90	100,9	1,7	3,1	2,3	6,6	12,5	0,1	0,6	0,4	1,0	18,5	74,1
	8	воздух	83	115,8	2,2	3,4	3,7	10,7	10,3	0,2	0,4	0,2	0,5	38,1	88,8
Общие условия: t = 90 °С															

Таблица 4

Результаты известковой обработки кека атмосферным окислением
Results of lime treatment of cake by atmospheric oxidation

τ, ч	Загрузка CaO, кг/т	pH	Концентрация в жидкой фазе, г/л		Содержание в кеке, %				
			As	S	S _{общ}	S _{ок}	S _{эл}	S _{сул}	As
0	0	1,73	—	—	11,3	0,1	0,6	12,1	0,3
1	20	10,46	0,029	1445	12,4	0,1	0,1	12,4	0,2
2	40	10,48	0,02	2396	12,0	0,1	0,1	11,9	0,2
3	60	10,46	0,012	2848	12,1	0,1	0,1	11,9	0,2
4	80	10,43	<0,010	1886	11,5	0,1	0,1	11,4	0,2
5	100	10,47	<0,010	1824	11,5	0,2	0,1	11,3	0,2
6	120	10,43	<0,010	1580	11,5	0,2	0,1	11,1	0,2
7	140	10,31	<0,010	1638	10,1	0,1	0,1	9,1	0,2

кой кислородом в течение 2 ч и доокисление с продувкой воздухом в течение 8 ч (общая продолжительность 18 ч). Также для сравнения проведен опыт без предварительного окисления с общей продолжительностью 10 ч. Окисление проводили на измельченном (P98 = -0,020 мм) концентрате [2].

Результаты опытов по окислению флотоконцентрата в вышеописанных режимах представлены в табл. 3.

Исследованиями показано, что при окислении концентрата в режиме ЗИФ (предварительное окисление воздухом — окисление кислородом — доокисление воздухом) степень окисления сульфидов составляет около 40%, а извлечение меди в раствор достигает 88—89% [2].

Исследования по известковой обработке кеков АО

Исследования по известковой обработке проводили на кеке атмосферного окисления, полученном в процессе укрупненно-лабораторных испытаний. Результаты опытов представлены в табл. 4.

Из полученных результатов следует, что оптимальная загрузка известки соответствует 80 кг/т, соотношение Ж:Т = 4:1, температура процесса ИО 80—

90 °С. Выход флотоконцентрата после известковой обработки составил 110%.

Исследования по извлечению меди из растворов атмосферного окисления

Извлечение меди из растворов АО проводили методом химического осаждения в форме сульфида. В качестве реагента использовали сульфид натрия.

Проводили опыты по прямому осаждению меди (см. табл. 5) и осаждению с предварительной очисткой растворов от мышьяка и железа (см. табл. 6).

Для исследований использовали раствор, полученный в опыте (табл. 6). Очистку от ионов трехвалентного железа и мышьяка осуществляли внесением извести до pH = 3—3,5, после отделения железистого осадка из раствора осаждали медь добавлением Na₂S.

Извлечение меди в осадок составило 99%, при этом расход сульфида натрия — 85 г/л, что соответствует 200% от стехиометрического [7].

Основную долю медных осадков составляет медь (от 22,0 до 29,0%) и сера (от 27,59 до 28,90%). Примеси железа в осадках не превышают 2%. Примеси цинка находятся в пределах десятых долей

Таблица 5

Результаты прямого осаждения меди из растворов атмосферного окисления
Results of direct cop per precipitation from atmospheric oxidation solutions

№ п/п	Расход, Na ₂ S, г/л	Стехиометрический расход, Na ₂ S, %	Концентрация в растворе, мг/л			Выход осадка, г/л	Массовая доля в осадке, %				Извлечение, %			
			Cu	As	Fe		Cu	As	Fe	Zn	Cu	As	Fe	
0	0	0	11 380,0	3593	6400	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
1	34	80	6354,0	3090	6233	14,4	29,0	0,2	1,3	0,5	44,2	14,0	2,6	
2	64	150	2071,0	2507	6167	27,6	24,6	0,3	1,4	0,6	81,8	30,2	3,6	
3	85	200	2,5	1540	5867	38,3	22,0	0,4	1,9	0,6	99,9	57,1	8,3	

