

ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННО- ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННОЙ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

И.Ю. Мотовилов¹, Ш.А. Телков¹, М.Б. Барменшинова¹, Р.С. Омар¹, Ж. Адилжан¹

¹ Satbayev University, Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова,
Алматы, Казахстан, e-mail: m.barmenshinova@satbayev.university

Аннотация: Получение новых знаний об обогатимости богатых по свинцу окисленных свинцово-цинковых руд привлекает широкий интерес исследователей в области переработки полезных ископаемых из-за чрезвычайно богатых запасов ресурсов и сложности извлечения свинца и цинка. Целью данного исследования является анализ минералогических характеристик окисленной свинцово-цинковой руды и разработка схемы ее переработки с применением комбинированной гравитационно-флотационной технологии обогащения минерального сырья. Минералогические параметры руды, такие как минеральный состав, вкрапленность были исследованы с использованием изучения аншлифов под микроскопом, химического фазового анализа, рентгеновского порошкового дифрактометра (XRD) и электронно-зондового микроанализатора JXA-8230 фирмы JEOL. Исследуется обогатимость руды методами гравитационного и флотационного обогащения и определяются условия отсадки, концентрации на столе, оптимальная степень измельчения, реагентный режим и проводится комплекс технологических исследований. Содержание Pb в гравитационном концентрате составляет 51,53%, а извлечение Pb составляет 46,91%. Содержание Pb во флотационном концентрате, полученном из хвостов гравитационного обогащения, достигает 50,69%, при извлечении 24,53%. Среднее содержание Pb в гравитационно-флотационном концентрате составляет 51,24 при извлечении 71,44%. Таким образом, результаты обеспечивают важную техническую поддержку для переработки подобных руд.

Ключевые слова: богатая окисленная свинцово-цинковая руда, минералогия, гравитационно-флотационное обогащение, матрица дозирования реагентов, замкнутая схема флотации.

Благодарность: Исследование выполнено при финансовой поддержке Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан (грант № BR21881939).

Для цитирования: Мотовилов И. Ю., Телков Ш. А., Барменшинова М. Б., Омар Р. С., Адилжан Ж. Исследование гравитационно-флотационного обогащения окисленной свинцово-цинковой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2025. – № 9-1. – С. 126–142. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_91_0_126.

Gravity–flotation beneficiation of oxidized lead–zinc ore

I.Yu. Motovilov¹, Sh.A. Telkov¹, M.B. Barmenshinova¹, R.S. Omar¹, Zh. Adilzhan¹

¹ Satbayev University, Almaty, Kazakhstan, e-mail: m.barmenshinova@satbayev.university

Abstract: Obtaining new knowledge about the beneficiation of lead-rich oxidized lead-zinc ores attracts wide interest of researchers in the field of mineral processing due to extremely rich reserves of resources and complexity of lead and zinc extraction. The objective of this study is to analyze the mineralogical characteristics of oxidized lead-zinc ore and develop a scheme for its processing using a combined gravity-flotation technology for mineral raw material beneficiation. The mineralogical parameters of the ore, such as mineral composition, dissemination were investigated using microscopic examination of polished sections, chemical phase analysis, X-ray powder diffractometer (XRD) and JEOL JXA-8230 electron probe microanalyzer. The beneficiation of the ore by gravity and flotation beneficiation methods is studied and the jigging conditions, table concentrations, optimum grinding degree, reagent mode are determined and a set of technological studies is carried out. The Pb content of the gravity concentrate is 51.53%, and the Pb recovery is 46.91%. The Pb content of the flotation concentrate obtained from gravity concentration tailings reaches 50.69%, with a recovery of 24.53%. The average Pb content of the gravity-flotation concentrate is 51.24%, with a recovery of 71.44%. Therefore, the results provide important technical support for the processing of similar ores.

Key words: high-grade oxidized lead-zinc ore, mineralogy, gravity-flotation concentration, reagent dosing matrix, closed-loop flotation circuit

Acknowledgements: The study was supported by the Committee of Science of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan (Grant No. BR21881939).

For citation: Motovilov I. Yu., Telkov Sh. A., Barmenshinova M. B., Omar R. S., Adilzhan Zh. Gravity-flotation beneficiation of oxidized lead-zinc ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025; (9-1):126-142. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_91_0_126.

Введение

За последние годы в технологию обогащения свинцово-цинковых руд внедрены различные способы и схемы, позволяющие улучшить показатели и комплексность использования сырья [1–3].

Однако имеющиеся резервы еще не полностью использованы. Одним из основных резервов комплексного использования минерального сырья и роста технологических показателей технологии обогащения является применение гравитационного обогащения перед процессом флотации, интенсивных методов пульпоподготовки путем активации окисленных форм минералов цветных металлов, стабилизации процессов измельчения и классификации (снижение переизмельчения и загрубление помола), внедрения современных методов конт-

роля и автоматизации, глубокого обеднения хвостов флотации [4, 5].

Наиболее целесообразный метод обогащения окисленных свинцово-цинковых руд — это флотация после предварительной сульфидизации [6, 7]. Также могут применяться гравитационные методы, такие как обогащение в тяжелых суспензиях, отсадка, винтовая сепарация и концентрация на столах или комбинация гравитационного и флотационного обогащения [8–10].

