

О.Е. Горлова, И.В. Шадрюнова, О.М. Синянская

РАЗРАБОТКА КОМБИНИРОВАННОЙ ФЛОТАЦИОННО-ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ НЕКИСЛОТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛОВ ЗАБАЛАНСОВЫХ МЕДНЫХ РУД

Аннотация. Рассмотрена возможность восполнения минерально-сырьевой базы меди за счет вовлечения в переработку ранее не используемых ресурсов отвалов забалансовых некондиционных руд медных месторождений и необходимости разработки для этого новых инновационных технологий. На основании особенностей вещественного состава материала отвала медного месторождения Таскора Жаман-Айбатского рудного поля Республики Казахстан, в котором рудная минерализация представлена на 53% сульфидными медными минералами и на 47% окисленными, а в составе породообразующих минералов велика доля карбонатов (22,6% доломита и 4,9% кальцита), обоснована необходимость разработки комбинированной флотационно-гидрометаллургической некислотной технологии переработки отвала. Представлены результаты изучения обогатимости материала отвала флотационным и гидрометаллургическим методами. Показано, что извлечение меди в концентрат при обогащении только по флотационной схеме не превышает 44—45%. Установлены параметры комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвала с использованием выщелачивания окисленных минералов меди сульфатом аммония в процессе измельчения руды и последующей флотацией сульфидных минералов. Суммарное извлечение меди в медные продукты — флотационный медный концентрат и продуктивный раствор для его последующей переработки до катодной меди в этом случае превышает 84%. Переработка отвала месторождения Таскора по комбинированной схеме обеспечит получение товарных востребованных продуктов, высокую полноту извлечения запасов меди из техногенного минерального образования, экологическую безопасность при использовании некислотного аммиачного выщелачивающего реагента.

Ключевые слова: отвал, переработка, сульфидные медные минералы, окисленные медные минералы, флотация, выщелачивание, комбинированная схема.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-0-151-167

Введение

Существенное истощение минерально-сырьевой базы, сокращение балансовых запасов руд, невозможность погашения запасов и одновременно нахождение значительных запасов металлов в техногенных минеральных образованиях являются характерными тенденциями для многих горнодобывающих предприятий цветной металлургии. В медной отрасли Республики Казахстан развитие

рудной базы связывается не только с освоением новых месторождений, но и с вовлечением в эксплуатацию ранее неперерабатываемых отвалов некондиционных руд, вскрышных минерализованных пород, потерянных запасов в недрах месторождений, хвостов обогащения, шлаков металлургического производства и т.п. [1—4]. Мировой спрос на рафинированную медь, несмотря на колебание цен на LME, непрерывно растет и в

2017 г. составил 24,4 млн т (по данным UBS Global Recherche), что указывает на целесообразность вложения средств в развитие медной отрасли.

На большинстве меднорудных месторождений имеются отвалы, в которых в больших объемах заскладированы минерализованные породы верхних горизонтов открытых рудников и проходческих работ подземных рудников, совместно или отдельно с некондиционными забалансовыми сульфидными, труднообогатимыми окисленными и смешанными рудами. Трудности обогащения материала отвалов связаны с их сложным, многообразным и крайне непостоянным минеральным составом; различной степенью окисленности рудной минерализации; тонкой структурой; значительной каолинизацией и серитизацией вмещающих пород; большим содержанием охристоглинистых шламов и растворимых солей; отличающимися флотационными свойствами различных минералов меди [5].

На практике окисленные и смешанные медные руды, которые содержатся в верхних горизонтах практически всех месторождений меди и на начальных этапах разработки складированы в отвалы, могут перерабатываться флотацией, выщелачиванием, по комбинированным схемам, сочетающим методы металлургии и обогащения [5]. Известные способы переработки упорных окисленных [6] и смешанных медных руд, содержащих окисленные медные минералы и различные формы сульфидных минералов меди [5, 7–8], в основном базируются на выщелачивании окисленных медных минералов серной кислотой. Дофлотация сульфидных минералов (или совместно сульфидных минералов и цементной меди) производится из кеков выщелачивания или, напротив, из хвостов флотации сульфидных минералов окисленная медь выщелачивается серной кислотой. Флотацию проводят с использованием не-

скольких из следующих собирателей: ксантогенат, диэтилдитиокарбамат натрия, дитиофосфат натрия, аэрофлот, сосновое масло [8]. Извлечение меди из медьсодержащего раствора проводят методом жидкостной экстракции и электролизом. Для бедного некондиционного медьсодержащего сырья повсеместное распространение в мировой практике получили геотехнологические способы с кислотным выщелачиванием меди из отвалов или куч и переработкой продуктивных растворов жидкостной экстракцией и электролизом (технология SX/EW) [9–12].

В Казахстане технология отвального и кучного выщелачивания с переработкой растворов по схеме SX/EW в медно-рудной промышленности находится в стадии становления и развития и может быть широко востребована в ближайшие годы на многих объектах для переработки окисленных, забалансовых руд и на накопленных отвалах существующих рудников [3, 13–16]. Необходима технологическая готовность производителей меди к эффективному освоению нетрадиционных видов медьсодержащего сырья и внедрению новых инновационных процессов, комбинированных схем получения меди из такого сырья.