Таблица 6

Результаты осаждения меди из растворов атмосферного окисления после очистки от мышьяка и железа
Results of copper precipitation from atmospheric oxidation solutions after cleaning from arsenic and iron

№ п/п	Расход, Na ₂ S, г/л	Стехиометрический расход, Na ₂ S, %	Концентрация в растворе, г/л			Выход осадка, г/л	Массовая доля в осадке, %				Извлечение, %		
			Cu	Zn	Fe		Cu	As	Fe	Zn	Cu	Zn	Fe
4	8	60	1,82	1,00	1,83	3,2	53	0,09	1,5	0,6	48,0	0,0	0,0
5	13	100	1,12	1,00	1,83	5,6	54	0,07	1,3	0,5	68,0	0,0	0,0
6	20	150	0,92	0,99	1,73	8,1	51	0,06	1,5	0,3	73,7	1,0	5,5
7	26	200	0,05	0,65	1,68	11,1	50	0,06	1,7	0,6	98,6	35,0	8,2

процента 0,52 – 0,60%. Примеси мышьяка 0,17 – 0,37%.

В результате гидрометаллургических процессов извлечения серебра и меди образуются сточные воды, которые необходимо очищать [9].

Результаты исследований

По данным лаборатории «Рубигон» гравитацией на концентрационном столе получено извлечение серебра в концентрат на пробе 1 – 18,2%, на пробе 12 – 54,7% при его выходе 3,7 и 11% с содержанием 12,9 и 24,4 г/т соответственно, т.е. серебро плохо концентрируется, и концентраты характеризуются значительным выходом.

Флотационные опыты проводили как на хвостах гравитации, так и на исходных пробах руды крупностью 96 – 98% класса минус 0,074 мм с использовани-

ем в качестве собирателя бутилового ксантогената калия (БКК), вспенивателя – Т-80, активатора – медного купороса. Разработанная схема флотации включала основную, контрольную и две перечисленные операции концентрата основной флотации.

В результате выполненных исследований для скальной (первичной) руды была рекомендована комбинированная гравитационно-флотационная схема, позволяющая извлечь 91 – 93% меди и 86 – 90% серебра.

В 2018 г. были проведены лабораторные испытания технологической пробы различных типов руд весом 250 кг. Содержание полезных компонентов в пробе первичной сульфидной руды: серебра 13,8 г/т и меди 0,29%. Было установлено, что первичная сульфидная руда представляет собой высокоупорное сырье,

где 60% серебра присутствует в виде очень тонких включений в кристаллическую решетку пирита, теннантита и тетраэдрита, около 30% серебра присутствует в цианируемой форме и около 7% серебра связано с кварцем. Из первичных руд от 85 до 90% серебра извлекается флотацией в сульфидный концентрат. Содержание в концентрате серебра — 25–30 г/т, меди — 3,5–4,0%, серы — 40–45%, ртути — 20 г/т, висмута — 30 г/т, сурьмы — 0,7% и мышьяка — 1,4%, в хвостах флотации — серебро содержится в количестве 4,7 г/т.

Для обработки первичной руды рекомендовано использование двух способов термической обработки с последующим цианированием: флотация основного сульфидного концентрата с последующим обжигом в кислородной среде и выщелачиванием полученного продукта; термическая обработка измельченной руды с дальнейшим цианированием.

Исследования, проведенные в лаборатории «Рубигон» 2018 г., показали, что стадийная гравитация исходной руды на концентрате «Нельсон» с доводкой концентратов на концентрационном столе позволяет получить объединенный концентрат с выходом 9,7% от руды при извлечении серебра 24,8% с содержанием серебра 65,9 г/т.

Коллективная флотация по двухстадийной схеме обогащения с продолжительностью операций, мин: первая — 5, вторая — 25, промпродуктовая — 20, две перечистки по 4, и с расходом реагентов на 1 т руды, г: Na_2CO_3 — 1000 (рН — 8,8), диксантогенид — 190, Т-80 — 120, Na_2S — 200, ЖС — 300, позволяет извлечь, серебра 90–91; меди 78–80 при содержании серебра 45–50 г/т, меди 8–8,5%.

