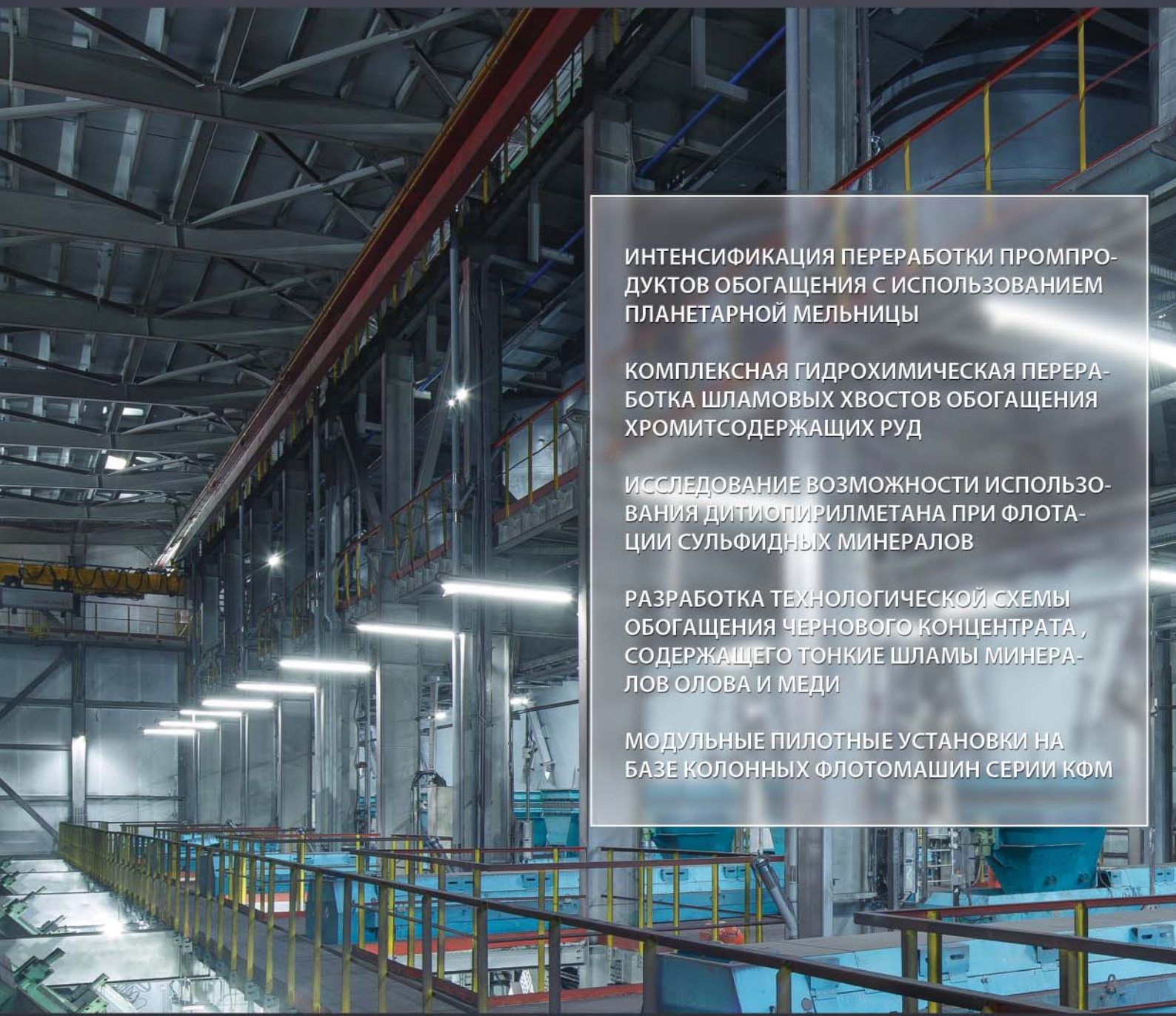




ISSN 0202-3776

ОБОГАЩЕНИЕ РУД

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ. ИЗДАЕТСЯ С 1956 ГОДА



ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОМПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПЛАНЕТАРНОЙ МЕЛЬНИЦЫ

КОМПЛЕКСНАЯ ГИДРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ШЛАМОВЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМИТСОДЕРЖАЩИХ РУД

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДИТИОПИРИЛМЕТАНА ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ЧЕРНОВОГО КОНЦЕНТРАТА, СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКИЕ ШЛАМЫ МИНЕРАЛОВ ОЛОВА И МЕДИ

МОДУЛЬНЫЕ ПИЛОТНЫЕ УСТАНОВКИ НА БАЗЕ КОЛОННЫХ ФЛОТОМАШИН СЕРИИ КФМ

6 [378] ▶ 2018

www.rudmet.ru

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

Основан в 1956 году.
Издается один раз в 2 месяца.
Санкт-Петербург

ОБОГАЩЕНИЕ РУД

6 [373] ▶ 2018

СОДЕРЖАНИЕ

Зарегистрирован Федеральной службой по надзору в сфере связи, информационных технологий и массовых коммуникаций (Роскомнадзор), ПИ № ФС77-51322 от 19 октября 2012 г.

УЧРЕДИТЕЛИ

АО «Механобр инжиниринг»
Научно-производственная корпорация
«Механобр-техника» (АО)
ФГАОУВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
АО «Издательский дом «Руда и Металлы»
При участии ИПКОН РАН и Государственного Эрмитажа

Журнал по решению ВАК Министерства образования и науки РФ включен в «Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертации на соискание ученой степени доктора и кандидата наук» по разработке месторождений твердых полезных ископаемых

Журнал включен в Международную реферативную базу данных Scopus (2-й квартиль, 2017) для научно-технических изданий, которая признана Министерством образования и науки РФ в качестве одного из критериев общероссийской оценки системы эффективности деятельности высших учебных заведений, а также Международную базу данных Chemical Abstracts Service

За сроки размещения опубликованных статей в базе данных Scopus редакция ответственности не несет

© Оформление. АО «Издательский дом «Руда и Металлы», «Обогащение руд», 2018.
Товарный знак и название «Обогащение руд» являются исключительной собственностью ИД «Руда и Металлы».