Задачи исследования

На предприятиях Жезказганского региона значительное количество бедных сульфидных руд, труднообогатимых смешанных и окисленных руд заскладировано в отвалах вскрышных пород и пород от проходки подземных горных выработок (свыше 2 млрд т), поэтому переработка этого медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в производство традиционными способами, является первым этапом расширения минерально-сырьевой базы регионообразующего предприятия в связи с количественным и качественным истощением запасов

действующих рудников [17]. Перспективным объектом для переработки является отвал попутно добытых как породы вскрыши и заскладированных в отдельный отвал окисленных руд медного месторождения Таскора Жаман-Айбатского рудного поля. В отвале находится порядка 2 млн т окисленных руд с запасами меди 20 тыс. т и 15,2 т серебра.

Переработка отвала только по флотационной или только по гидрометаллургической схеме не обеспечивает приемлемых показателей извлечения меди ввиду минералогического нахождения ее в руде как в окисленной, так и в сульфидной формах. Разработанная ранее комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология с агитационным сернокислотным выщелачиванием хвостов флотации характеризуется большим удельным расходом серной кислоты (свыше 200 кг/т исходной руды), обусловленным повышенным содержанием карбонатов, и в целом высокой материалоемкостью производства ввиду высоких капитальных затрат и эксплуатационных расходов на гидрометаллургический передел. Отвал является неблагоприятным объектом и для кучного сернокислотного выщелачивания, несмотря на относительно высокое содержание меди (~1%). Был установлен высокий абсолютный и удельный расход кислоты (до 225 кг/т руды и 21,4 кг/кг извлеченной меди) из-за наличия в руде значительного количества кальцита и доломита, обладающих высокой химической активностью к взаимодействию с серной кислотой. Неудовлетворительные перколяционные свойства руды при кучном выщелачивании предопределены высоким содержанием мелких классов в исходной руде (свыше 50% класса минус 5 мм) и коагулирующим действием сульфата кальция как результата взаимодействия фильтрующихся сернокислотных растворов с карбонатами.

Для смешанных медных руд с отвала Таскора необходимо установление оптимальных параметров перевода окисленных минералов меди в раствор, а сульфидных минералов во флотоконцентрат, и разработка на этой основе инновационной комбинированной неокислотной технологии их переработки с максимальным извлечением различных минеральных форм меди в целевые продукты.

Объекты и методы исследований

Исследования выполнялись на пробе, отобранной на отвале забалансовых руд месторождения Таскора, с содержанием меди 0,96%, серебра 10,0 г/т. По результатам фазового анализа рудная минерализация представлена медными минералами зоны вторичного сульфидного обогащения — халькозином, ковелином, борнитом (47% относит.), медью сульфидной первичной, связанной с халькопиритом (6%), а также в значительных количествах вторичными гипергенными фазами — карбонатами (малахит, азурит) (35%), оксидами и силикатами (12%) меди [18–19]. По соотношению сульфидных и окисленных минералов данная руда относится к смешанному типу. Материал отвала также характеризуется неблагоприятным составом породобразующих минералов и присутствием в значительных количествах доломита (22,6% по результатам рентгеноструктурного анализа), кальцита (4,9%), гипса (8,8%).

Рентгеноструктурный анализ пробы выполнялся на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER. Химический анализ пробы выполнен методом количественного химического анализа по МВИ НСАМ 372-Ф (минеральный состав фаз меди), элементный анализ — методом атомно-эмиссионного спектрального анализа на спектрометре ISP-OES Agilent 725.

Руда измельчалась в лабораторной шаровой мельнице «Механобр» объемом

1 дм³ при соотношении Ж:Т:Ш = 1:1:7. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах типа «Механобр» с объемом камер 3,0; 1,0; 0,5 и 0,3 дм³. Тесты по выщелачиванию проводились на пробах крупностью 84% класса менее 0,071 мм. Соотношение Ж:Т в процессе выщелачивания поддерживалось 3:1. По окончании выщелачивания пульпа отфильтровывалась, замерялся объем раствора выщелачивания и определялось содержание меди в нем. Твердые остатки от выщелачивания промывались, высушивались и химическим анализом определялось содержание меди в кеке.