Реагентный режим селективной флотации (сочетание сульфата натрия и железного купороса в слабощелочных или слабокислых пульпах) оказался бо-

лее эффективным при флотации меди, представленной блеклой рудой [10–12].

Разработан следующий реагентный режим селективной флотации (на 1 т руды, г): FeSO_4 — 500, Na_2SO_3 — 650, БКК — 190, CuSO_4 — 19, CaO — 300, ЖС — 300, Т-80 — 100.

Введение в схему промпродуктовой флотации с направлением ее хвостов в отвал позволяет вывести из циркуляции по схеме 8–10% серицитового продукта (последний значительно ухудшает сгущаемость флотоконцентрата), при этом потери в извлечении серебра и меди повышаются на 1,4–1,6%.

При проведении полупромышленных испытаний использована разработанная в лабораторных условиях схема двухстадийной селективной флотации, несмотря на более высокие показатели по извлечению серебра по схеме коллективной флотации.

Показатели полупромышленных испытаний следующие: средний выход медного концентрата 2,6% при этом содержание меди 15,9% (извлечение меди 17,9%), содержание серебра 109 г/т (извлечение серебра 14,6%). Суммарный выход пиритного концентрата 21,1% при этом содержании серебра — 67,8 г/т (извлечение 67,1%), содержании меди — 8,7% (извлечение 78,4%). С хвостами флотации направляется в отвал серебра — 18,3%, меди — 3,7%.

Исследования, проведенные в лаборатории «Рубигон» в 2019 г., показали, что проба руды по содержанию серебра, меди отличалась от ранее исследованной, поэтому были проведены предварительные исследования в лабораторном масштабе для подтверждения показателей флотационного обогащения, заложенных в регламенте. Реагентный режим, крупность измельчения приняты по предыдущим исследованиям. Так как по результатам анализов содержание серебра и меди превышает проектное в четыре

Таблица 7

Результаты проведения опыта по уточнению режима флотации
The results of the experiment to clarify the flotation regime

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т			Извлечение, %		
		Ag	Cu	Zn	Ag	Cu	Zn
Концентрат 1	14,34	130,0	13,70	1,24	41,1	58,9	63,3
Концентрат 2	11,85	102,0	7,00	0,52	26,7	24,9	21,9
Концентрат 3	11,40	80,0	3,50	0,259	20,1	12,0	10,5
Итого: концентрат	37,59	106,0	8,50	0,72	87,9	95,8	95,7
Хвосты 1	48,65	7,41	0,204	0,018	7,9	2,9	3,1
Хвосты 2	13,76	13,8	0,32	0,024	4,2	1,3	1,2
Итого	100,00	45,3	3,34	0,28	100,0	100,0	100,0

раза, а серебра — в три раза (паспортные данные), были исключены 1 и 2 перечистки, чтобы по качественным показателям концентрат флотации максимально приблизить к проектному. Опыт проведен в открытом цикле [13–15].

Анализ результатов табл. 7 показывает, что по откорректированному режиму и схеме флотации получены показатели, приближенные к заложенным в регламенте.

Данная схема и реагентный режим флотации рекомендованы для наработки флотоконцентрата на полужавоцкой установке в лаборатории «Рубигон».

Исходная руда через бункер и вибрационный питатель поступала в мельницу МШР (шаровая, с разгрузкой через решетку). Выход мельницы через насос поступал в классификатор, пески кото-

рого возвращались в МШР. Слив классификатора крупностью 97–98% класса минус 0,071 мм направлялся на флотацию. Концентрат I флотации, концентрат промпродуктовой флотации и концентрат II флотации после перечистки являлись готовым продуктом. Хвосты II флотации и хвосты промпродуктовой флотации направлялись в отвал.

При проведении полупромышленных испытаний для флотационного обогащения использовались реагенты: кальцинированная сода (Na_2CO_3), собиратель — бутиловый ксантогенат калия (БКК), медный купорос (CuSO_4), сернистый натрий (Na_2S), вспениватель Т-92, жидкое стекло ($\text{Na}_2\text{SiO}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$). Расход реагентов и условия флотации представлены в табл. 8. Показатели обогащения приведены в табл. 9.

