

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА

ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ

МАТЕРИАЛЫ

Международной научно-практической конференции
ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЦВЕТНЫХ,
РЕДКИХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ



Алматы 2018 Almaty

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА
ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ**

**Металлургия ғылымы мен өнеркәсібінің мәселелеріне және белгілі
ғалым металлург, ҚР ҰҒА корреспондент мүшесі,
Қазақстан Республикасы Мемлекеттік сыйлығының иегері
Болат Балтақайұлы Бейсембаевті еске алуға арналған
«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»
атты Халықаралық ғылыми-практикалық конференцияның**

МАТЕРИАЛДАРЫ

МАТЕРИАЛЫ

**Международной научно-практической конференции
«Эффективные технологии производства цветных, редких и
благородных металлов», посвященной проблемам металлургической
науки и промышленности и памяти известного ученого-металлурга,
члена-корреспондента Академии наук РК,
лауреата Государственной премии Республики Казахстан
Булата Балтакаевича Бейсембаева**

PROCEEDINGS

**of International scientific and practical conference
“The Effective Technologies of Non-Ferrous,
Rare and Precious Metals Manufacturing” devoted to the metallurgy
science and industry concerns and in memory of well-known scientist
of metallurgy, Associate Member of the National Academy
of Sciences of Kazakhstan, the honoree of the State Prize of the
Republic of Kazakhstan Bulat Baltakayevich Beisembayev**

Алматы 2018

УДК 669
ББК 34.3
Э94

Ответственный редактор: д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К.

Жауапты редактор: т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К.

Редакционный совет: д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К., д.т.н., проф. Загородняя А.Н., д.т.н. Квятковский С.А., к.т.н. Кульдеев Е.И., к.х.н. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

Редакциялық алқа: т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К., т.ғ.д., проф. Загородняя А.Н., т.ғ.д. Квятковский С.А., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., х.ғ.к. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

«Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: Материалы Межд. научно-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 с.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»: Халықар. ғыл. практ. конф. материалдары / Құраст.: х.ғ.к. Темирова С.С., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 б.

ISBN 978-601-323-132-7

В Материалах конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» представлены результаты фундаментальных и прикладных исследований в области металлургии цветных, редких и благородных металлов, обогащения минерального и техногенного сырья, получения высокочистых металлов и перспективных материалов, а также разработки новых и усовершенствования существующих технологических схем, процессов и аппаратов.

Материалы конференции предназначены для ученых и специалистов, работающих в области переработки минерального сырья и материаловедения.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары» атты конференцияның материалдарында түсті, сирек және асыл металдар металлургиясы, минералдық және техногенді шикізаттарды байыту, тазалығы жоғары металдар мен келешегі зор материалдарды алу, сонымен қатар жаңа технологиялық схемаларды, үрдістерді және аппараттарды жасап шығару және олардың бұрыннан келе жатқан түрлерін жетілдіру салаларындағы іргелі және қолданбалы зерттеулердің нәтижелері келтірілген.

Конференция материалдары материалтану және минералды шикізаттарды өңдеу саласында жұмыс жасайтын ғалымдар мен мамандарға арналған.

УДК 669
ББК 34.3

ISBN 978-601-323-132-7

© АО «ИМиО», 2018

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛА МЕДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТАСКОРА

<https://doi.org/10.31643/2018-7.51>

*Юн А. Б.¹, Шадрунова И.В.², Синянская О.М.¹,

ORCID: 0000-0002-9919-5201 0000-0003-3520-2705 0000-0002-6095-8371

Горлова О.Е.³, Койшибаева А.М.¹

0000-0003-1142-0652 0000-0003-1951-9593

¹ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Казахстан, alexyun@mail.ru;

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
имени академика В.Н. Мельникова Российской академии наук», г. Москва, Россия;

³ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет
имени Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

Аннотация. *Представлены результаты изучения обогатимости материала отвала медного месторождения Таскора флотационным и гидрометаллургическим методами. Показано, что поскольку медные минералы представлены как окисленными, так и сульфидными формами приблизительно в равных количествах, извлечение меди в концентрат при флотации не превышает 44-45%. Установлены параметры комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвала с использованием выщелачивания окисленных минералов меди сульфатом аммония в обогатительном цикле и возможностью получения флотационного медного концентрата и продуктивного раствора для его последующей переработки до катодной меди. Суммарное извлечение меди в медные продукты в этом случае превысит 80 %.*

На медном месторождении Таскора ТОО «Корпорация Казахмыс» в Карагандинской области в отвале вскрышных пород заскладировано около 2 млн т окисленных руд со средним содержанием меди 1,01%. Исследованиями, проведенными в Научно-исследовательском центре инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь», было установлено, что основными рудными минералами в пробе материала отвала являются борнит, халькозин, ковеллин, хризоколла, малахит, халькопирит. По результатам фазового анализа медь количественно представлена на 47% вторичными сульфидами (борнит, ковеллин, халькозин), на 47% окисленными соединениями (малахит, азурит, хризоколла) и в небольшом количестве – 6% первичными сульфидами (халькопирит, блеклые руды). Материал отвала также характеризуется повышенным содержанием кальцита, доломита, гипса.