Таблица 1

Результаты определения оптимального реагентного режима флотации
The results of determining the optimum reagent flotation mode

№	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов
1	Концентрат флотации	23,81	1,78	44,20	pH – 9,0 KS – 50 г/т МИБК – 30 г/т
	Хвосты отвальные	76,19	0,70	55,80	
	Исходная руда	100,00	0,96	100	
2	Концентрат флотации	12,32	4,39	56,33	pH – 9,0 KS – 60 г/т МИБК – 30 г/т
	Хвосты отвальные	87,68	0,48	43,67	
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	
3	Концентрат флотации	9,74	4,33	43,99	pH – 9,0 KS – 70 г/т МИБК – 30 г/т
	Хвосты отвальные	90,26	0,59	56,01	
	Исходная руда	100,00	0,96	100,0	
4	Концентрат флотации	16,17	3,10	52,24	pH – 9,0 KS – 80 г/т МИБК – 30 г/т
	Хвосты отвальные	83,83	0,55	47,76	
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	
5	Концентрат флотации	10,65	4,51	49,89	pH – 9,0 KS – 60 г/т МИБК – 10 г/т
	Хвосты отвальные	89,36	0,54	50,11	
	Исходная руда	100,00	0,96	100	
6	Концентрат флотации	11,00	4,4	50,64	pH – 9,0 KS – 60 г/т МИБК – 20 г/т
	Хвосты отвальные	89,00	0,53	49,36	
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	
7	Концентрат флотации	17,50	3,10	56,81	pH – 9,0 KS – 60 г/т МИБК – 40 г/т
	Хвосты отвальные	82,50	0,5	43,19	
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	

Результаты исследования и их обсуждение

Для установления оптимальной тонины помола руда измельчалась в течение 3, 4, 5, 10 мин и флотировалась с использованием реагентного режима для сульфидных руд: ксантогенат бутиловый – 60 г/т; МИБК (метилизобутилкарбинол) – 30 г/т; pH – 8,9. Время флотации во всех опытах составляло 10 мин. При флотации измельченной до крупности 87% класса менее 0,071 мм руды получено наибольшее в серии извлечение меди в концентрат 56,32% при содержании меди 4,39%. Время измельчения при этом составляло 4 мин.

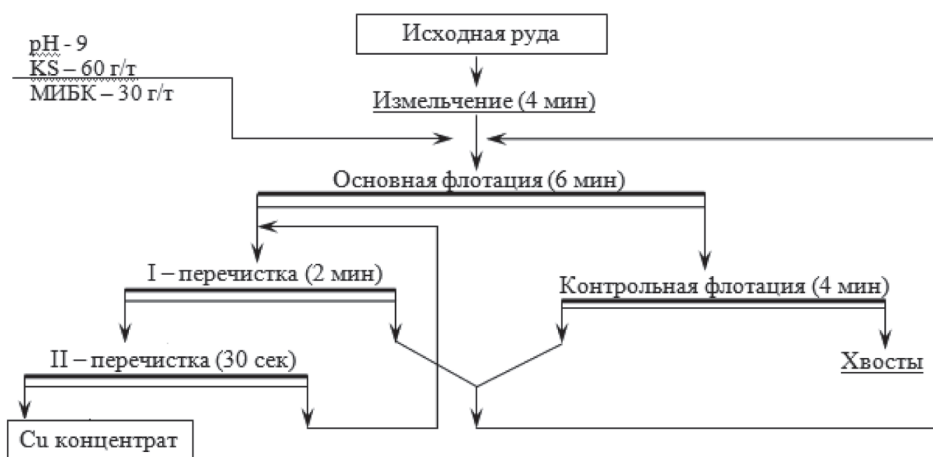


Рис. 1. Схема проведения флотационных опытов в замкнутом цикле
 Fig. Scheme of flotation experiments in a true-circle processing cycle

Оптимальной тониной помола забалансовой руды является 85–87% класса менее 0,071 мм.

Результаты флотации материала отвала при различных расходах собирателя и пенообразователя приведены в табл. 1. Максимальное извлечение меди в концентрат 56,81% было получено при расходе бутилового ксантогената 60 г/т, пенообразователя МИБК 40 г/т и pH флотационной пульпы 9. При расходе пенообразователя 30 г/т извлечение меди в концентрат отличалось незначительно (56,33%), при этом качество концентрата было значительно выше — 4,39% против 3,10%. В дальнейших флотационных опытах был принят реагентный режим: ксантогенат бутиловый — 60 г/т; МИБК — 30 г/т; pH = 9.

Были проведены схемные опыты в открытом цикле флотации, включающие в себя основную флотацию, две перечистки концентрата основной флотации и контрольную флотацию хвостов. Получаемый медный концентрат характеризуется достаточно высоким качеством — 32,14% при небольшом его выходе 1,35%. Извлечение меди в концентрат составляло только 45,2%, в промпродукты перечистных операций и контрольной флотации

переходило 10,14% меди и с отвальными хвостами терялось 44,66% меди. Это позволяет предположить, что при данном реагентном режиме флотировались богатые по меди вторичные минералы и халькопирит, то есть сульфидная часть руды, а окисленные минералы меди при этом не флотировались и преимущественно оставались в хвостах флотации.

Схема опытов в замкнутом цикле флотации приведена на рис. 1. В замкнутых опытах получено извлечение меди в концентрат 44,49 % при качестве медного концентрата 27,94 % и выходе его только 1,47%. Соответственно в хвосты отвальные переходило 55,51% меди при высоком выходе хвостов 98,53% и содержании меди в хвостах 0,52%.