Таблица 8

Параметры флотационного обогащения
Parameters of flotation concentration

Наименование операций	Расход реагентов на 1 т руды, г	Продолжительность, мин
кальцинированная сода (Na_2CO_3) (в мельницу) 1000 г/т, рН 8,5–8,8		
Флотация I	БКК + CuSO_4 = 90+9; Т-92 – 60	5
Флотация II	Сернистый натрий – 200; БКК + CuSO_4 = 100+10; Т-92 – 40	20
Промпродуктовая флотация	Т-92 – 10	20
Перечистка I	Жидкое стекло ($\text{Na}_2\text{SiO}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$) – 100	5

Таблица 9

Показатели обогащения в период полупромышленных испытаний
Enrichment indicators during semi-industrial tests

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Содержание, г/т	Cu	Zn	Ag	Cu	Zn
Концентрат	45,4	92,0	6,85	0,585	88,5	93,7	88,5
Хвосты	54,6	9,9	0,38	0,063	11,5	6,3	11,5
Руда	100,0	47,2	3,32	0,30	100,0	100,0	100,0

В 2019–2021 гг. в лаборатории «Рубигон» проведены лабораторные исследования по флотационному обогащению исходной руды Рубинового месторождения, целью которых являлось определение оптимального технологического режима и влияния оборотной воды на процесс флотации [16–19].

В открытом цикле были выполнены опыты по действующей на ЗИФ технологической схеме для определения влияния на процесс флотации оборотной воды (концентрация NaCN – 0,11 г/л), также был проведен опыт на оборотной воде, обработанной железным купоросом. Время флотации определялось визуально по нагруженности пены и подтверждено в процессе проведения опыта по определению кинетики флотации.

В итоге проведенных исследований рекомендован реагентный режим флотации руды Рубинового месторождения:

- крупность питания I основной флотации – 80–82% класса –0,071 мм; II основной флотации – 95–97% класса –0,071 мм;
- продолжительность I основной флотации – 7 мин; II основной флотации – 10 мин; контрольной флотации – 6 мин, перечистой флотации – 3 мин;
- суммарный расход реагентов на 1 т руды: сернистый натрий – 400 г; кальцинированная сода – 1500 г; бутиловый ксантогенат калия – 60 г; вспениватель Т-92 – 60 г.

Извлечение, в зависимости от содержания серебра в руде от 1,0 до 10,25 г/т,

находится в пределах 63,0–91,4%. Наличие цианида в оборотной воде приводит к снижению извлечения серебра до 35–62%, в зависимости от содержания серебра в руде. Применение в оборотном водоснабжении вод, кондиционированных с железным купоросом, приводит к увеличению извлечения по сравнению с применением цианосодержащих вод, но при этом уровень извлечения флотацией на чистой воде не достигается и составляет 50,0–73,0%, в зависимости от содержания серебра в руде [20, 21]. Разбавление оборотных вод чистыми в соотношении 1:4 позволяет поднять извлечение на 7–14% по сравнению с применением кондиционированных железным купоросом вод.

Заключение

Для определения показателей переработки окисленной руды на Рубиковской ЗИФ проведены промышленные испытания по угольно-сорбционной технологии, включающие:

- двухстадиальное измельчение руды с классификацией сырья в гидроциклонах;
- сгущение измельченной руды;
- выщелачивание окисленной руды цианистыми растворами (предварительное цианирование);
- сорбционное выщелачивание с активированным углем);
- десорбцию-электролиз серебра с насыщенных углей;
- плавку катодных осадков с получением слитков серебра.

Проведенные промышленные испытания показали, что окисленные руды Рубиновского месторождения можно эффективно перерабатывать предлагаемой усовершенствованной технологией на существующей ЗИФ. Извлечение серебра 50,8%. Содержание в хвостах выщелачивания серебра — 1,9 г/т. Средний показатель сквозного извлечения серебра по технологии составил 83,7 и 49,0% соответственно. Извлечение меди низкое, и составляет не более 40%.