Подписные индексы:
41081 (Роспечать),
10344 (ОК «Пресса России»)

Цена свободная

РУДОПОДГОТОВКА

Коровников А. Н., Трофимов В. А. О перспективах применения вибрационных грохотов при производстве строительных материалов и минеральных удобрений.....3

Юсупов Т. С., Афанасенко С. И. Интенсификация переработки промпродуктов обогащения с использованием планетарной мельницы..... 9

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ

Антропова И. Г., Алексеева Е. Н., Будаева А. Д., Доржиева О. У. Термохимическое обогащение ультракалиевого алюмосиликатного сырья (сыннырита) с использованием магнийсодержащих добавок природного происхождения 14

Газалева Г. И., Назаренко Л. Н., Шигаева В. Н. Разработка технологической схемы обогащения черного концентрата, содержащего тонкие шламы минералов олова и меди..... 20

Дюсенова С. Б., Кенжалиев Б. К., Абдувалиев Р. А., Гладышев С. В. Комплексная гидрохимическая переработка шламовых хвостов обогащения хромитсодержащих руд..... 27

ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

Демидов И. В., Дмитриев С. В., Иванов К. С., Мезенин А. О. К развитию теории сухой магнитной и электростатической сепарации 33

Иванова Т. А., Зимбовский И. Г., Гетман В. В., Каркешкина А. Ю. Исследование возможности использования дитиопириметана при флотации сульфидных минералов 38

ОБОРУДОВАНИЕ

Видуецкий М. Г., Гарифулин И. Ф., Мальцев В. А., Пургин А. П. Модульные пилотные установки на базе колонных флотомашин серии КФМ... 45

ЭКОНОМИКА

Юшина Т. И., Петров И. М., Черный С. А. Об экспорте концентратов обогащения и необходимости их глубокой переработки в России 52

ПРИРОДООХРАННАЯ ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ

Асанов Д. А., Запасный В. В., Ермакова А. Т., Набиева А. А. Определение влияния выбросов основных предприятий на состояние атмосферного воздуха г. Зырянновска 59

Юбилей

К 90-летию Самуила Иосифовича Горловского37

Василию Ивановичу Ляшенко – 70 лет 58

Илье Израилевичу Блехману – 90 лет 66

Реклама 13

Реклама (цветная вкладка)

Правила представления статей для опубликования в журнале «Обогащение руд»..... 51

Перечень статей, опубликованных в журнале в 2018 году67

ISSN 0202-3776



9 770202 377002 >

OBOGASHCHENIE RUD Mineral Processing Journal

Founded in 1956. Issued every two months

CONTENTS

ORE PREPARATION

Korovnikov A. N., Trofimov V. A. On the prospects of using vibrating screens in the building materials and mineral fertilizers production 3

Yusupov T. S., Afanasenko S. I. Intensified processing of concentration products using a planetary mill 9

BENEFICIATION TECHNOLOGY

Antropova I. G., Alekseeva E. N., Budaeva A. D., Dorzhieva O. U. Thermochemical concentration of ultra-potassium aluminosilicate raw materials (synnyrite) using magnesium-containing additives of natural origin 14

Gazaleeva G. I., Nazarenko L. N., Shigaeva V. N. Process flow design for upgrading rough concentrates containing fine slimes of tin and copper minerals... 20

Dyusenova S. B., Kenzhaliev B. K., Abdulvaliev R. A., Gladyshev S. V. Complex hydrochemical processing of slime tailings generated in chromite-bearing ore concentration 27

BENEFICIATION PROCESSES

Demidov I. V., Dmitriev S. V., Ivanov K. S., Mezenin A. O. On the development of the theory of dry magnetic and electrostatic separation.... 33

Ivanova T. A., Zimbovskiy I. G., Getman V. V., Karkeshkina A. Yu. Study on the possibility of using dithiopyrilmethane in flotation of sulfide minerals ... 38

EQUIPMENT

Viduetskiy M. G., Garifulin I. F., Maltsev V. A., Purgin A. P. Modular pilot units based on KFM series column flotation cells 45

ECONOMICS

Yushina T. I., Petrov I. M., Cherny S. A. On the export of mineral concentrates and the urgency of their advanced processing in Russia 52

ENVIRONMENT PROTECTION TECHNOLOGY

Asanov D. A., Zapasnyi V. V., Ermekova A. T., Nabieva A. A. Establishing the effects of emissions by major enterprises on the atmospheric air condition in Zyryanovsk 59

Jubilees

On the 90th anniversary of Samuel I. Gorlovskiy 37

70th birthday of Vasiliy I. Lyashenko 58

90th birthday of Ilya I. Blekhman 66

Advertisements 13

Advertisements (color tab)

Rules of article submission for publication in «Obogashchenie Rud» journal..... 51

List of articles, published in the journal in 2018 67

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ:

Аксенова Г. Я., канд. геол.-минерал. наук,
Арсентьев В. А., д-р техн. наук (главный редактор),

Баранов В. Ф., д-р техн. наук,

Блехман И. И., д-р физ.-мат. наук, проф.,

Бородулин В. В., канд. техн. наук,

Бричкин В. Н., д-р техн. наук, проф.,

Вайсберг Л. А., академик РАН,

Воробьев А. Г., д-р экон. наук, проф.,

Газалеева Г. И., д-р техн. наук,

Герасимов А. М., канд. техн. наук,

Емельянов М. Ф., канд. техн. наук,

Зуев В. В., д-р геол.-минерал. наук,

Кибирев В. И., канд. техн. наук,

Козлов А. П., д-р техн. наук,

Кучаев В. А., канд. техн. наук,

Максимов И. И., д-р техн. наук, проф.

(председатель редсовета),

Маляров П. В., д-р техн. наук,

Михайлова Н. В., канд. техн. наук,

Отрожденнова Л. А., канд. техн. наук,

Павлова Е. А. (зав. редакцией),

Петров С. В., канд. геол.-минерал. наук,

Рябой В. И., д-р техн. наук, проф.,

Титков С. Н., канд. техн. наук,

Устинов И. Д., д-р хим. наук,

Чантурия В. А., академик РАН,

Чантурия Е. Л., д-р техн. наук, проф.

(зам. главного редактора),

Шендерович Е. М., канд. техн. наук,

Шехирев Д. В., канд. техн. наук,

Юшина Т. И., канд. техн. наук

(зам. председателя редсовета).