Таким образом, при флотационном обогащении материала отвала Таскора возможно получение кондиционного медного концентрата с содержанием меди 28–32%. При этом извлечение меди в концентрат не превышает 44–45%, то есть половина меди в виде окисленных минералов будет теряться с хвостами флотации.

В мировой практике, как было показано ранее, для переработки смешанных медных руд были разработаны

различные варианты комбинирования флотации с гидро- и пирометаллургическими процессами. Извлечение медных минералов в раствор при выщелачивании из руды перед флотацией или из хвостов флотации основано на том, что основные окисленные минералы меди хорошо растворяются в растворах серной кислоты [5]. Но при высоком содержании в руде кислоторастворимых порообразующих минералов (хлорит, карбонаты) наиболее простой способ сернокислотного выщелачивания становится неприемлемым по технико-экономическим показателям и необходимо изыскивать другие способы перевода минералов меди в раствор.

Для извлечения меди из окисленных и смешанных руд с карбонатной породой и из руд, содержащих самородную медь и незначительное количество связанной меди, применяют аммиачно-карбонатное и аммиачно-сульфатное выщелачивание. Выщелачиванию подвергается или исходная измельченная руда с последующей флотацией сульфидов из остатка выщелачивания, или хвосты сульфидной флотации [20]. Аммиачное выщелачивание характеризуется низкой

агрессивностью и высокой избирательностью по отношению к железу и другим компонентам пустой породы, аммиак может быть регенерирован, что делает этот способ предпочтительнее для создания высокоэффективной технологии [21–25]. Автоклавному аммиачному выщелачиванию подвергаются, как правило, продукты обогащения, например, сульфидные медные концентраты (процесс «Анаконда Арбитер») [25], или продукты обогащения медистых песчаников, не прошедшие полное металлургическое обогащение, как показано в работе [26].

Исследована возможность выщелачивания окисленных медных минералов при введении выщелачивающего аммиачного реагента непосредственно в процесс измельчения материала отвала Таскора. Первоначально проведено тестирование выщелачивания пробы сульфатом аммония $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$. Расход сульфата аммония изменялся от 10 до 60% масс., время выщелачивания — от 4 до 48 ч. При концентрации сульфата аммония в водной фазе — 350–400 г/дм³ и времени выщелачивания — 4–6 ч в раствор переходило 29–34% меди, кон-

Таблица 2

Результаты выщелачивания меди сульфатом аммония
Results of copper leaching with ammonium sulfate

Концентрация сульфата аммония, % масс.	Масса навески, г	Содержание Cu в руде, %	Количество меди в навеске, г	Объем продуктивного раствора, мл	Концентрация Cu в продуктивном растворе, г/л	Количество меди в растворе, г	Масса кека, г	Содержание Cu в кеке, %	Количество меди в кеке, г	Извлечение Cu в растворе, %
Время контакта — 4 ч										
10	50	0,96	0,48	220	не обнаруж.	0	47,3	0,839	0,45	6,3
20	50	0,96	0,48	228	0,16	0,04	47,3	0,745	0,44	8,3
40	50	0,96	0,48	260	0,38	0,1	47,0	0,601	0,34	29,2
60	50	0,96	0,48	270	0,33	0,09	48,6	0,590	0,33	31,2
Время контакта — 6 ч										
40	40	0,96	0,38	215	0,27	0,06	38,7	0,640	0,25	34,2
60	50	0,96	0,48	225	0,60	0,14	48,7	0,620	0,30	37,5

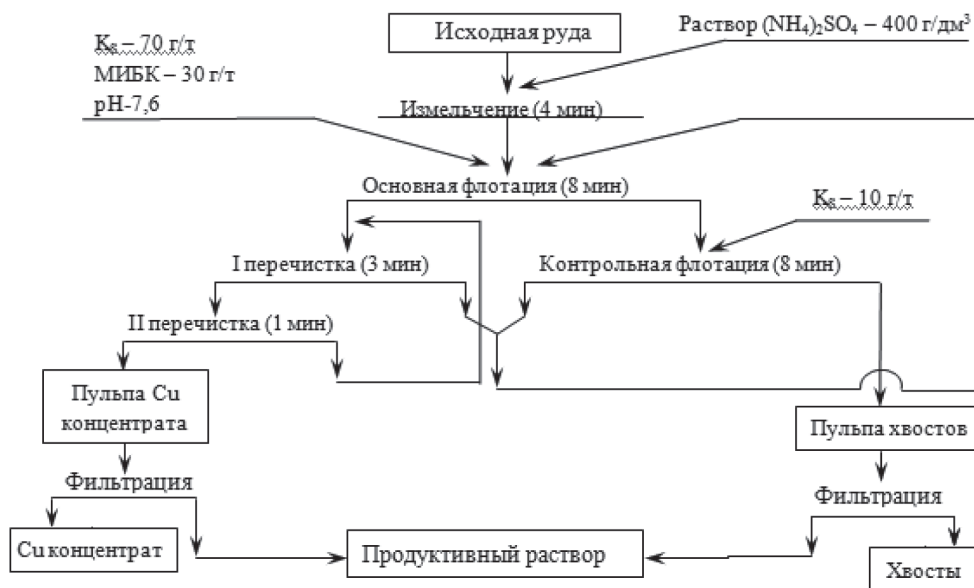


Рис. 2. Схема проведения тестов в замкнутом цикле флотации с получением кондиционного медного концентрата и продуктивного раствора

Fig. 2. Scheme of testing in a closed flotation cycle to obtain a conditional copper concentrate and a pregnant solution

центрация меди в растворе после выщелачивания составляла 0,27–0,38 г/дм³ (табл. 2).