Наилучшие результаты по извлечению меди из раствора получаются при

измельчении концентрата. А максимальное извлечение меди — 89–90% достигается при продолжительном окислении за 16 ч выщелачивания. Причем лучшее окисление более крупного концентрата происходит при использовании технического кислорода. А сопоставительные опыты по окислению измельченного флотоконцентрата при температурах 90 и 105 °С проведены при давлении кислорода 0,3 МПа и продолжительности 2 ч. Они показали, что на степень окисления сульфидов и извлечение меди и серебра температура процесса окисления не влияет.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Nikoloski A. N., O'Malley G. P.* The acidic ferric sulfate leaching of primary copper sulfides under recycle solution conditions observed in heap leaching. Part 1. Effect of standard conditions // *Hydrometallurgy*. 2018, vol. 178, pp. 231–239. DOI: 10.1016/j.hydromet.2018.05.006.

2. *Mokmeli M., Torabi Parizi M.* Low-grade chalcopryrite ore, heap leaching or smelting recovery route? // *Hydrometallurgy*. 2022, vol. 211, article 105885. DOI: 10.1016/j.hydromet.2022.105885.

3. *Барабашева Е. Е., Пикатова М. В.* Методы переработки окисленных и первичных руд Кочковского золоторудного месторождения Забайкальского края // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2021. — № 3-2. — С. 110–117. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_32_0_110.

4. *Chetty D.* Acid-gangue interactions in heap leach operations: a review of the role of mineralogy for predicting ore behavior // *Minerals*. 2018, vol. 8, no. 2, article 47. DOI: 10.3390/min8020047.

5. *Босиков И. И., Клюев Р. В., Тавасиев В. Х., Летичевская Н. Н.* Комплексный анализ и оценка перспективных золоторудных зон с применением современных геофизических методов // *Геология и геофизика Юга России*. — 2021. — Т. 11. — № 4. — С. 94–108. DOI: 10.46698/VNC.2021.42.89.008.

6. *Sekisov A., Rasskazova A.* Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit // *Minerals*. 2021, vol. 11, no. 1, article 69. DOI: 10.3390/min11010069.

7. *Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Kirilchuk M. S., Vasyanov Y. A.* Stage-activation leaching of oxidized copper — gold ore: theory and technology // *Eurasian Mining*. 2020, no. 1, pp. 52–55. DOI: 10.17580/em.2020.01.10.

8. *Thomas M.* Understanding gangue acid consumption in copper sulfide heap leaching: Predicting the impact of carbonates, silicates and secondary precipitates // *Minerals Engineering*. 2021, vol. 171, article 107090. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107090.

9. *Куликова А. А., Хабарова Е. И., Сергеева Ю. А.* Перспективы использования баромембранных технологий в горном деле // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2021. — № 2. — С. 22–32. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-22-32.

10. *Yavari M., Ebrahimi S., Aghazadeh V., Ghashghaee M.* Intensified bioleaching of copper from chalcopryrite: decoupling and optimization of the chemical stage // *Iranian Journal of Che-*

mistry & Chemical Engineering-International English Edition. 2020, vol. 39, no. 5, pp. 343–352. DOI: 10.30492/IJCSCE.2019.35866.

11. Овсейчук В. А., Зозуля А. М. Совершенствование процесса блочного подземного выщелачивания в условиях Стрельцовского рудного поля // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3-1. – С. 26–33. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_31_0_26.

12. Голик В. И. Перспективное направление восстановления потенциала Садона (РСО-Алания) // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – № 1. – С. 68–75. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-1-68-75.

13. Рубцов Ю. И., Авдеев П. Б., Черкасов В. Г., Лавров А. Ю. Основные принципы скоростного активированного кучного выщелачивания золота // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3-1. – С. 88–98. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_31_0_88.

14. Wu J., Ahn J., Lee J. Comparative leaching study on conicalcrite and chalcopyrite under different leaching systems // Korean Journal of Metals and Materials. 2019, vol. 57, no. 4, pp. 245–250. DOI: 10.3365/KJMM.2019.57.4.245.

15. Seo S. Y., Choi W. S., Kim M. J., Tran T. Leaching of a Cu-Co ore from Congo using sulphuric acid hydrogen peroxide leachants // Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy. 2013, vol. 49, no. 1, pp. 1–7. DOI: 10.2298/JMMB120103035S.

16. Абен Е. Х., Рустемов С. Т., Бахмагамбетова Г. Б., Ахметханов Д. Повышение извлечения металла на основе активации выщелачивающего раствора // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 12. – С. 169–179. DOI: 10.25018/02361493-2019-12-0-169-179.