Иностранные члены редсовета:

Вутов Ц., д-р, проф. (Болгария),

Довнорович С., д-р (Польша),

Ёнал Г., проф. (Турция),

Пилов П. И., д-р техн. наук, проф.

(Украина).

Редактор *И. Н. Сапрыкина*

Адрес редакции:

199106, Санкт-Петербург, 22 линия, 3.

Телефон/факс: (812) 324 89 45.

E-mail: obrud@mekhanobr.spb.ru

Internet: <http://www.rudmet.ru>

Издатель: Издательский дом «Руда и Металлы», 119049, Москва, Ленинский пр., д. 6, стр. 2, офис 622.

УДК 622.345 : 622-17 : 622.7

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ЧЕРНОВОГО КОНЦЕНТРАТА, СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКИЕ ШЛАМЫ МИНЕРАЛОВ ОЛОВА И МЕДИ

Г. И. ГАЗАЛЕЕВА, Л. Н. НАЗАРЕНКО, В. Н. ШИГАЕВА
(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, РФ)*

В статье описаны результаты исследований по разработке технологии обогащения шламового черного концентрата, полученного из оловянных хвостов Солнечного ГОКа. Выход шламового концентрата составляет 39 %, извлечение в него олова – 44,18 %, меди – 58,72 %. Исследовались гравитационные, магнитные и флотационные методы обогащения, а также гидроклассификация, которая наряду с гравитацией показала отрицательные результаты. Разработана технологическая схема обогащения, включающая сульфидную флотацию, мокрую магнитную сепарацию в слабом поле, дешламацию, высокоградиентную мокрую магнитную сепарацию, оловянную флотацию и концентрирование на столе. Для флотации меди использовались три вида собирателей: традиционный ксантогенат калия, дитиокарбамат и Z-200 (Китай). Оптимальные результаты при постановке замкнутых опытов были получены с использованием реагента Z-200. Исследование процесса оловянной флотации позволило подобрать в качестве реагентов серную и щавелевую кислоты, салицилгидроксамовую кислоту (собиратель), керосин и высокомолекулярный спирт. Особенностью как медной, так и оловянной флотации является предварительная обработка продукта в роторно-пульсационном аппарате с добавлением диспергатора – гексаметафосфата. Реализация предложенной схемы позволила получить из шламового черного концентрата следующие товарные продукты: медный концентрат с массовой долей меди 18,23 % и извлечением от исходного сырья 34,83 % и от операции 59,32 %; оловянный концентрат с массовой долей олова 11,7 % и извлечением 27,83 %. Общее извлечение олова в концентрат из шламового и зернового черновых концентратов составило 50,88 %, что практически равно его извлечению из руды.

Ключевые слова: оловосодержащие хвосты, шламовый черновой концентрат, флотация олова, извлечение меди, технологическая схема.

DOI: 10.17580/or.2018.06.04

Введение

Россия занимает первое место в мире по запасам олова. Однако многие оловянные комбинаты в 1990-е годы прекратили работу. В настоящее время правительство России обращает особое внимание на восстановление предприятий, перерабатывающих олово, на Дальнем Востоке. Вновь работают Солнечный и Фестивальный ГОКи, запущена технология по дообогащению хвостов в объединении «Хинганолово».

Обогащение коренных оловянных руд традиционно производится в две стадии: получение черновых коллективных концентратов, в которые стремятся извлечь максимально возможное количество касситерита при незначительном содержании в нем олова (5–30 %), и их доводка. В зависимости от вещественного состава концентратов в доводочных операциях применяются различные методы обогащения: флотогравитация, флотация, гравитация и магнитная сепарация. Извлечение олова по этим схемам не превышает 55 %.

* Газалеева Галина Ивановна — зав. отделом, д-р техн. наук, gazaleeva_gi@umbr.ru; Назаренко Людмила Николаевна — старший научный сотрудник, umbr@umbr.ru; Шигаева Варвара Николаевна — младший научный сотрудник, umbr@umbr.ru.

© Газалеева Г. И., Назаренко Л. Н., Шигаева В. Н., 2018

Низкое извлечение тонковкрапленного и шламующегося касситерита при обогащении оловянных руд приводит к накоплению значительного количества хвостов с различным содержанием олова. Исследованиями оловянных руд занимались такие институты, как «Механобр», Гинцветмет, Минцветметзолото, Гиредмет, ЦНИИОлово, Ирриредмет, Магаданский НИИ и др. [1]. В работе Д. И. Недоговора [2] результаты лабораторных исследований по флотации шламов были проверены на опытно-промышленной установке. На флотацию поступали шламы, содержащие 0,37 % олова. Переработка велась по схеме: удаление шламов в гидроциклоне, сульфидная флотация, флотация олова с двумя перечистками, доводка оловянного концентрата на концентрационном столе. Готовый концентрат содержал 8,8 % олова при извлечении 52 % [2, 3]. Проведенные в институте ЦНИИОлово исследования по повторному обогащению отвальных продуктов большинства обогатительных фабрик Дальнего Востока показали, что прирост извлечения олова из крупнозернистых хвостов может составлять 2–3 %, а из шламовой части — до 3 %. Эти показатели были достигнуты после доизмельчения [4].

В 2015–2016 гг. НИЦ «Гидрометаллургия» и «Механобр инжиниринг» провели основательные исследования по разработке технологии переработки хвостов обогащения Солнечного ГОКа [5, 6]. Была

разработана флотационно-гравитационно-гидрометаллургическая схема переработки данных хвостов с получением медного и оловянного концентратов. Достигнуты высокие показатели качества медного концентрата и извлечения в него меди. Для оловянного концентрата заданные показатели достигнуты не были. Исследования обогатимости техногенного сырья показали, что после флотации сульфидов и обогащения их на концентрационном столе был выделен касситеритовый концентрат с массовой долей олова 5,9 % при извлечении 41,6 % [7, 8].