Схема опытов в замкнутом цикле флотации с получением кондиционного медного концентрата и одновременным выщелачиванием окисленных медных минералов сульфатом аммония в процессе измельчения руды приведена на рис. 2, результаты схемных опытов – в табл. 3.

Таким образом, при введении сульфата аммония в процесс измельчения забалансовой смешанной руды из отва-

ла наблюдается выщелачивание окисленных медных минералов с переходом меди в водорастворимые медно-аммиачные комплексные соединения. Последующее флотационное обогащение измельченной пульпы позволяет достаточно полно извлечь сульфидные медные минералы в кондиционный медный концентрат с содержанием меди 29,9% при извлечении 46,41 %. Отделение жидкой фазы от всех продуктов флотации позволяет получить продуктивный раствор с содержанием меди 0,9 г/дм³ и тем

Таблица 3

Результаты схемных опытов по получению кондиционного медного концентрата в замкнутом цикле флотации

The results of circuit experiments to obtain saleable copper concentrate in a closed flotation cycle

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Cu, %	Ag, г/т	Cu	Ag
Концентрат	1,49	29,9	470,1	46,41	62,05
Хвосты отвальные	98,51	0,15	3,84	15,83	37,95
Продуктивный раствор	7250 мл	0,9 г/л	–	37,76	0,0
Исходная руда	100,00	0,96	10,0	100,00	100,00

самым извлечь в жидкую фазу 37,76% меди. Суммарное извлечение меди в медные продукты по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме переработки таким образом составило 84,17%.

Последующая переработка продуктивного раствора ионообменными методами (либо экстракцией) и электролизом с возвратом жидкой фазы в процесс измельчения и флотации обеспечит получение второго медного продукта — катодной меди.

Заключение

Переработка отвалов бедных, забалансовых, некондиционных руд, имеющих на большинстве меднорудных месторождений, становится актуальной как по причине истощения традиционной минерально-сырьевой базы меди в промышленно развитых районах и потребностью поддержания выбывающих мощностей производства, так и в связи с необходимостью решения экологических проблем и снижения негативного влияния на окружающую среду. Рудная минерализация в отвалах представлена в различной степени окисленными минералами меди, которые имеют различную

флотационную способность, различную растворимость в основных растворителях, что всегда предопределяет трудную обогатимость таких объектов и необходимость выбирать методы обогащения и их последовательность в технологической схеме в соответствии с содержанием меди и особенностями вещественного состава.

Для переработки отвала медного месторождения Таскора разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки с подачей выщелачивающего неокислотного реагента сульфата аммония непосредственно в цикл измельчения руды. Это обеспечило высокое извлечение меди — свыше 84% в два продукта переработки — медный концентрат и медьсодержащий раствор для последующей его переработки до катодной меди. Переработка отвала месторождения Таскора по комбинированной схеме обеспечит получение товарных востребованных продуктов, высокую полноту извлечения запасов меди из техногенного минерального образования, экологическую безопасность при использовании неокислотного аммиачного выщелачивающего реагента.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ракишев Б. Р. Реструктуризация продукции горно-металлургического комплекса Казахстана // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2016. — № 12. — С. 293–305.
2. Медведев О. С., Осланов Е. А., Шахалов А. А., Осланов Н. А. Методы переработки техногенных минеральных образований на предприятиях ТОО «Корпорация Казахмыс» и пути их совершенствования / Абишевские чтения 2016: материалы международной научно-практической конференции. — Алматы, 2016. — С. 28–31.
3. Зайганов В. Г. Увеличение минерально-сырьевых ресурсов меди за счет развития технологий извлечения окисленных разновидностей металла // Горный журнал Казахстана. — 2010. — № 2. — С. 14–19.
4. Жарменов А. А., Терликбаева А. Ж., Ефремова С. В. О технологиях переработки минерального и техногенного сырья в целях обеспечения устойчивого развития горно-металлургического комплекса / Новые подходы в химической технологии минерального сырья. Применение экстракции и сорбции: материалы научной конференции (Санкт-Петербург 03–06 июня 2013 г.). Ч. 2. — Апатиты: Изд-во КНЦ РАН, 2013. — С. 17–19.
5. Абрамов А. А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. — М.: Недра, 1986. — 302 с.
6. Митрофанов С. И., Мещанинова В. А., Курочкина А. В. и др. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. — М.: Недра, 1984. — 216 с.