Особенность окисленных свинцово-цинковых руд обусловлена довольно высоким содержанием в них свинца которое колеблется в широких пределах 3–10% [11]. Получаемые нестабильные технологические показатели обогащения обусловлены изменчивостью вещественного состава не только вмещаю-

Таблица 1

Химический состав исходной руды
Raw ore chemical composition

Элемент	Массовая доля, %
Свинец, %	5,91
Цинк, %	0,72
Серебро, г/т	16,2
Железо, %	14,37
Сера (общая), %	0,08
Барит, %	0,17
Кварц, %	48,08
Оксид алюминия, %	8,30
Оксид кальция, %	0,26
Оксид магния, %	0,43

щих пород, но и изменчивым соотношением окисленных минералов свинца [12 – 14].

При значительном преобладании в рудах плюмбозита, для переработки таких руд применяют комбинированный метод переработки, включающий процесс пирометаллургии в сочетании с традиционными методами обогащения. Сульфидирующий обжиг труднообогатимой окисленной руды в атмосфере

перегретого водяного пара обеспечивает декрипитацию сложных минералов с одновременной их диссоциацией, а затем сульфидирование продуктов диссоциации труднообогатимых минералов свинца и цинка серой получаемой из вводимых в шихту пиритных концентратов [15, 16].

В этой связи возрастает роль правильно подобранных технологических операций переработки, позволяющих получать высокие технологические показатели при обогащении окисленных свинцово-цинковых руд.

Материалы и методы

Исследования проведены на пробе характеризующей окисленную свинцово-цинковую руду.

Результаты химических анализов руды приведены в табл. 1.

Среднее содержание свинца в технологической пробе составило 5,91%, цинка 0,72% серебра 16,2 г/т. Ценным компонентом руды является свинец и серебро.

Гранулометрический состав руды крупностью –16+0,0 мм подготовленной к исследованиям, представлен в табл. 2.

Таблица 2

Гранулометрический состав дробленной руды до крупности менее 16 мм с распределением свинца, цинка и серебра по классам крупности
Granulometric composition of less than 16 mm size crushed ore with lead, zinc and silver size classes distribution

Класс крупности, мм	Выход продукта, %	Pb		Zn		Ag	
		содержание, %	распределение, %	содержание, %	распределение, %	содержание, г/т	распределение, %
–16+8	11,37	14,85	29,06	0,47	7,48	44,55	32,61
–8+3	11,04	10,00	19,00	0,51	7,88	45,42	32,29
–3+0,5	10,70	5,90	10,86	0,58	8,69	21,58	14,87
–0,5+0,071	19,75	5,15	17,50	0,55	15,21	13,15	16,72
–0,071+0,04	8,64	4,54	6,75	0,70	8,47	4,05	2,25
–0,04+0,0	38,50	2,54	16,83	0,97	52,28	0,51	1,25
Итого	100,00	5,81	100,00	0,71	100,00	15,53	100,00

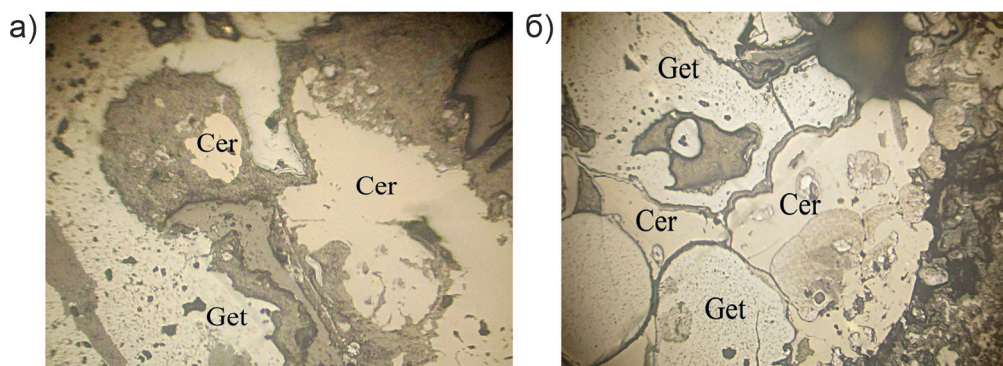


Рис. 1. Включение церуссита (Cer) в гетит-сидеритовом тонкозернистом агрегате, увеличение 160 (а); колломорфно-зональные образования гетита (Get) и церуссита, увеличение 72 (б)

Fig. 1. Goethite-siderite fine-grained aggregate Cerussite inclusion (Cer), magnification 160 (a); colloform-zonal goethite (Get) and cerussite formations, magnification 72 (b)

По данным ситового анализа пробы руды, распределение свинца по крупности неравномерно. Его содержание по классам крупности варьируется от 2,54% (–0,04+0,0 мм) до 14,85% (–16+8 мм). Такая картина распределения является показателем наличия крупных вкраплений окисленных минералов свинца, которые при относительно грубом измельчении руды будут находиться в свободном виде и в богатых сростках. В исследуемой пробе отмечается довольно высокое содержание первичных шламов (–0,04+0,0 мм) выход которых составил 38,50%.

Изучением аншлифов под микроскопом установлено, что исследуемая проба руды представляет собой кварц-каолиновую породу с включениями тонкозернистого агрегата сидерит-гетитового

состава, с гнездами кристаллически-зернистого, аллотриоморфно зернистого церуссита, размером от 0,05 до 0,3 мм [17]. В пределах трещин и пустот выщелачивания наблюдаются концентрически-зональные образования, сложенные тонкозернистыми агрегатами (размер зерен ~0,007 мм) церуссита, гетита и сидерита, рис. 1 а, б.

Вещественный состав изучался рентгено-дифрактометрическим анализом на автоматизированном дифрактометре.

Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа (табл. 3).

Проба руды имеет сравнительно несложный минеральный состав: существенно преобладает глинистые вещества каолиниты и породообразующие минералы, представленные кварцем, слюдой.