Материалы и методы

Объектом настоящих исследований являются оловосодержащие хвосты Солнечного ГОКа, отобранные по 1 т от четырех шламовых полей. Исследования проводились в полупромышленных условиях ОАО «Уралмеханобр». На первой стадии исследований была разработана схема получения черновых концентратов, зернистого и шламового, из исходных хвостов с содержанием олова 0,29 %, меди 0,39 %, серебра 10,6 г/т, мышьяка 0,51 %, WO₃ 0,062 % [9]. Вторая стадия заключалась в изучении технологических свойств черновых концентратов и разработке технологии их обогащения. Наиболее сложным является разработка технологии перераспределения шламового черного концентрата. Оптимальная разработанная схема выделения черновых концентратов позволяет удалить 47 % хвостов с низким содержанием меди и олова. Баланс продуктов обогащения данной схемы приведен в табл. 1.

Таблица 1

Общий баланс продуктов обогащения коллективной схемы предварительного обогащения объединенной пробы

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Sn	Cu	Sn	Cu
Концентрат головки (зерновой к-т 1)	4,8	1,98	1,31	32,76	16,15
Промпродукт 1 (зерновой к-т 2)	8,37	0,37	0,68	10,69	14,62
Шламовый черновой к-т	39,01	0,34	0,59	44,18	58,72
Хвосты	47,82	0,074	0,087	12,37	10,51
Итого	100,0	0,29	0,39	100,0	100,0

Наибольшую сложность представляет дальнейшая переработка шламового черного концентрата, выход которого составляет 39 %, а извлечение в него олова – 44,18 %, меди – 58,72 %. Крупность этого продукта не превышает 29 мкм. Далее приведены результаты исследований переработки шламового черного концентрата с получением конечных товарных продуктов.

Результаты и их обсуждение

На первом этапе исследований были проведены эксперименты по определению возможности применения для переработки шламового медно-оловянного черного концентрата различных методов обогащения: флотации, магнитной сепарации, гравитации, и в том числе гидравлической классификации, которая является одним из традиционных методов обогащения олова в мире [10].

Гидрокласификация. Для принятия решения о возможности использования гидравлической классификации и изучения распределения олова и меди в тонких классах шламового черного концентрата крупностью менее 29 мкм был произведен его анализ на приборе «Адап» (гидравлический классификатор) [11], который определяет распределение частиц материала по равнопадаемости (рис. 1).

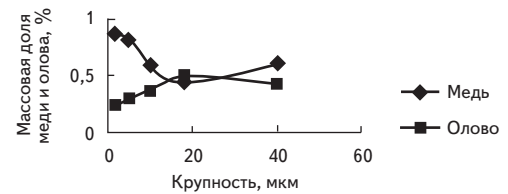


Рис. 1. Распределение содержания меди и олова по тонким классам крупности по данным анализа на приборе «Адап» – гидравлическом классификаторе

Из рисунка следует, что гидравлическую классификацию на таком продукте проводить нецелесообразно, так как ни одну из фракций выделить в хвосты невозможно из-за значимого содержания в ней либо меди, либо олова. Значимой концентрации олова и меди в продуктах гидравлической классификации также не наблюдается.

Гравитация. Были проведены исследования процесса гравитации, начиная с головы схемы обогащения тонкого черного концентрата. Эксперименты выполнялись на концентрационном столе Holman 2000 с использованием шламовой деки. Схема экспериментов приведена на рис. 2.

В ходе исследований с деки КС 2 был осуществлен пофракционный отбор проб по всему периметру съема. Данные отбора приведены в табл. 2.

Всего было отобрано 17 фракций. Из результатов анализа данных пофракционного отбора следует, что методом гравитации на концентрационных столах можно получить оловянный концентрат с массовой долей олова 19,4 % при его выходе от исходного сырья 0,08 % и извлечении олова 4,33 %.

Ниже приведена зависимость извлечения олова от его содержания во фракциях (рис. 3) и показано последовательное изменение содержания олова (рис. 4) и меди (рис. 5) от легких фракций к тяжелым. Для олова эта зависимость может быть описана экспоненциальным уравнением с корреляционным отношением, равным 0,6473. Вид уравнения приведен на рис. 4.

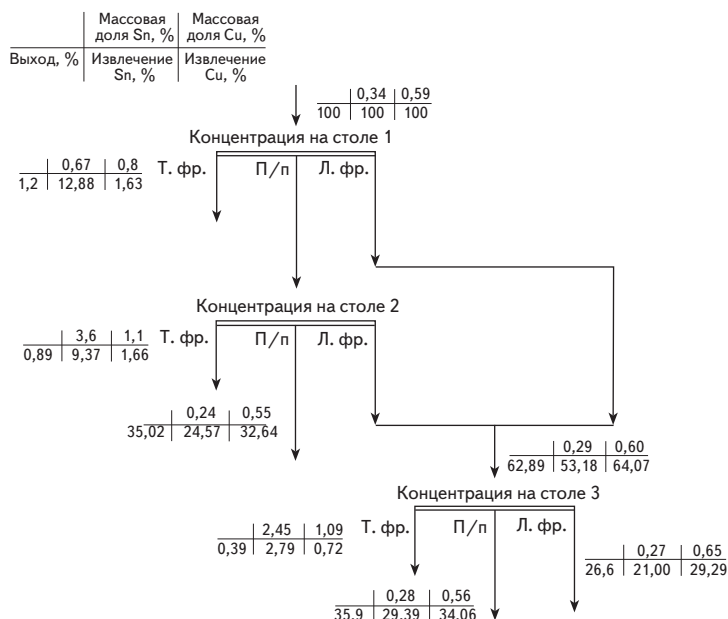


Рис. 2. Экспериментальная схема обогащения фракции менее 29 мкм на концентрационных столах