7. *Птицын А. М., Дюдин Ю. К., Руднев Б. П., Буркова Т. В.* Заявка на Патент РФ 2009107609/02, 04.03.2009. Способ переработки смешанных медных руд, содержащих благородные металлы. Россия. Оpubл. 20.11.2010.
8. *Назимова М. И., Травников В. Н., Травникова О. Н., Крылова Л. Н., Адамов Э. В.* Патент RU 2418872. Способ переработки смешанных медных руд. Россия. Оpubл. 20.05.2011.
9. *Sinclair L., Thompson J.* In situ leaching of copper: Challenges and future prospects // *Hydrometallurgy*, 2015, Vol. 157, pp. 306–324.
10. *Schlesinger M., King M., Sole K., Davenport W.* Extractive Metallurgy of Copper. Fifth Edition. Elsevier, 2011. 481 p.
11. *Petersen J.* Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores. A brief overview // *Hydrometallurgy*, 2016, Vol. 165, Part 1, pp. 206–212.
12. *Украинцев И. В., Трубилов В. С., Клепиков А. С.* Бедное, некондиционное и техногенное сырье как перспективный источник получения меди // *Цветные металлы*. — 2016. — № 10. — С. 36–42.
13. *Кушакова Л. Б.* Выщелачивание отвалов Коунрадского рудника // *Цветные металлы*. — 2010. — № 8. — С. 31–33.
14. *Кушакова Л. Б., Сизикова Н. В.* Исследования, практическое состояние и перспективы применения гидрометаллургических технологий для переработки медных руд месторождений Казахстана // *Цветная металлургия*. — 2012. — № 5. — С. 13–18.
15. *Старцев И. В., Шумский В. А., Кушакова Л. Б.* Институту ВНИИцветмет — 65. Есть чем гордиться // *Деловая слава России. Межотраслевой альманах*. — 2015. — № 50. — С. 46–48.
16. *Жарменов А. А., Шалгимбаев С. Т., Ниязов А. А., Ли Э. М., Болотова Л. С., Агибаева Д. Н., Тюгай О. М., Шегай О. Г.* Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган» // *Доклады Национальной академии наук Республики Казахстан*. — 2017. — № 6. — С. 47–60.
17. *Рыльникова М. В., Юн А. Б., Терентьева И. В.* Второе дыхание Жезказгана // *Горная промышленность*. — 2015. — № 3. — С. 32–34.
18. *Синянская О. М., Койшибаева А. М., Захарьян С. В., Серикбай А. У.* Исследование возможности переработки смешанных медных руд с использованием гидрометаллургических методов в обогатительном цикле на примере месторождения «Таскора» / Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование: материалы научно-практической конференции. — СПб.: Изд-во СПбГТИ (ТУ), 2018. — С. 56–59.
19. *Юн А. Б., Захарьян С. В., Каримова Л. М., Чен В. А., Терентьева И. В.* Инновационный патент РК № 29755. Способ переработки окисленных и смешанных медных руд. Казахстан. Оpubл. 15.04.2015. Бюл. № 4.
20. *Вольдман Г. М., Зеликман А. Н.* Теория гидрометаллургических процессов. — М.: Наука, 2003. — 463 с.
21. *Fuentesa G., Vinals J., Herreros O.* Hydrothermal purification and enrichment of Chilean copper concentrates. Part 2: The behavior of the bulk concentrates // *Hydrometallurgy*, 2009, Vol. 95, Issues 1–2, pp. 113–120.
22. *Ochromowicz K., Jeziorek M., Wejman K.* Copper (II) extraction from ammonia leach solution // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 2014, Vol. 50, no 1, pp. 327–335.
23. *Koyama K., Tanaka M., Lee J.* Copper leaching behavior from waste printed circuit board in ammoniacal alkalines solution // *Materials Transactions*, 2006, Vol. 47, no 7, pp. 1798–1792.
24. *Baba A. A., Ghosh M. K., Pradhan S. R., Rao D. S., Baral A., Adekola F. A.* Characterization and kinetic study on ammonia leaching of complex copper ore // *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2014, Vol. 24, pp. 1587–1595.
25. *Иванов Б. С., Бодуэн А. Я., Петров Г. В.* Отечественные медно-цинковые колчеданные руды: проблемы переработки и технологические перспективы // *Обогащение руд*. — 2014. — № 3. — С. 7–13.
26. *Солоденко А. А., Васильев В. В., Солоденко А. Б., Серебряков М. А.* Исследования аммиачного автоклавного выщелачивания применительно к некондиционным медным концентратам Жезказганского месторождения // *Устойчивое развитие горных территорий*. — 2018. — № 2. — С. 266–276. **ПИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Горлова Ольга Евгеньевна — кандидат технических наук, доцент, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, Шадрунова Ирина Владимировна — доктор технических наук, профессор, зав. отделом горной экологии, e-mail: shadrunova_@mail.ru, ИПКОН РАН, Синянская Ольга Михайловна — специалист по обогащению, ТОО «КазГидроМедь», Казахстан.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018. No. 12, pp. 151–167.