Таблица 3

Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа
Semi-quantitative X-ray phase analysis

Минерал	Формула	Концентрация, %
каолинит	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	40,8
кварц	SiO_2	35,8
гетит	$FeO(OH)$	11,5
слюда	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	6,3
церуссит	$PbCO_3$	5,6

Таблица 4

Химический состав минералов по данным ЭДС микроанализов
Minerals chemical composition as per EDS microanalysis results

Все результаты в весовых, %								
Спектр	C	O	Ca	Si	Fe	Zn	Pb	Итого
Церуссит	11,27	13,02	—	—	—	—	75,71	100,0
Сидерит	14,18	41,46	—	2,48	37,07	—	4,81	100,0
Гетит	—	49,09	0,20	2,05	49,07	0,49	0,72	100,0

Химический состав рудных минералов определен на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Результаты точечных энергодисперсионных спектрометрических (ЭДС) микроанализов с микрофотографиями исследуемых участков с увеличением $\times 65$ и $\times 400$ раз, выполненных в режиме обратно рассеянных электронов (COMPO), на которых частицы с большим атомным номером, выделяются более яркой и контрастной окраской, по сравнению с частицами составляющими общий фон, приведены на рис. 2 а, б, в.

Химический состав рудных минералов по данным ЭДС микроанализов приведен в табл. 4. Химическим фазовым анализом исходной руды на свинец установлено, что свинца в виде церуссита содержится 54,96% (3,20%мас.), в сульфидной форме не обнаружено, свинец представленный трудно флотлируемыми формами в виде пироморфита — 20,89% (1,21%мас.) и плюмбоарозита — 24,15% (1,41%мас.). В виду наличия большого количества глинистых веществ, трудно и нефлотлируемых форм свинца в виде пироморфита и плюмбоарозита, можно сделать вывод, что исследуемая руда является сложным сырьем для обогащения флотационным методом.

Экспериментальная методика обогащения гравитационными методами

Цель гравитационного обогащения — повышение общего извлечения свинца

за счет извлечения части труднофлотлируемого свинцового минерала пироморфита совместно с легкофлотлируемым церусситом в гравитационный свинцовый концентрат с содержанием Pb не менее 50%, при относительно грубом измельчении [18].

В гравитационном цикле получение гравитационного свинцового концентрата могут обеспечить только концентрационные столы. Концентрационные столы имеют низкую удельную производительность, которая составляет 0,3—0,5 т/м²·ч, что препятствует их применению в качестве единственного обогащательного оборудования т.к. требуется установка большого их количества. Из практики эксплуатации концентрационных столов известно, что однократное пропускание материала через концентрационный стол обеспечивает степень концентрации тяжелых минералов 3—4 раза. В продукте направляемого на концентрационный стол содержание свинца должно быть не менее 15—20%. Для получения такого содержания свинца в питании концентрационного стола на машинных классах выполнена отсадка, которая обеспечивает сокращение материала и повышает содержание свинца в концентратных фракциях.

Обогащение на отсадочных машинах выполнено на машинных классах крупностью $-16+3$ мм и $-3+0,071$ мм полученных рассевом из пробы исходной руды. Данные машины классы приняты согласно коэффициента равнопа-

Таблица 5

Гранулометрический состав подготовленной руды к гравитационному обогащению
Particle size distribution of ore prepared for gravity concentration

Класс крупности, мм	Выход продукта, %	Содержание Pb, %	Извлечение Pb, %
-16+3	22,41	12,46	47,25
-3+0,071	30,45	5,41	27,87
-0,071+0,0	47,14	3,12	24,88
Итого	100,00	5,91	100,00

даемости и требуемых условий введения процесса (амплитуда, частота колебаний, удельная нагрузка) необходимых для максимального извлечения свинца. Гранулометрический состав подготовленной руды к гравитационному обогащению приведен в табл. 5.

Отсадка машинного класса крупностью -16+3 мм осуществлялась на лабораторном пульсаторе с пневматическим приводом. Параметры отсадки машинного класса крупностью -16+3 мм: частота пульсаций 70 кол/мин, амплитуда колебаний 100 мм, цикл пульсаций синусоидальный (50—0—50), диаметр камеры 250 мм, размер отверстий решета — 2,0 мм, высота естественной по-

стели 200 мм, расход подрешетной воды 5 м³/т и удельная нагрузка 10 т/ч·м².

Для обогащения мелких классов крупностью -3+0,071 мм использовалась двухкамерная диафрагмовая отсадочная машина: частота пульсаций 250 кол/мин, амплитуда колебаний 8 мм, искусственная постель из зерен крупностью 8—10 мм и плотностью 3,5 т/м³, расход подрешетной воды 3 м³/т и удельная нагрузка 4 т/ч·м². Для раскрытия зерен свинца и получения гравитационного концентрата с содержанием Pb не менее 50%, концентраты отсадок доизмельчались до 50% класса -0,071 мм