17. Рассказова А. В., Секисов А. Г., Бурдонов А. Е. Активационное выщелачивание упорных первичных руд Малмыжского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 1. – С. 130–141. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_130.

18. Голик В. И., Бурдзиева О. Г. К проблеме разработки потерянных руд Садона (РСО-Алания) // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – № 3. – С. 370–378. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-3-370-378.

19. Вялкова С. А., Моргоева А. Д., Гаврина О. А. Разработка гибридной модели прогнозирования потребления электрической энергии для горно-металлургического предприятия // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14. – № 3. – С. 486–493. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-3-486-493.

20. Ключев Р. В., Босиков И. И., Майер А. В. Комплексный анализ генетических особенностей минерального вещества и технологических свойств полезных компонентов Джеккаганского месторождения // Устойчивое развитие горных территорий. – 2019. – № 3. – С. 321–330. DOI: 10.21177/1998-4502-2019-11-3-321-330.

21. Босиков И. И., Ключев Р. В., Темиров К. В., Мазко А. И. Комплексная оценка параметров и закономерностей распределения благородных металлов, влияющих на их продуктивность // Геология и геофизика Юга России. – 2021. – Т. 11. – № 3. – С. 115–128. DOI: 10.46698/VNC.2021.99.14.010. **ГИАБ**

REFERENCES

1. Nikoloski A. N., O'Malley G. P. The acidic ferric sulfate leaching of primary copper sulfides under recycle solution conditions observed in heap leaching. Part 1. Effect of standard conditions. *Hydrometallurgy*. 2018, vol. 178, pp. 231–239. DOI: 10.1016/j.hydromet.2018.05.006.

2. Mokmeli M., Torabi Parizi M. Low-grade chalcopyrite ore, heap leaching or smelting recovery route? *Hydrometallurgy*. 2022, vol. 211, article 105885. DOI: 10.1016/j.hydromet.2022.105885.

3. Barabasheva E. E., Pikatova M. V. Methods for processing oxidized and primary ores of the Kochkovskoe gold deposit in the Transbaikal territory. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 3-2, pp. 110 – 117. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_32_0_110.
4. Chetty D. Acid-gangue interactions in heap leach operations: a review of the role of mineralogy for predicting ore behavior. *Minerals*. 2018, vol. 8, no. 2, article 47. DOI: 10.3390/min8020047.
5. Bosikov I. I., Klyuev R. V., Tavasiev V. Kh., Letichevskaya N. N. Comprehensive analysis and assessment of prospective gold-ore zones using modern geophysical methods. *Geology and Geophysics of Russian South*. 2021, vol. 11, no. 4, pp. 94 – 108. [In Russ]. DOI: 10.46698/VNC.2021.42.89.008.
6. Sekisov A., Rasskazova A. Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit. *Minerals*. 2021, vol. 11, no. 1, article 69. DOI: 10.3390/min11010069.
7. Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Kirilchuk M. S., Vasyanov Y. A. Stage-activation leaching of oxidized copper – gold ore: theory and technology. *Eurasian Mining*. 2020, no. 1, pp. 52 – 55. DOI: 10.17580/em.2020.01.10.
8. Thomas M. Understanding gangue acid consumption in copper sulfide heap leaching: Predicting the impact of carbonates, silicates and secondary precipitates. *Minerals Engineering*. 2021, vol. 171, article 107090. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107090.
9. Kulikova A. A., Khabarova E. I., Sergeeva Yu. A. Prospects for pressure-driven membrane technologies in mining. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 2, pp. 22 – 32. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-22-32.
10. Yavari M., Ebrahimi S., Aghazadeh V., Ghashghaee M. Intensified bioleaching of copper from chalcopyrite: decoupling and optimization of the chemical stage. *Iranian Journal of Chemistry & Chemical Engineering-International English Edition*. 2020, vol. 39, no. 5, pp. 343 – 352. DOI: 10.30492/IJCC.2019.35866.
11. Ovseychuk V. A., Zozulia A. M. Improvement of in-situ leaching: a case-study of the Streltsovo ore field. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 3-1, pp. 26 – 33. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_31_0_26.
12. Golik V. I. Promising direction of Sadon's potential recovery (RNO-Alania). *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022, vol. 14, no. 1, pp. 68 – 75. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-1-68-75.
13. Rubtsov Yu. I., Avdeev P. A., Cherkasov V. G., Lavrov A. Yu. Basic principles of high-speed activated heap gold leaching. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 3-1, pp. 88 – 98. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2_021_31_0_88.
14. Wu J., Ahn J., Lee J. Comparative leaching study on conicalcrite and chalcopyrite under different leaching systems. *Korean Journal of Metals and Materials*. 2019, vol. 57, no. 4, pp. 245 – 250. DOI: 10.3365/KJMM.2019.57.4.245.
15. Seo S. Y., Choi W. S., Kim M. J., Tran T. Leaching of a Cu-Co ore from Congo using sulphuric acid hydrogen peroxide leachants. *Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy*. 2013, vol. 49, no. 1, pp. 1 – 7. DOI: 10.2298/JMMB120103035S.
16. Aben E. Kh., Rustemov S. T., Bakhmagambetova G. B., Akhmetkhanov D. Enhancement of metal recovery by activation of leaching solution. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019, no. 12, pp. 169 – 179. [In Russ]. DOI: 10.25018/02361493-2019-12-0-169-179.
17. Rasskazova A. V., Sekisov A. G., Burdonov A. E. Activation leaching of difficult primary ore at Malmyzh deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, no. 1, pp. 130 – 141. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_130.
18. Golik V. I., Burdzieva O. G. The problem of the lost Sadon ores development (RNO-Alania). *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022, vol. 14, no. 3, pp. 370 – 378. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-3-370-378.