Development of a combined technology for nonacid flotation–hydrometallurgical processing of noneconomic copper ore stock piles

Gorlova O.E., Candidate of Technical Sciences, Assistant Professor, Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov, 455000, Magnitogorsk, Russia, Shadrunova I.V., Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of Department, Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia, e-mail: shadrunova_@mail.ru, Sinyanskaya O.M., Treatment Specialist, LP KazGidroMed, 100009, Karaganda, Kazakhstan.

Abstract. The study is focused on possible replenishment of copper reserves by processing of previously neglected uneconomic and low-grade copper ore stock piles and on the new innovative technologies required to this effect. In terms of the copper-bearing stock pile at the Taskora deposit in the Zhaman–Aibat ore field, Kazakhstan, the content of which is represented by copper–sulphide and oxidized ore to 53% and 47%, respectively, while rock-forming minerals are represented to a great extent by carbonates (22.6% dolomite and 4.9% calcite), the combined technology of nonacid flotation–hydrometallurgical processing is substantiated. The tests of the stock pile material dressability by flotation and hydrometallurgical methods are described. It is shown that flotation only allows copper recovery in concentrate at a level of 44–45%. The parameters of combined flotation–hydrometallurgical processing with leaching of oxidized copper minerals by sulfate of ammonia at the stage of grinding followed by flotation of sulfide minerals are determined. In this case, the total copper recovery in flotation concentrate and pregnant solution intended for subsequent processing up to cathode copper exceeds 84%. Treatment of the Taskora stock pile material using the combined technology will allow marketable production, increased completeness of copper extraction from mining waste and environmental safety due to nonacid ammonia leaching.

Key words: stock pile, processing, sulfide copper minerals, oxidized copper minerals, flotation, leaching, combined technology.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-0-151-167

REFERENCES

1. Rakishev B. R. Restrukturizatsiya produktsii gorno-metallurgicheskogo kompleksa Kazakhstana [Restructuring production of the mining and metallurgical industry in Kazakhstan], *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2016, no 12, pp. 293–305. [In Russ].
2. Medvedev O. S., Ospanov E. A., SHakhalov A. A., Ospanov N. A. Metody pererabotki tekhnogennykh mineral'nykh obrazovaniy na predpriyatiyakh TOO «Korporatsiya Kazakhmys» i puti ikh sovershenstvovaniya [Mining waste management at Kazakhmys Corporation: Methods and improvement]. *Abishevskie chteniya 2016: materialy mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii*. Almaty, 2016, pp. 28–31. [In Russ].
3. Zayganov V. G. Uvelichenie mineral'no-syr'evykh resursov medi za schet razvitiya tekhnologiy izvlecheniya oksilennykh raznovidnostey metalla [Increase of copper reserves by advancing technologies of recovery of oxidized copper species]. *Gornyy zhurnal Kazakhstana*. 2010, no 2, pp. 14–19. [In Russ].
4. Zharmenov A. A., Terlikbaeva A. Zh., Efremova S. V. O tekhnologiyakh pererabotki mineral'nogo kompleksa [Technologies of mineral processing and waste management towards sustainable development of the mining and metallurgy industry]. *Novye podkhody v khimicheskoy tekhnologii mineral'nogo syr'ya. Primeneniye ekstraksii i sorbsii: materialy nauchnoy konferentsii* (Saint-Petersburg 03–06 June 2013). Part 2. Апатиты, Izd-vo KNTS RAN, 2013, pp. 17–19.