Для выделения гравитационного свинцового концентрата использовался кон-

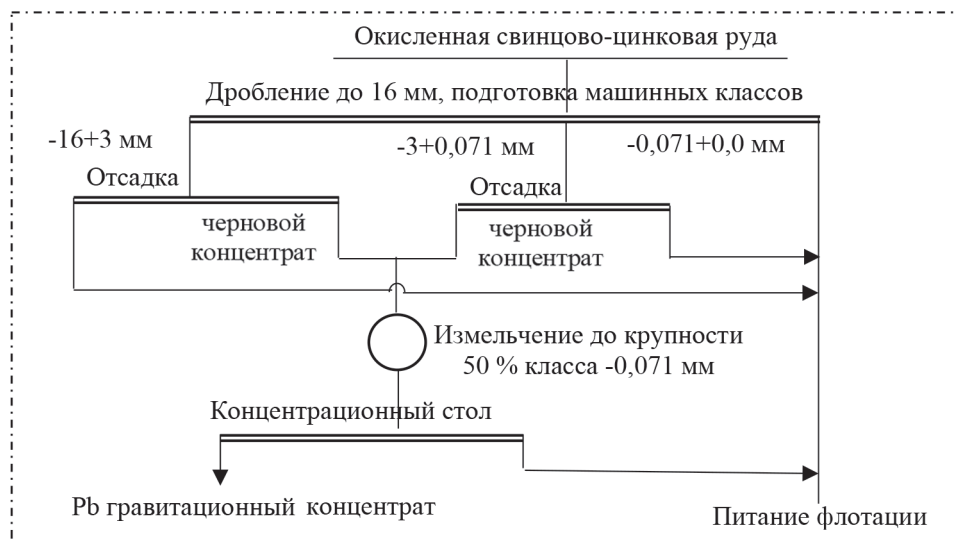


Рис. 3. Схема гравитационного обогащения

Fig. 3. Gravity concentration scheme

Таблица 6

Результаты отсадки машинных классов
Particle size classes jigging results

Наименование продуктов	Выход от руды, %	Содержание, %		
		Pb	Zn	Ag, г/т
Черновой концентрат отсадки –16+3 мм	9,53	26,52	0,40	26,52
Черновой концентрат отсадки –3+0,071 мм	11,75	12,32	0,53	23,44
Объединенные концентраты отсадки –16+0,071 мм	21,28	18,68	0,47	24,82
Хвосты отсадки –16+3 мм	12,88	2,06	0,56	58,64
Хвосты отсадки –3+0,071 мм	18,70	1,07	0,58	11,50
Объединенные хвосты отсадки –16+0,071 мм	31,58	1,47	0,57	30,73
Суммарный класс –16+0,071 мм	52,86	8,40	0,53	28,35

центрационный стол. Параметры концентрации на столе: производительность 50 кг/ч, расход воды 1,5 м³/т, угол наклона деки 2°, отношение Ж:Т в питание 2:1, частота колебаний 400 кол/мин, ход деки 10 мм.

Схема гравитационного обогащения показана на рис. 3.

Результаты отсадки приведены в табл. 6. Результаты обогащения черновых концентратов на концентрационном столе приведены в табл. 7.

*Экспериментальная методика
обогащения хвостов
гравитационного обогащения
флотационными методами*

Исследование обогатимости проводилось на хвостах гравитационного обогащения объединенных с первичным классом –0,071+0,0 мм со средним содержанием свинца 3,32%. Цель исследова-

ния заключалась в разработке оптимального режима флотации для получения свинцового концентрата с содержанием свинца не менее 50%, изучаемые параметры: крупность измельчения, реагентный режим. На выбранном в поисковой стадии оптимальном режиме выполнялись замкнутые тесты по флотации для установления показателей обогащения руды. Тесты по отработке режима флотации проводились в механической флотомашине с объемом камеры 3 л при скорости вращения импеллера 1300 об/мин.

Реагенты, используемые для флотации:

- регулятор pH среды — сода (Na₂CO₃), 10% концентрации;
- сульфидизатор окисленных минералов свинца — сернистый натрий (Na₂S), 10% концентрации [19, 20];
- собиратель — бутиловый ксантогенат (БКК), 1% концентрации [21];

Таблица 7

Результаты обогащения черновых концентратов на концентрационном столе
Rougher concentrates concentrator table concentration results

Наименование продукта	Выход от руды, %	Содержание, %		
		Pb	Zn	Ag, г/т
Pb гравитационный концентрат	5,38	51,53	0,26	17,2
Хвосты	15,90	7,57	0,54	27,40
Питание	21,28	18,68	0,47	24,82

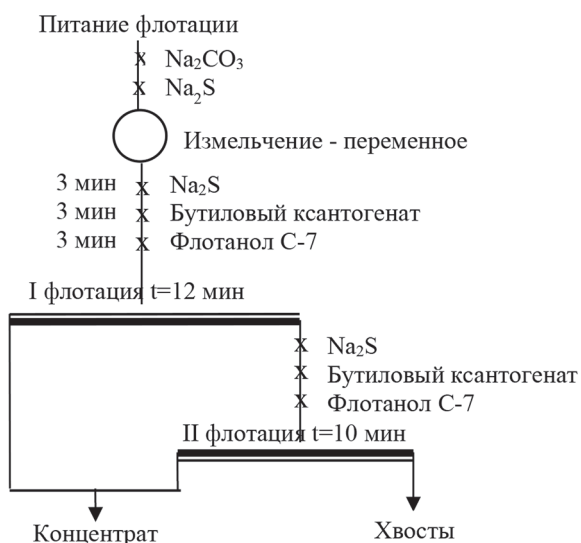


Рис. 4. Схема отработки режима флотации в открытом цикле

Fig. 4. Open cycle flotation mode development scheme

- вспениватель — флотанол С7, 1% концентрации.

Тесты в открытом опыте и точки подачи реагентов показаны на схеме, приведенной на рис. 4.