Таблица 2
Фракционный съём фракций концентрационного стола 2

Фракции	Выход, %		Массовая доля, %		Извлечение, % отн.		Извлечение, % абс.	
	отн.	абс.	Sn	Cu	Sn	Cu	Sn	Cu
408/1	18,09	6,51	0,2	0,57	11,19	18,30	3,80	6,29
408/2	2,76	0,99	0,21	0,57	1,79	2,78	0,61	0,96
408/3	15,49	5,56	0,2	0,51	9,58	14,02	3,25	4,81
408/4	24,23	8,70	0,21	0,59	15,73	25,36	5,34	8,70
408/5	13,90	4,99	0,23	0,54	9,89	13,32	3,36	4,57
408/6	7,13	2,56	0,23	0,53	5,07	6,70	1,72	2,30
408/7	5,38	1,93	0,31	0,45	5,16	4,29	1,75	1,47
408/8	3,05	1,09	0,37	0,5	3,48	2,70	1,18	0,93
408/9	2,14	0,77	0,42	0,54	2,77	2,05	0,94	0,70
408/10	1,91	0,68	0,47	0,59	2,77	1,99	0,94	0,68
408/11	1,32	0,47	0,46	0,58	1,87	1,35	0,64	0,46
408/12	1,01	0,36	0,48	0,59	1,5	1,05	0,51	0,36
408/13	1,08	0,39	0,46	0,61	1,54	1,17	0,52	0,40
408/14	0,70	0,25	0,59	0,69	1,27	0,85	0,43	0,29
408/15	1,00	0,35	1	1,51	3,09	2,68	1,02	0,90
408/16	0,59	0,21	5,77	1,19	10,56	1,25	3,59	0,43
408/17	0,21	0,08	19,4	0,35	12,74	0,13	4,33	0,05
Итого	100	35,91	0,32	0,56	100,00	100,00	33,94	34,29

В общем случае результаты фракционирования тонкого черного концентрата на концентрационном столе указывают на принципиальную возможность получения оловянного концентрата. Однако для увеличения извлечения и выхода этого продукта требуются предварительное концентрирование олова и снижение в исходном шламовом черном концентрате содержания минералов с близкими свойствами.

Флотация меди. Целью сульфидной флотации было как получение медного концентрата, так и выделение по возможности всех сульфидов (пирита,

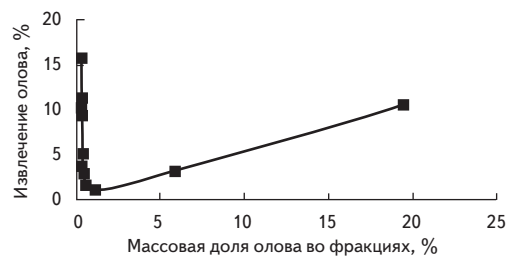


Рис. 3. Зависимость извлечения олова по фракциям концентрационного стола (КС) от содержания в них олова

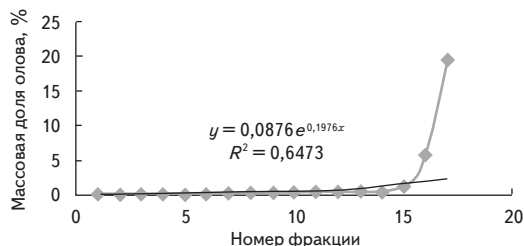


Рис. 4. Распределение содержания олова по фракциям КС

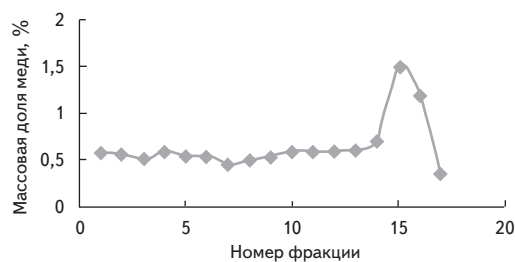


Рис. 5. Распределение содержания меди по фракциям КС

пирротина, халькопирита, арсенопирита, галенита и др.) для обеспечения более эффективного обогащения хвостов флотации. Для флотационных опытов на исходном шламовом черном концентрате использовались три флотационных реагента-собирателя: традиционный ксантогенат калия, дитиокарбамат и Z-200 (китайского производства).

Предварительные открытые опыты были проведены при обработке продуктов в роторно-пульсационном аппарате (РПА) и добавлении диспергатора — ГМФ (гексаметафосфата). В трех опытах расход ГМФ составил 50 г/т, в четвертом опыте он был увеличен до 100 г/т, что обусловлено как тониной помола продукта, так и визуальной оценкой процесса флотации. Результаты открытых флотационных экспериментов приведены в табл. 3.

Наилучшие показатели на тонком продукте показал реагент Z-200 при повышенном расходе диспергатора ГМФ (100 г/т). Во-первых, удалось получить грубый медный концентрат с массовой долей меди 8,3 %, что близко к требуемому качеству. Во-вторых, извлечение меди в грубый концентрат составило

Таблица 3
Результаты открытых флотационных опытов по получению грубого медного концентрата из шламового черного концентрата

Номер опыта*	Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
			Cu	Sn	Cu	Sn
1	Грубый медный концентрат	5,04	7,63	0,45	59,98	5,53
	Отвальные хвосты	94,96	0,27	0,41	40,02	94,47
2	Исходный	100,00	0,64	0,41	100,00	100,00
	Грубый медный концентрат	4,77	8,34	0,44	63,49	5,13
	Отвальные хвосты	95,23	0,24	0,41	36,51	94,87
	Исходный	100,00	0,63	0,41	100,00	100,00
3	Грубый медный концентрат	11,55	4,63	0,39	83,43	12,46
	Отвальные хвосты	88,45	0,12	0,36	16,57	87,54
	Исходный	100,00	0,64	0,36	100,00	100,00
	Грубый медный концентрат	5,07	8,30	0,49	67,84	5,83
4	Отвальные хвосты	94,93	0,21	0,42	32,16	94,17
	Исходная проба 3	100,00	0,62	0,42	100,00	100,00

* Опыт 1: ГМФ — 50 г/т, дитиокарбамат — 400 г/т, af — 20 г/т; опыт 2: ГМФ — 50 г/т, ксантогенат калия — 400 г/т, af — 20 г/т; опыт 3: ГМФ — 50 г/т, Z-200 — 75 г/т; опыт 4: ГМФ — 100 г/т, Z-200 — 45 г/т.

67,84 %. Также в данном опыте были самые низкие потери олова — 5,83 %, что является очень важным.

Таким образом, было принято решение использовать для сульфидной флотации тонкого продукта флотореагент Z-200. Затем были проведены опыты с перечистными операциями, результаты которых представлены в табл. 4. Выходы и извлечения меди и олова указаны от исходного сырья.