Для разработки технологии переработки отвала медного месторождения Таскора в ТОО «КазГидроМедь» выполнены исследования на пробе с содержанием меди 0,96%, серебра 10,0 г/т. Первоначально проведены исследования по изучению возможности флотационной переработки. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах типа «Механобр» с объемом камер 3,0; 1,0; 0,5 и 0,3 дм³.

Для установления оптимальной тонины помола перед флотацией руда измельчалась в течение 3, 4, 5, 10 минут и флотировалась с использованием стандартного реагентного режима: ксантогенат бутиловый – 60 г/т; МИБК – 30 г/т; pH – 8,9. Время флотации во всех опытах составляло 10 минут. Оптимальной тониной помола следует считать измельчение исходной пробы до 87% класса менее 0,071 мм (время измельчения 4 минуты), при последующей флотации которой получено наибольшее в серии извлечение меди в концентрат 56,32% при содержании меди 4,39%.

Результаты проведенного тестирования по определению оптимального расхода реагента-собирателя и пенообразователя приведены в таблицах 1 и 2, из которых следует, что оптимальный реагентный режим флотации: pH – 9, бутиловый ксантогенат

– 60 г/т, МИБК – 30 г/т. При этом достигается извлечение меди в черновой концентрат 56,33 %, содержание меди в концентрате – 4,39%.

Таблица 1 – Результаты флотации при различных расходах реагента-собиранеля (ксантогенат бутиловый)

№	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	

Таблица 2 – Результаты флотации при различных расходах расхода реагента-вспенивателя (метилизобутилкарбинол)

№	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов
1	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	
2	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	
3	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	
4	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	

Далее были проведены схемные опыты в открытом цикле флотации, включающие в себя основную флотацию, две перечистки концентрата основной флотации и контрольную флотацию хвостов с целью получения кондиционного концентрата. Результаты проведенной схемной флотации открытого цикла приведены в таблице 3.

Результаты опытов в открытом цикле флотации показывают принципиальную возможность флотационного обогащения отвала месторождения Таскора с получением товарного концентрата. При этом извлечение меди в концентрат составляет только 45,2%. Извлечение меди в концентрат 45,2% и в отвальные хвосты – 44,66% практически соответствует распределению меди между сульфидными и окисленными медными минералами по результатам фазового анализа исходного материала (поровну).

Достаточно высокое качество медного концентрата при небольшом его выходе позволяет предположить, что при данном реагентном режиме флотировались богатые по меди вторичные минералы и халькопирит, то есть сульфидная часть руды. Окисленные минералы меди при этом не флотировались и преимущественно оставались в хвостах флотации.

Таблица 3 - Результаты схемного опыта по получению кондиционного медного концентрата

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов
Медный концентрат	1,35	32,14	45,20	pH- 9 KS- 60 г/т МИБК -30 г/т
Промпродукт I перечистки	9,85	0,54	5,54	
Промпродукт II перечистки	2,36	1,04	2,56	
Промпродукт контрольной флотации	2,76	0,71	2,04	
Хвосты отвальные	83,68	0,512	44,66	
Руда исходная	100,0	0,96	100,00	

Схема проведения опытов в замкнутом цикле флотации приведена на рисунке 1, а результаты в таблице 4. В замкнутых опытах при увеличении выхода концентрата до 1,47% его качество снижается до 27,94 % при извлечении меди в концентрат 44,49 %.