Определение оптимальной крупности измельчения

С целью определения оптимальной степени измельчения для флотационного обогащения провели серию тестов на

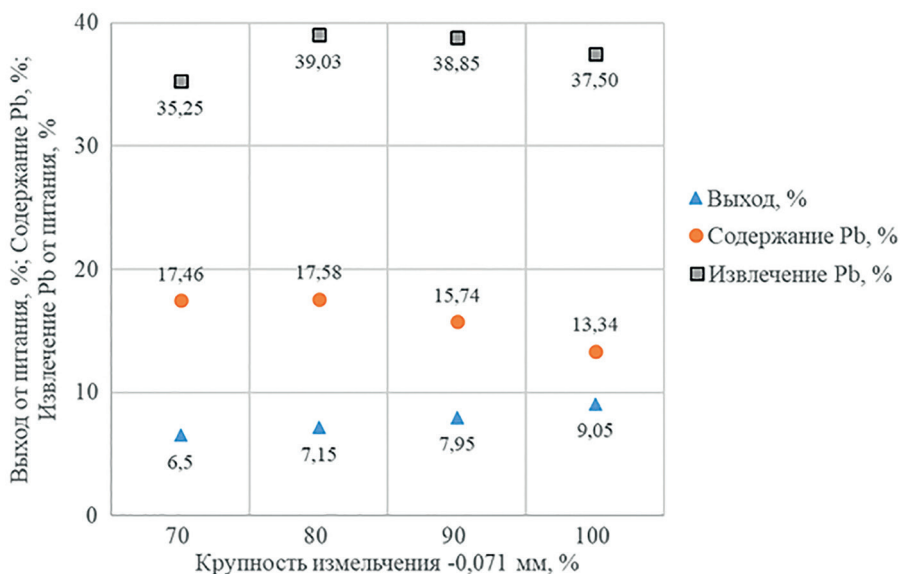


Рис. 5. График зависимости выхода (от питания), содержания, и извлечения свинца (от питания) от крупности измельчения питания

Fig. 5. Yield (on feed), lead grade and recovery (on feed) dependence on feed size distribution

Таблица 8

Матрица подачи реагентов в опыты по флотации
Flotation experiments reagents dosing matrix

Наименование	Номера опытов								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Измельчение									
Крупность измельчения –0,074 мм, %	80	90	80	90	80	90	80	90	85
Na ₂ CO ₃ , г/т	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Na ₂ S, г/т	500	500	500	500	500	500	500	500	500
Агитация									
Na ₂ S, г/т	3000	3000	3000	3000	3600	3600	3600	3600	3300
БКК, г/т	200	200	280	280	200	200	280	280	240
C7, г/т	45	45	45	45	45	45	45	45	45
II флотация									
Na ₂ S, г/т	500	500	500	500	500	500	500	500	500
БКК, г/т	50	50	50	50	50	50	50	50	50
C7, г/т	25	25	25	25	25	25	25	25	25

материале крупностью 70%, 80%, 90%, и 100% –0,071 мм.

По данным экспериментов построен график зависимости выхода, содержания и извлечения свинца от крупности измельчения питания флотации, рис. 5.

Определение оптимального реагентного режима

Расход реагентов устанавливался путем проведения серии опытов, подача реагентов в опыты осуществлялась по матрице, приведенной в табл. 8 [22].

На рис. 6 приведен график зависимости выхода (от питания), содержания, и извлечения свинца (от питания) от режима флотации согласно номера опыта матрицы подачи реагентов.

Замкнутые опыты по флотации

Для установления показателей обогащения хвостов гравитационного обогащения по флотационной схеме проведены замкнутые опыты с возвратом

оборотных продуктов (восемь замкнутых циклов) по режиму разработанном на предварительном этапе исследования. Протестирована схема с двумя перекрестными флотациями.

Результаты и их обсуждения

Гравитационное обогащение

Содержание свинца в суммарном классе крупностью –16+0,071 мм составило 8,40% при выходе от руды 52,86%. С использованием процессов отсадки машинных классов крупностью –16+3 мм и –3+0,071 мм получены черновые концентраты пригодные по содержанию для эффективного извлечения свинца в гравитационный концентрат на концентратном столе. Суммарный выход черновых концентратов отсадки составил 21,28% со средним содержанием свинца 18,68%. Полученные концентраты отсадок с целью раскрытия сростков свинцовых минералов измельчались до крупности 50% класса менее 0,071 мм

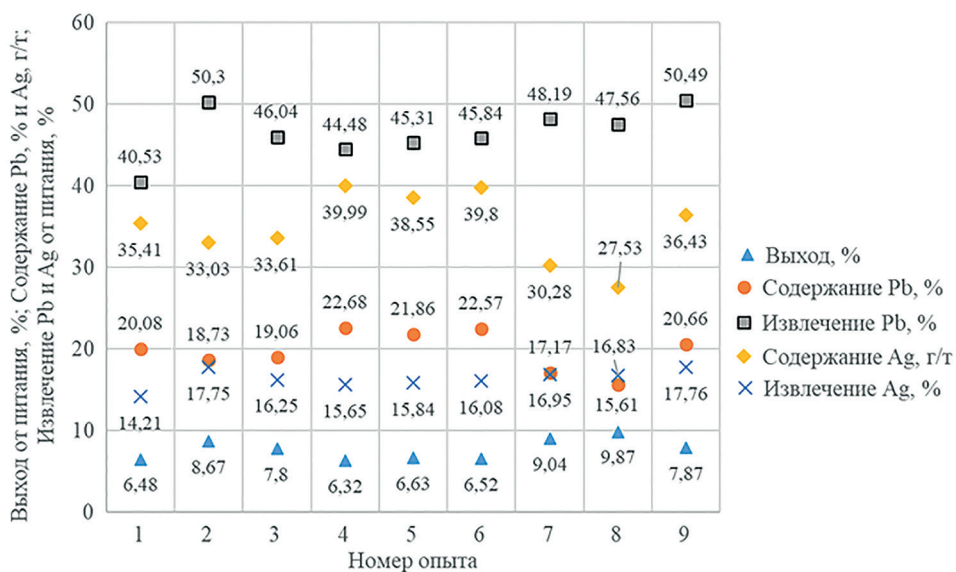


Рис. 6. График зависимости выхода (от питания), содержания, и извлечения свинца и серебра (от питания) от режима флотации согласно номера опыта матрицы подачи реагентов

Fig. 6. Yield (on feed), lead and silver grade and recovery (on feed) dependence on flotation mode according to experiment number of reagent feed matrix graph

и направлялись на обогащения на концентрационном столе.