Таблица 4
Результаты флотационных опытов по обогащению тонкой фракции –29 мкм с перечисткой

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Cu	Sn	Cu	Sn
Медный концентрат	0,77	16,31	0,58	32,04	1,50
Хвосты сульфидной флотации	38,24	0,27	0,33	26,69	42,68
Итого	39,01	0,59	0,34	58,73	44,18

Таким образом, удалось получить медный концентрат с массовой долей меди 16,31 % при извлечении в него меди 32,04 % от исходного сырья. При этом извлечение меди от операции составляло 50–60 %. Не-

обходимо отметить, что извлечение относится только к концентрату, полученному из тонкой шламовой фракции крупностью –29 мкм. Также был получен медный концентрат из зернистого черного концентрата, который добавлен к концентрату из шламов.

Далее был проведен замкнутый опыт, схема которого представлена на рис. 6, с целью моделирования на лабораторной стадии непрерывного процесса флотации в промышленных условиях.

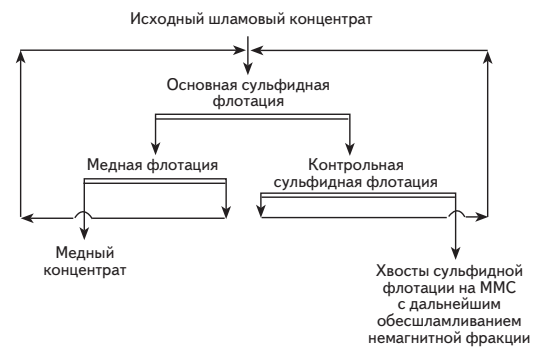


Рис. 6. Схема замкнутого опыта

Результаты баланса продуктов обогащения замкнутого опыта приведены в табл. 5.

На основании результатов проведенных исследований предложена схема флотации шламового черного концентрата, по которой получен медный концентрат с массовой долей меди 18,23 % при извлечении меди от исходного сырья 34,83 %. Извлечение меди от операции составляет 59,32 %. Не извле-

Таблица 5
Баланс продуктов обогащения

Продукты обогащения	Выход, %		Массовая доля Cu, %	Извлечение Cu, %	
	от операции	от исходного сырья		от операции	от исходного сырья
Медный концентрат	1,92	0,75	18,23	59,32	34,83
Хвосты сульфидной флотации	98,08	38,26	0,24	40,68	23,89
Итого	100,00	39,01	0,59	100,00	58,72

каются в концентрат медные минералы, сконцентрированные в шламах крупностью менее 5 мкм.

Оловянная флотация. Флотация проводилась в кислой среде при pH = 5–6, кислотность среды обеспечивалась подачей серной кислоты. В качестве депрессора минералов пустой породы применялась щавелевая кислота, как собиратель — салицилгидроксамовая кислота. Кроме того, как и при сульфидной флотации, в данных экспериментах исходная навеска обрабатывалась в РПА и подвергалась диспергации с добавлением ГМФ.

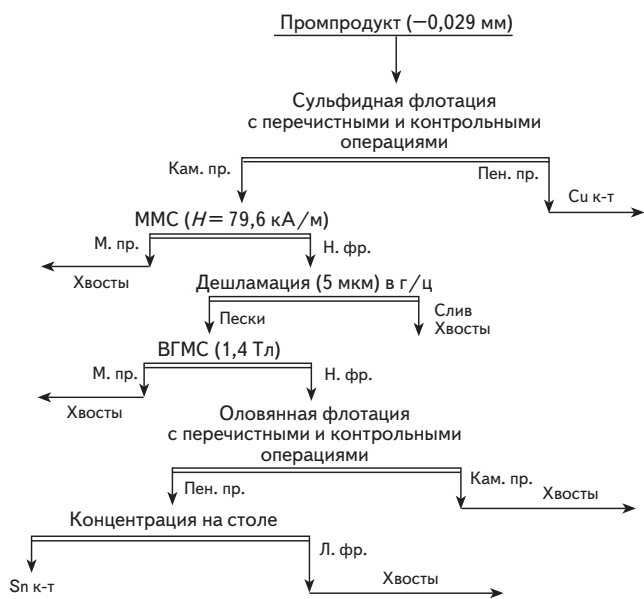


Рис. 7. Схема перечистки шламового черного концентрата – фракции менее 29 мкм

Анализ результатов исследований таких научных организаций, как ЦНИИОлово, ВНИИ-1, ВИМС, [12–14] показал, что для усиления гидрофобности поверхности оловянных минералов применяются аполлярные масла и керосин. Поэтому были проведены опыты с добавлением керосина с расходом 500 г/т и додецилового спирта в качестве вспенивателя с расходом 1000 г/т. Подача керосина и спирта позволила повысить извлечение олова в концентрат на 8,5 %. Результаты оловянной флотации приведены в табл. 6.

Исходя из вещественного состава шламового черного концентрата и на основании изучения процесса флотации меди была разработана и реализована в полупромышленных условиях технологическая схема обогащения данного продукта (рис. 7).

Схема включает:

- сульфидную флотацию с перечистными и контрольными операциями в замкнутом цикле;

- магнитную сепарацию в слабом поле ($H = 79,6$ кА/м) с выделением магнитного продукта в хвосты;

- дешламацию немагнитного продукта в гидроциклоне с выделением в слив продукта крупностью 70–80 % класса менее 5 мкм;

- высокоградиентную магнитную сепарацию ($H = 1114,4$ кА/м) для выделения слабомагнитных породных минералов, например турмалина;

- оловянную флотацию песков гидроциклона с выделением камерного продукта в хвосты с перечисткой оловянного концентрата на концентрационном столе.

Показатели переработки шламового черного концентрата по предложенной схеме приведены в табл. 6.

В результате реализации схемы были получены:

- медный концентрат с выходом 0,75 % от исходных оловянных хвостов при массовой доле в нем меди 18,23 % и извлечении 34,83 %;

- оловянный концентрат с выходом 0,62 % от исходных оловянных хвостов при массовой доле в нем олова 11,7 % и извлечении 27,83 %;

- отвальные хвосты с выходом 37,64 % от исходных оловянных хвостов при массовой доле в них олова 0,19 %, меди 0,27% и извлечении олова 14,38 % и меди 23,47 %. Потери меди и олова связаны с общей малой крупностью исходного черного концентрата – менее 29 мкм. Фактически он относится к необогащаемому материалу [15–17], но за счет постоянной диспергации продуктов удалось извлечь из него более 50 % меди и олова. Кроме того, была выявлена концентрация меди в классах менее 10 и 5 мкм (15,62 и 18,8 % от исходного продукта соответственно).