19. Vyalkova S. A., Morgoeva A. D., Gavrina O. A. Development of a hybrid model for predicting the consumption of electrical energy for a mining and metallurgical enterprise. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022, vol. 14, no. 3, pp. 486–493. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-3-486-493.

20. Klyuev R. V., Bosikov I. I., Mayer A. V. Complex analysis of genetic features of mineral substance and technological properties of useful components of Dzhezkazgan deposit. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2019, no. 3, pp. 321–330. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2019-11-3-321-330.

21. Bosikov I. I., Klyuev R. V., Temirov K. V., Mazko A. I. Comprehensive assessment of parameters and regularities of the distribution of precious metals affecting their productivity. *Geology and Geophysics of Russian South*. 2021, vol. 11, no. 3, pp. 115–128. [In Russ]. DOI: 10.46698/VNC.2021.99.14.010.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Босиков Игорь Иванович*¹ — канд. техн. наук,
доцент, зав. кафедрой,

e-mail: igor.boss.777@mail.ru,

*Кожиев Хамби Хадзимурзович*¹ — д-р техн. наук,
доцент, профессор,

e-mail: kluev-roman@rambler.ru,

Силаев Иван Вадимович — канд. техн. наук,
доцент, зав. кафедрой,

Северо-Осетинский государственный университет
им. К.Л. Хетагурова,

*Ревазов Владимир Черменович*¹ — канд. пед. наук,
доцент,

¹ Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет).

Для контактов: Босиков И.И., e-mail: igor.boss.777@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*I.I. Bosikov*¹, Cand. Sci. (Eng.),
Assistant Professor, Head of Chair,

e-mail: igor.boss.777@mail.ru,

*Kh.Kh. Kozhiev*¹, Dr. Sci. (Eng.),

Assistant Professor, Professor,

e-mail: kluev-roman@rambler.ru,

I.V. Silaev, Cand. Sci. (Eng.),

Assistant Professor, Head of Chair,

K.L. Khetagurov North Ossetian
State University, 362025, Vladikavkaz, Russia,

*V.Ch. Revazov*¹, Cand. Sci. (Pedagogy),

Assistant Professor,

¹ North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy
(State Technological University),

362021, Vladikavkaz, Russia.

Corresponding author: I.I. Bosikov, e-mail: igor.boss.777@mail.ru.

Получена редакцией 17.01.2023; получена после рецензии 28.02.2023; принята к печати 10.04.2023.

Received by the editors 17.01.2023; received after the review 28.02.2023; accepted for printing 10.04.2023.