С использованием гравитационного цикла в схеме обогащения окисленной полиметаллической руды получен Pb гравитационный концентрат выходом от руды 5,38%, с содержанием свинца 51,53% и серебра 17,20 г/т. В гравитационном концентрате, концентрации серебра не происходит. Полученные в гравитационном цикле хвосты объединялись с первичным классом $-0,071+0,0$ мм и являлись питанием флотации. Содержание свинца в питании флотации снизилось на 2,6% (содержание в исходной руде 5,92%) и составило 3,32%, содержание серебра осталось на уровне его содержания в руде (содержание в исходной руде 16,20 г/т) и составило 16,14 г/т.

Флотационное обогащение Определение оптимальной крупности измельчения

Был принят следующий реагентный режим: в измельчение: Na_2CO_3 —

1000 г/т, Na_2S — 500 г/т; в агитацию: Na_2S — 3000 г/т, БКК — 160 г/т, флотанол C7 — 45 г/т; во флотацию II: Na_2S — 500 г/т, БКК — 50 г/т, флотанол C7 — 25 г/т. Продолжительность флотации I составляла 12 мин, флотации II 10 мин.

По результатам тестов рис. 5 следует, что наиболее высокое извлечение свинца получено при крупности измельчения 80–90% класса $-0,071$ мм. С учетом полученных данных оптимальная крупность измельчения для флотации была выбрана равной 85% $-0,071$ мм.

Определение оптимального реагентного режима

Основными критериями выбора реагентного режима было извлечение свинца в концентрат.

Наиболее высокое извлечение свинца рис. 6 достигнуто при условиях опытов 2 и 9 согласно матрице подачи реагентов (табл. 8), однако при использовании реагентного режима опыта 9 выход

концентрата флотации ниже и составил 7,87% от питания, содержание свинца в концентрате выше и составило 20,66%.

Извлечение серебра во всех исследованных опытах (рис. 6) варьируется от 14,21% до 17,76%, т.е. низкое. Основное количество серебра не флотируется и остается в камерном продукте флотации.

На основании результатов тестов по подбору оптимального реагентного режима, флотацию рекомендуется проводить при условиях опыта № 9, (табл. 8).

Замкнутые опыты по флотации

Для флотации хвостов гравитационного обогащения и первичного класса –0,071 мм в замкнутом цикле использован оптимальный реагентный режим, установленный в открытых опытах:

Крупность измельчения составляет 85% –0,071 мм; в измельчение: Na_2CO_3 – 1000 г/т, Na_2S – 500 г/т; в агитацию: Na_2S – 3300 г/т, БКК –

240 г/т, флотанол С7 – 45 г/т; во флотацию II: Na_2S – 500 г/т, БКК – 50 г/т, С7 – 25 г/т. Продолжительность флотации I – 12 мин, флотации II 10 мин, I перечистка – 4 мин, II перечистка – 3 мин.

Результаты флотации замкнутого опыта приведены в табл. 9. На основании полученных результатов исследований разработана гравитационно-флотационная схема обогащения окисленной свинцово-цинковой руды, см. рис. 7.

Полученный баланс металлов по гравитационно-флотационной схеме приведен в табл. 10.

В результате выполненных исследований были получены следующие результаты.

- Гравитационный свинцовый концентрат с выходом 5,38% с содержанием свинца 51,53%, при извлечении 46,91%;
- Флотационный свинцовый концентрат с выходом 2,86% с содержа-

Таблица 9

Показатели флотационного обогащения замкнутого опыта **Closed experiment of flotation concentration indicators**

Наименование	Выход от руды, %	Содержание, %		
		Pb	Zn	Ag, г/т
Pb флотационный концентрат	2,86	50,69	0,35	89,25
Хвосты флотации	91,76	1,84	0,76	13,86
Питание флотации	94,62	3,32	0,75	16,14

Таблица 10

Баланс металлов гравитационно-флотационной схемы обогащения окисленной свинецсодержащей руды **Oxidized lead-containing ore gravity-flotation concentration scheme metal balance**

Наименование	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Ag, г/т	Pb	Zn	Ag
Гравитационный концентрат	5,38	51,53	0,26	17,20	46,91	1,94	5,71
Флотационный концентрат	2,86	50,69	0,35	89,25	24,53	1,39	15,76
Общий концентрат	8,24	51,24	0,29	42,21	71,44	3,33	21,47
Хвосты флотации	91,76	1,84	0,76	13,86	28,56	96,67	78,53
Руда	100,00	5,91	0,72	16,20	100,00	100,00	100,00