5. Abramov A.A. *Tekhnologiya obogashcheniya okislennykh i smeshannykh rud tsvetnykh metallov* [Processing technology for oxidized and complex base metal ore], Moscow, Nedra, 1986, 302 p.
6. Mitrofanov S.I., Meshchaninova V.A., Kurochkina A.V. *Kombinirovannyye protsessy pererabotki rud tsvetnykh metallov* [Combined processes of base metal ore treatment], Moscow, Nedra, 1984, 216 p.
7. Ptitsyn A.M., Dyudin Yu.K., Rudnev B.P., Burkova T.V. *Patent Application RU 2009107609/02*, 20.11.2010.
8. Nazimova M.I., Travnikov V.N., Travnikova O.N., Krylova L.N., Adamov E.V. *Patent RU 2418872*, 20.05.2011.
9. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects. *Hydrometallurgy*, 2015, Vol. 157, pp. 306–324.
10. Schlesinger M., King M., Sole K., Davenport W. *Extractive Metallurgy of Copper*. Fifth Edition. Elsevier, 2011. 481 p.
11. Petersen J. Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores. A brief overview. *Hydrometallurgy*, 2016, Vol. 165, Part 1, pp. 206–212.
12. Ukraintsev I.V., Trubilov V.S., Klepikov A.S. Bednoe, nekonditsionnoe i tekhnogennoe syr'e kak perspektivnyy istochnik polucheniya medi [Low-grade uneconomic ore and mining waste as a promising source of copper production], *Tsvetnye metally*. 2016, no 10, pp. 36–42.
13. Kushakova L.B. Vyshchelachivanie otvalov Kounradskogo rudnika [Leaching of stock piles at the Kounrad Mine], *Tsvetnye metally*. 2010, no 8, pp. 31–33. [In Russ].
14. Kushakova L.B., Sizikova N.V. Issledovaniya, prakticheskoe sostoyanie i perspektivy primeneniya gidrometallurgicheskikh tekhnologiy dlya pererabotki mednykh rud mestorozhdeniy Kazakhstana [R&D, state-of-the-art and application prospects of hydrometallurgical technologies in copper ore processing in Kazakhstan], *Tsvetnaya metallurgiya*. 2012, no 5, pp. 13–18. [In Russ].
15. Startsev I.V., Shumskiy V.A., Kushakova L.B. Institutu VNIIsvetmet — 65. Est' chem gordit'sya [VNIIsvetmet Institute is 65. Having much to be proud of], *Delovaya slava Rossii. Mezhotraslevoy al'manakh*. 2015, no 50, pp. 46–48. [In Russ].
16. Zharmenov A.A., Shalgymbaev S.T., Niyazov A.A., Li E.M., Bolotova L.S., Agibaeva D.N., Tyugay O.M., Shegay O.G. Razrabotka kombinirovannoy flotatsionno-gidrometallurgicheskoy tekhnologii pererabotki oksilennoy mednoy rudy mestorozhdeniya «Khadzhikongan» [Development of combined technology for flotation-hydrometallurgical processing of oxidize copper ore from the Khadzhikongan deposit], *Doklady Natsional'noy akademii nauk Respubliki Kazakhstan*. 2017, no 6, pp. 47–60. [In Russ].
17. Ryl'nikova M.V., Yun A.B., Terent'eva I.V. Vtoroe dykhanie Zhezkazgana [Zhezkazgan's second wind], *Gornaya promyshlennost'*. 2015, no 3, pp. 32–34. [In Russ].
18. Sinyanskaya O.M., Koyshibaeva A.M., Zakhar'yan S.V., Serikbay A.U. Issledovanie vozmozhnosti pererabotki smeshannykh mednykh rud s ispol'zovaniem gidrometallurgicheskikh metodov v obogatitel'nom tsikle na primere mestorozhdeniya «Taskora» [Analysis of feasibility of complex copper ore processing using hydrometallurgical methods in terms of the Taskora deposit]. *Intensifikatsiya gidrometallurgicheskikh protsessov pererabotki prirodnogo i tekhnogenogo syr'ya. Tekhnologii i oborudovanie: materialy nauchno-prakticheskoy konferentsii*. Saint-Petersburg, Izd-vo SPbGTI (TU), 2018, pp. 56–59. [In Russ].
19. Yrn A.B., Zakhar'yan S.V., Karimova L.M., Cpen V.A., Terent'eva I.V. *Innovation patent RK 29755*, 15.04.2015.
20. Vol'dman G.M., Zelikman A.N. *Teoriya gidrometallurgicheskikh protsessov* [Theory for hydrometallurgical processes], Moscow, Nauka, 2003, 463 p.
21. Fuentes G., Vinals J., Herreros O. Hydrothermal purification and enrichment of Chilean copper concentrates. Part 2: The behavior of the bulk concentrates. *Hydrometallurgy*, 2009, Vol. 95, Issues 1–2, pp. 113–120.
22. Ochromowicz K., Jeziorek M., Wejman K. Copper (II) extraction from ammonia leach solution. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 2014, Vol. 50, no 1, pp. 327–335.
23. Koyama K., Tanaka M., Lee J. Copper leaching behavior from waste printed circuit board in ammonia-alkaline solution. *Materials Transactions*, 2006, Vol. 47, no 7, pp. 1798–1792.
24. Baba A.A., Ghosh M.K., Pradhan S.R., Rao D.S., Baral A., Adekola F.A. Characterization and kinetic study on ammonia leaching of complex copper ore. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2014, Vol. 24, pp. 1587–1595.
25. Vol'dman G.M., Zelikman A.N. *Teoriya gidrometallurgicheskikh protsessov* [Domestic copper-zinc sulphide ore: Problems and technological prospects of processing], *Obogashchenie rud*. 2014, no 3, pp. 7–13. [In Russ].
26. Solodenko A.A., Vasil'ev V.V., Solodenko A.B., Serebryakov M.A. Issledovaniya ammiachnogo avtoklavnogo vyshchelachivaniya primenitel'no k nekonditsionnym mednym kontsentratom Zhezkazganskogo mestorozhdeniya [Applicability of ammonia autoclave leaching to low-grade copper concentrates at the Zhezkazgan deposit], *Ustoychivoe razvitie gornyykh territoriy*. 2018, no 2, pp. 266–276. [In Russ].