Таблица 6
Результаты переработки шламового черного концентрата крупностью менее 29 мкм по предлагаемой схеме

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Cu	Sn	Cu	Sn
Медная флотация					
Медный концентрат	0,75	18,23	0,72	34,83	1,80
Хвосты медной флотации	38,26	0,24	0,33	23,89	42,37
Итого	39,01	0,59	0,34	58,72	44,17
ММС ($H = 79,6$ кА/м)					
Магнитный продукт	0,40	0,33	0,07	0,34	0,09
Немагнитный продукт	37,86	0,244	0,335	23,55	42,29
Хвосты медной флотации	38,26	0,24	0,33	23,89	42,37
Дешламация					
Пески	29,17	0,17	0,49	12,86	41,59
Слив	8,69	0,47	0,01	10,69	0,70
Немагнитный продукт ММС	37,86	0,24	0,33	23,55	42,29
ВГМС ($H = 95,5$ кА/м)					
Магнитный продукт	6,69	0,27	0,29	4,7	5,65
Немагнитный продукт	22,48	0,14	0,55	8,16	35,94
Пески	29,17	0,17	0,49	12,86	41,59
Флотация олова					
Пенный продукт	10,01	0,29	0,81	7,5	31,11
Камерный продукт	12,47	0,12	0,34	0,66	4,83
Немагнитный продукт ВГМС	22,48	0,14	0,55	8,16	35,94
Концентрация на столе					
Оловянный концентрат	0,62	0,20	11,7	0,42	27,83
Хвосты (легкая фр.)	9,39	0,29	0,11	7,08	3,28
Пенный продукт флотации олова	10,01	0,29	0,81	7,5	31,11

Выводы

1. Предварительно была разработана технология обогащения хвостов Солнечного ГОКА с получением черновых концентратов — зернистого и шламового. Наиболее сложным для последующей переработки является шламовый черновой концентрат. Его выход составляет 39 %, извлечение в него олова — 44,18 %, меди — 58,72 %. Крупность этого продукта — менее 29 мкм.

2. Для разработки технологической схемы обогащения шламового чернового концентрата были проверены различные методы: флотация, магнитная сепарация, гравитация и гидравлическая классификация. По результатам исследований была предложена схема, включающая сульфидную флотацию, ММС в слабом поле, дешламацию, ВГМС, оловянную флотацию и концентрирование на столе.

3. Реализация предложенной технологической схемы позволила получить:

— оловянный концентрат с выходом 0,62 % от исходного сырья при массовой доле в нем олова 11,7 % и извлечении олова 27,83 %, общее извлечение олова в концентрат из шламового и зернового черновых концентратов составило 50,88 %;

— медный концентрат с выходом 0,75 % от исходных оловянных хвостов при массовой доле в нем меди 18,23 % и извлечении 34,83 %, общее извлечение меди из шламового и зернового черновых концентратов составило 60,48 %.

Список литературы

1. Полькин С. И. Флотация редких металлов и олова. М.: Госгортехиздат, 1960. 637 с.
 2. Недоговоров Д. И. Промышленный опыт флотации касситерита из шламов сложного состава // Бюллетень цветной металлургии. 1958. № 7. С. 15–20.
 3. Марченко Н. В., Алексеева Т. В. Способ обогащения оловосодержащих хвостов // Научные труды SWorld. 2012. Т. 10, № 3. С. 3–6.
 4. Котляров В. Г., Краснухина А. В., Федулкин В. В. Направления по совершенствованию схем обогащения оловосодержащих шламов // Бюл. НТС по обогащению руд цветных металлов СЭВ. 1979. № 5. С. 49–56.
 5. Прейс В. К. Оборудование и технология обогащения песков россыпных месторождений золота. Магадан: Кордис, 2002. 300 с.
 6. Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурднов А. Е. Технология переработки оловосодержащей руды

месторождения Казахстана // Обогащение руд. 2017. № 1. С. 8–14.

7. Юсупов Т. С., Кондратьев С. А., Бакшеева И. И. Структурно-химические и технологические свойства минералов касситерит-сульфидного техногенного сырья // Обогащение руд. 2016. № 5. С. 26–30. DOI: 10.17580/or.2016.05.05.

8. Скларова Г. Ф., Крупская Л. Т. К вопросу разработки рациональных технологий по переработке отходов обогатительных фабрик Солнечного ГОКа (Дальний Восток) // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. № 5. С. 138–144.

9. Газалеева Г. И., Назаренко Л. Н., Шигаева В. Н., Власов И. А. Технологические особенности переработки оловосодержащих хвостов Солнечного ГОКа // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. № 3. С. 150–156.

10. Tin statistics and information. URL: <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/tin/> (дата обращения: 14.08.2018).

11. Бабук А. В., Галютин А. Ю., Голиков В. В., Кусков В. Б. Исследование рудоподготовительных процессов и обогатимости оловосодержащей руды месторождения Сырымбет // Обогащение руд. 2009. № 4. С. 11–14.


12. Помазов В. Д., Лаптев С. Ф., Пустовит В. В. Некоторые особенности обогащения оловянно-сульфидных турмалинсодержащих руд и доводки концентратов // Совершенствование технологических схем обогащения и металлургии олова: науч. тр. ЦНИИОлово. Новосибирск, 1981. С. 22–27.

13. Краснухина А. В., Котляревский И. Л., Алферьев И. С. Новые флотореагенты для несульфидных минералов // Совершенствование технологических схем обогащения и металлургии олова: науч. тр. ЦНИИОлово. Новосибирск, 1981. С. 38–45.

14. Подкосов Л. Г., Грекулова Л. А., Банников В. Ф., Бродкина Е. П., Казакова Р. В., Воеводин Ю. А. Основные принципы построения схем гравитационного обогащения оловянных руд // Исследования по интенсификации процессов обогащения оловянных и редкометалльных руд: сб. науч. тр. ВИМС. М., 1983. С. 5–15.

15. Grewal I., Lundt M., Wong D., Tse W. Recent developments in preconcentration using dense media separation. URL: <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/05/Dense-Media-Separation.pdf> (дата обращения: 12.09.2018).

16. Srivastava J. P., Pathak P. N. Pre-concentration: a necessary step for upgrading tungsten ore // International Journal of Mineral Processing. 2000. Vol. 60, No. 1. P. 1–8.