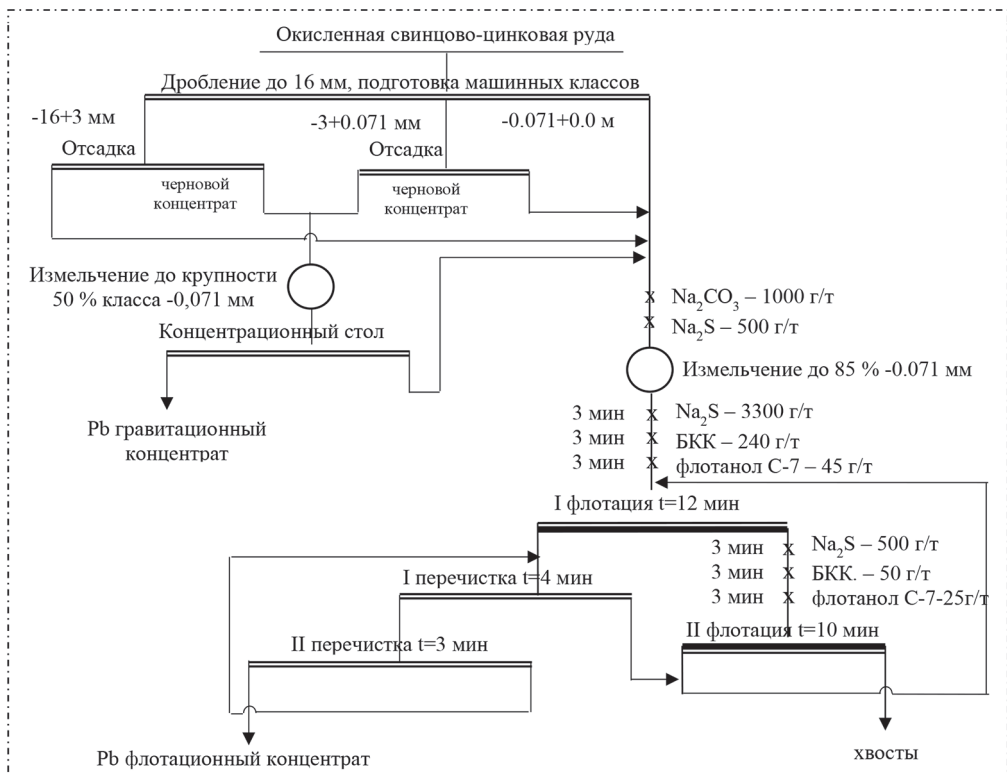


Рис. 7. Гравитационно-флотационная схема обогащения окисленной свинецсодержащей руды
Fig. 7. Oxidized lead-zinc lead-containing ore gravity-flotation concentration scheme

нием свинца 50,69%, при извлечении 24,53%;

- Общее извлечение свинца в гравитационно-флотационный концентрат составило 71,44% при выходе 8,24% и содержании 51,24%;

- Выход хвостов гравитационно-флотационного обогащения составил 91,76% с содержанием свинца 1,84% при извлечении 28,56%.

Рекомендации по использованию

Полученные данные и предложенная методика исследования с включением гравитационного обогащения могут быть использованы для изучения обогатимости аналогичных руд различных месторождений. Предлагаемая методика исследований с учетом знания качественных и количественных характеристик

руды получаемых при изучении вещественного состава, флотационного и гравитационного обогащения позволяет существенно улучшить получаемые технологические показатели обогащения и комплексность использования сырья.

Выводы

На основании анализа полученных результатов исследований можно сделать следующие основные выводы:

- исследованиями по изучению вещественного состава установлено, что руда относится к окисленным свинцовым рудам. Фазовый состав руды: церуссит 54,96% (3,20%мас.) легкофлотируемый минерал, пироморфит — 20,89% (1,21%мас.) и плумбозит — 24,15% (1,41%мас.) труднофлотируемые минералы;

- серебро присутствующее в руде преимущественно связано с минералами пустой породы и в процессе обогащения извлекается в хвосты обогащения;

- гравитационное обогащения на отсадочных машинах и концентрационном столе перед флотационным обогащением обеспечивает извлечение крупных свободных зерен свинцовых мине-

ралов в гравитационный концентрат, что снижает его переизмельчение перед флотационным обогащением и способствует повышению общего извлечения свинца;

- гравитационно-флотационная схема обогащения руды обеспечивает извлечение свинца в гравитационно-флотационный концентрат на уровне 71,44% при содержании 51,24%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Xie H. Y., Sun R., Wu J. Z., Feng D. X., Gao L. K. A case study of enhanced sulfidization flotation of lead oxide ore: Influence of depressants // *Minerals*. 2020, vol. 10, no. 2, article 95. DOI: 10.3390/min10020095.

2. Tang H. H., Liu B. J., Li M. S., Zhang Q. C., Zhang X. X., Jiang F. Cooperative effect of sodium lauryl sulfate collector and sodium pyrophosphate depressant on the flotation separation of lead oxide minerals from hematite // *International Journal of Minerals, Metallurgy & Materials*. 2024, vol. 31 no. 9, pp. 1975 – 1984. DOI: 10.1007/s12613-023-2815-2.

3. Nayak A., Jena M. S., Mandre N. R. Beneficiation of lead-zinc ores — A review // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2021, vol. 43 no. 5, pp. 564 – 583, DOI: 10.1080/08827508.2021.1903459

4. Asadi T., Azizi A., Lee J., Jahani M. Leaching of zinc from a lead-zinc flotation tailing sample using ferric sulfate and sulfuric acid media // *Journal of Environmental Chemical Engineering*. 2017, vol. 5, pp. 4769 – 4775. DOI: 10.1016/j.jece.2017.09.005.

5. Hussaini S., Kursunoglu S., Top S., Ichlas Z. T., Kaya M. Testing of 17-different leaching agents for the recovery of zinc from a carbonate-type Pb-Zn ore flotation tailing // *Minerals Engineering*. 2021, vol. 168, article 106935. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106935.