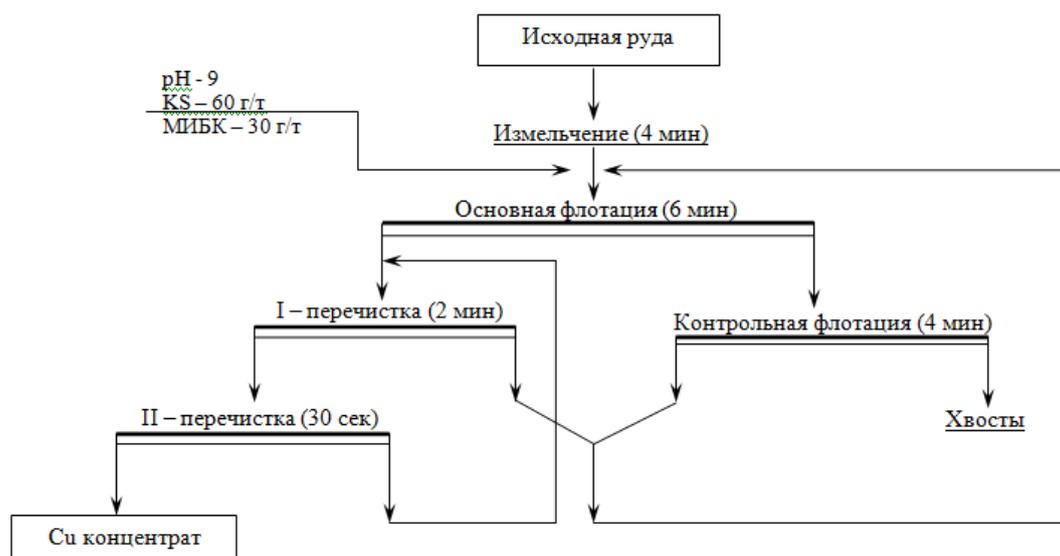


Рисунок 1 - Схема проведения тестов в замкнутом цикле флотации

Таблица 4 – Результаты схемного опыта по получению кондиционного медного концентрата в замкнутом цикле флотации

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди %	Расход реагентов:
Медный концентрат	1,47	27,94	44,49	pH- 9 KS- 60 г/т МИБК -30 г/т
Хвосты отвальные	98,53	0,52	55,51	
Руда исходная	100,0	0,92	100,00	

Таким образом, при флотационном обогащении материала отвала месторождения Таскора возможно получение товарного медного концентрата с содержанием меди 28-32%. При этом извлечение меди в концентрат не превышает 44-45%, то есть половина меди будет теряться с хвостами флотации. Нахождение меди как в сульфидной, так и окисленной формах не позволяет проводить только флотационное обогащение. Следовательно, необходимо изучить возможность переработки материала отвала по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме.

Извлечение меди из хвостов обогащения возможно гидрометаллургическими методами, но большинство из них влечет за собой дополнительные капитальные затраты на организацию процесса и высокий расход реагентов [1]. Для перевода окисленной части меди в продуктивный раствор в процессе обогащения целесообразно использовать свойство окисленной меди образовывать растворимые аммиачные комплексные соединения [2]. Исследована возможность проведения процесса выщелачивания окисленных медных минералов путем введения выщелачивающего аммиачного реагента (сульфата аммония) непосредственно в цикл обогащения забалансовой руды на стадии измельчения [3].

Предварительно проведено тестирование кинетики выщелачивания окисленных минералов меди сульфатом аммония. Тонина помола руды перед выщелачиванием составляла 84% класса менее 0,074 мм. Соотношение Ж:Т в процессе выщелачивания поддерживалось 3:1, расход сульфата аммония изменялся от 10 до 60% масс., время выщелачивания – от 4 до 48 часов. При концентрации сульфата аммония в водной фазе – 350 - 400 г/дм³ и времени выщелачивания – 4-6 ч в раствор переходило 29-34% меди, концентрация меди в растворе после выщелачивания 0,27-0,38 г/дм³.

При введении сульфата аммония в процесс измельчения забалансовой смешанной руды наблюдается выщелачивания окисленных медных минералов с переходом меди в водорастворимые аммиачные комплексы. Последующее флотационное обогащение измельченной пульпы позволяет достаточно полно извлечь сульфидные медные минералы в кондиционный медный концентрат. Отделение жидкой фазы от всех продуктов флотации в виде продуктивного медьсодержащего раствора с последующей его переработкой ионообменными методами (либо экстракцией) и электролизом с возвратом жидкой фазы в процесс измельчения и флотации обеспечивает получение второго медного продукта – катодной меди. Схема получения черного медного концентрата в открытом цикле флотации с одновременным выщелачиванием окисленных медных минералов сульфатом аммония в процессе измельчения руды приведена на рисунке 2, результаты схемных опытов – в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты схемных опытов по получению черного медного концентрата в открытом цикле флотации

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %
Концентрат основной флотации	15,7	2,81	44,85
Концентрат контрольной флотации	5,45	1,01	5,60
Объединенный концентрат	21,15	2,35	50,45
Хвосты отвальные	78,85	0,23	18,44
Продуктивный раствор	900,0 мл	1,02 г/л	31,11
Руда исходная	100,0	0,96	100,0

Как следует из данных таблицы 5, добавление сульфата аммония в процесс измельчения руды позволяет получить продуктивный раствор с содержанием меди 1,02

г/дм³ и тем самым извлечь в жидкую фазу 31,11 % меди, содержащейся в забалансовой руде в виде окисленных минералов. Флотационное обогащение измельченной руды обеспечивает получение черного концентрата с содержанием меди 2,35% при извлечении 50,45 %. Таким образом, суммарное извлечение меди в медные продукты составило 81,56 %.