17. Knapp H., Neubert K., Schropp Ch., Wotruba H. Viable applications of sensor-based sorting for the processing of mineral resources // ChemBioEng Rev. 2014. Vol. 1, No. 3. pp. 86–95. 

OBOGASHCHENIE RUD, 2018, No. 6, pp. 20–26.
 DOI: 10.17580/or.2018.06.04

Process flow design for upgrading rough concentrates containing fine slimes of tin and copper minerals

Information about authors
Gazaleeva G. I.¹, Head of Department, Doctor of Engineering Sciences, gazaleeva_gi@umbr.ru;
Nazarenko L. N.¹, Senior Researcher, umbr@umbr.ru;
Shigaeva V. N.¹, Junior Researcher, umbr@umbr.ru.

¹ JSC «Uralmexhano» (Ekaterinburg, Russia).

Abstract
 The article describes the results of research on the development of a concentration technology for upgrading slime concentrates obtained from the tin tailings of the Solnechny GOK. The yield of slime concentrate is 39%, with 44.18% tin recovery and 58.72% copper recovery in the concentrate. Gravity and magnetic separation, flotation and hydroclassification were studied, with the latter and the gravity separation showing negative results. A specific concentration process flow was designed that includes stages of sulphide flotation, wet

magnetic separation in a weak field, desliming, high-gradient wet magnetic separation, tin flotation, and table concentration. Copper flotation processes were studied with the use of three types of collectors, such as potassium xanthate, dithiocarbamate and Z-200 (China). The best results in closed experiments were obtained for the Z-200 reagent. The study of the tin flotation process enabled selecting sulfuric, oxalic and salicylhydroxamic (collector) acids, kerosene and high molecular weight alcohol as the suitable reagents. The characteristic features of both copper and tin flotation include product pretreatment in a rotary and oscillatory unit with the addition of a dispersant (hexametaphosphate). Implementation of the process flow proposed enabled obtaining the following commercial products from the rough slime concentrate:

– copper concentrate with the copper mass fraction of 18.23 % and recovery of 34.83% from the source raw material and of 59.32 % from the operation;

– tin concentrate with the tin mass fraction of 11.7 % and recovery of 27.83%. The total tin recovery into the concentrate from the slime and grain-based rough concentrates was 50.88 %, which is almost equal to the values of tin recovery from ore.

Key words: tin-containing tailings, rough slime concentrate, tin flotation, copper recovery, process flow.

References

1. Polkin S. I. Flotation of rare metals and tin. Moscow: Gosgortekkhizdat, 1960. 637 p.
2. Nedogovorov D. I. Industrial experience in flotation of cassiterite from sludges of complex composition. *Byulleten Tsvetnoy Metallurgii*. 1958. No. 7. pp. 15–20.
3. Marchenko N. V., Alekseeva T. V. The method of tin tailings beneficiation. *Nauchnye Trudy SWorld*. 2012. Vol. 10, No. 3. pp. 3–6.
4. Kotlyarov V. G., Krasnukhina A. V., Fedulkin V. V. Directions for improving the beneficiation schemes for tin-bearing sludge. *Byulleten NTS po Obogashcheniyu Rud Tsvetnykh Metallov SEV*. 1979. No. 5. pp. 49–56.
5. Preys V. K. Equipment and technology for the beneficiation of alluvial gold sands. Magadan: Kordis, 2002. 300 p.
6. Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. The Kazakhstan deposit tin-bearing ore processing technology. *Obogashchenie Rud*. 2017. No. 1. pp. 8–14.
7. Yusupov T. S., Kondratyev S. A., Baksheeva I. I. Production-induced cassiterite-sulfide mineral formation structural-chemical and technological properties. *Obogashchenie Rud*. 2016. No. 5. pp. 26–30. DOI: 10.17580/or.2016.05.05.
8. Sklyarova G. F., Krupskaya L. T. Concerning rational technologies creation for Solnecny mining and beneficiation complex wastes processing. *Gornyy Informatsionno-Analiticheskiy Byulleten*. 2013. No. 5. pp. 138–144.
9. Gazaleeva G. I., Nazarenko L. N., Shigaeva V. N., Vlasov I. A. Features of processing of tin-bearing tailings at the Solnechny Mining and Processing Plant. *Fiziko-tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopayemykh*. 2018. No. 3. pp. 150–156.
10. Tin statistics and information. URL: <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/tin/> (accessed: 14.08.2018).
11. Babuk A. V., Galyutin A. Yu., Golikov V. V., Kuskov V. B. Ore preparation processes and dressability studies with regard to the Syrymbet deposit tin-bearing ore. *Obogashchenie Rud*. 2009. No. 4. pp. 11–14.
12. Pomazov V. D., Laptev S. F., Pustovit V. V. Some features of the beneficiation of tin-sulphide tourmaline-bearing ores and fine-tuning of concentrates. *Improving the technological schemes of tin beneficiation and metallurgy. Scientific works*. Novosibirsk: TsNII Olovo, 1981. pp. 22–27.
13. Krasnukhina A. V., Kotlyarevskiy I. L., Alferyev I. S. New flotation reagents for non-sulfide minerals. *Improving the technological schemes of tin beneficiation and metallurgy. Scientific works*. Novosibirsk: TsNII Olovo, 1981. pp. 38–45.
14. Podkosov L. G., Grekulova L. A., Bannokov V. F., Brodskina E. P., Kazakova R. V., Voevodin Yu. A. The basic principles of constructing schemes for the gravitational beneficiation of tin ores. *Research on the intensification of tin and rare metal ores processing. Collection of scientific works*. Moscow: VIMS, 1983. pp. 5–15.
15. Grewal I., Lundt M., Wong D., Tse W. Recent developments in preconcentration using dense media separation. URL: <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/05/Dense-Media-Separation.pdf> (accessed: 12.09.2018)
16. Srivastava J. P., Pathak P. N. Pre-concentration: a necessary step for upgrading tungsten ore. *International Journal of Mineral Processing*. 2000. Vol. 60, No. 1. pp. 1–8.
17. Knapp H., Neubert K., Schropp Ch., Wotruba H. Viable applications of sensor-based sorting for the processing of mineral resources. *ChemBioEng Rev*. 2014. Vol. 1, No. 3. pp. 86–95.