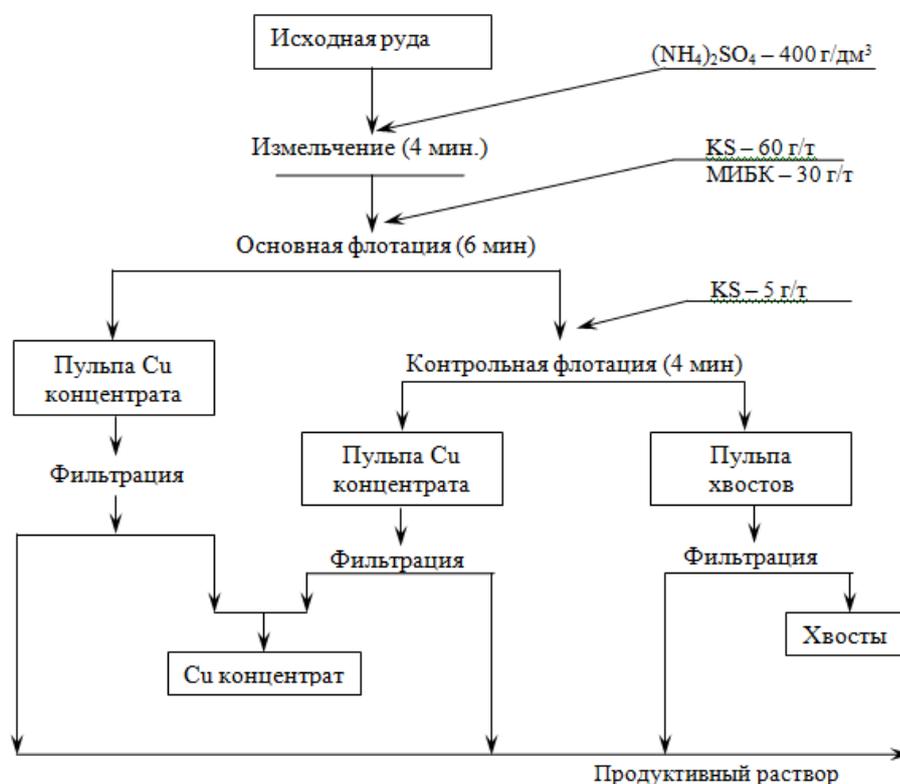


Рисунок 2 – Схема проведения тестов в открытом цикле флотации с получением черного концентрата и продуктивного раствора

Полученные результаты говорят о перспективности флотационно-гидрометаллургической переработки труднообогатимой смешанной руды из отвала месторождения Таскора. Дальнейшие исследования будут направлены на совершенствование предложенной схемы с получением кондиционного флотационного медного концентрата и переработкой продуктивного раствора 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 некислотного аммиачного выщелачивающего реагента.

ЛИТЕРАТУРА

1. Исследование возможности переработки смешанных медных руд с использованием гидрометаллургических методов в обогатительном цикле на примере месторождения «Таскора» /О.М. Синянская, А.М. Койшибаева, С.В. Захарьян, А.У. Серикбай // Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование: материалы научно-практ. конф. Санкт Петербург: Изд-во СПбГТИ (ТУ), 2018. – С. 56-59.

2. Набойченко С.С., Смирнов В.И. Гидрометаллургия меди. М.: Metallurgia, 1972. – 272 с.

3. Инновационный патент РК № 29755. Способ переработки окисленных и смешанных медных руд / Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Чен В.А., Терентьева И.В. от 15.04.2015, бюл. №4.

DEVELOPMENT OF PROCESSING TECHNOLOGY OF TASKOR COPPER DEPOSIT SPOIL DUMP

Yun A. B.¹, Shadrunova I. V.², Sinyanskaya O. M.¹,

ORCID: 0000-0002-9919-5201 0000-0003-3520-2705 0000-0002-6095-8371

Gorlova O. E.³, Koishibaeva A. M.¹

0000-0003-1142-0652 0000-0003-1951-9593

¹“KazGidroMed” LLP, Karaganda, Kazakhstan, *alexyn@mail.ru;

²“Institute for Complex Development of Subsurface Resources named after academician V.N. Melnikov Russian Academy of Sciences” FPFIS, Moscow, Russia;

³“Nosov Magnitogorsk State Technical University” FPFIS HE. Magnitogorsk, Russia

Abstract. *The results of the study of the beneficiation of the material of the blade of the copper deposit of Taskor by flotation and hydrometallurgical methods are presented. It is shown that, since copper minerals are represented by both oxidized and sulphide forms in approximately equal amounts, the extraction of copper into the concentrate during flotation does not exceed 44-45%. The parameters of combined flotation-hydrometallurgical technology of dump processing using leaching of oxidized copper minerals with ammonium sulphate in the concentration cycle and the possibility of obtaining flotation copper concentrate and a productive solution for its subsequent processing to cathode copper are established. The total recovery of copper in copper products in this case will exceed 80%.*