6. Liu C., Zhang W. C., Song S. X., Li H. Q., Jiao X. K. A novel insight of the effect of sodium chloride on the sulfidization flotation of cerussite // *Powder Technology*. 2019, vol. 344, pp. 103 – 107.

7. Feng Q., Wen S., Cao Q., Deng J., Zhao W. The effect of chloride ions on the activity of cerussite surfaces // *Minerals*. 2016, vol. 6, no. 3, article 92. DOI: 10.3390/min6030092.

8. Телков Ш. А., Мотовилов И. Ю., Барменшинова М. Б., Абишева З. С. Изучение гравитационно-флотационного обогащения свинцово-цинковой руды месторождения Шалки // *Обогащение руд*. — 2021. — № 6. — С. 9–15. DOI: 10.17580/or.2021.06.02.

9. Телков Ш. А., Мотовилов И. Ю., Барменшинова М. Б., Медяник Н. Л., Даруеш Г. С. Обоснование возможности использования гравитационного обогащения свинцово-цинковой руды месторождения Шалки // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. — 2019. — № 3. — С. 99–105. DOI: 10.15372/FTPRPI20190312.

10. Телков Ш. А., Мотовилов И. Ю., Барменшинова М. Б. Способ измельчения трудноизвлекаемых полиметаллических руд методом гравитационного обогащения. Патент на полезную модель № 6020. 30.04.2021.

11. Мютевеллиоглу Н. А., Екелер М. Обогащение окисленных свинцово-цинковых руд путем флотации с использованием различных химикатов и условий испытаний // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. — 2019. — № 2. — С. 162–168. DOI: 10.15372/FTPRPI20190218.

12. Zhao Y., H Tian, Li J., Chen S., Zhao J. Constraints on the genesis of the Laochang Pb—Zn ore, Gejiu district, Yunnan: Evidence from sulfide trace element and isotope geochemistry // *Ore Geology Reviews*. 2022, vol. 150. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2022.105162.

13. Fazli S., Taghipour B., Moore F., Lentz D. R. Fluid inclusions, S isotopes, and Pb isotopes characteristics of the Kuh-e-Surmeh carbonate-hosted Zn—Pb deposit in the Zagros Fold Belt, southwest

Iran: Implications for the source of metals and sulfur and MVT genetic model // *Ore Geology Reviews*. 2019, vol. 109, pp. 615 – 629. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2019.04.006.

14. Cheng Y., Yang C., Deng M., Bai F., Chen F. Genesis of Caoziwa Pb–Zn deposit in Tengchong block, SW China: Constraints from sulfur isotopic and trace elemental compositions of sulfides // *Minerals*. 2024, vol. 14, no. 1, article 82. DOI: 10.3390/min14010082.

15. Антропова И. Г., Гуляшинов А. Н., Ламуев В. А., Палеев П. Л. Способ переработки труднообогатимой окисленной свинцовой руды. Патент РФ № 2364639-2009. Бюллетень № 23.

16. Antropova I. G., Gulyashinov P. A., Budaeva A. D., Dashiev I. P., Khomoksonova D. P. Processing of oxidized lead–zinc ore by co-roasting with pyrite-bearing ore // *Minerals*. 2024, vol. 14, article 1241. DOI: 10.3390/min14121241.

17. Yu A., Ding Z., Yuan J., Feng Q., Wen S., Bai S. Process mineralogy characteristics and flotation optimization of a low-grade oxidized lead and zinc ore from lanping mine // *Minerals*. 2023, vol. 13, article 1167. DOI: 10.3390/min13091167.

18. Oxide lead treatment & extraction by flotation & gravity methods. <https://www.911metallurgist.com/blog/oxide-lead-ore-treatment-extraction-method/#Lead-Oxide-Gravity-Flotation-Process-Flowsheet>.

19. Jialei Li, Siyan Liu, Dianwen Liu, Ruizeng Liu, Zhicheng Liu, Xiaodong Jia, Tiancang Chang Sulfidization mechanism in the flotation of cerussite: A heterogeneous solid-liquid reaction that yields PbCO₃/PbS core-shell particles // *Minerals Engineering*. 2020, vol. 153, DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106400.

20. Feng Q. C., Wen S. M., Zhao W. J., Deng J. S., Xian Y. J. Adsorption of sulfide ions on cerussite surfaces and implications for flotation // *Journal of Applied Surface Science*. 2016, vol. 360, pp. 365 – 372.

21. Wei B., Mao Y., Wang L., Shen P., Wang H., Liu D. Sources, performance and mechanisms of metal ions in the flotation process of copper, lead, and zinc ores: A Review // *Minerals*. 2024, vol. 14, DOI: 10.3390/min14111105.

22. Янгитилавова Б. Х., Ли Э. М., Мотовилов И. Ю. Отработка режима свинцового цикла флотации полиметаллической руды с помощью метода симплекс-планирования // *Горный журнал Казахстана*. — 2021. — № 4. — С. 47 – 54. **ПАБ**

REFERENCES

1. Xie H. Y., Sun R., Wu J. Z., Feng D. X., Gao L. K. A case study of enhanced sulfidization flotation of lead oxide ore: Influence of depressants. *Minerals*. 2020, vol. 10, no. 2, article 95. DOI: 10.3390/min10020095.

2. Tang H. H., Liu B. J., Li M. S., Zhang Q. C., Zhang X. X., Jiang F. Cooperative effect of sodium lauryl sulfate collector and sodium pyrophosphate depressant on the flotation separation of lead oxide minerals from hematite. *International Journal of Minerals, Metallurgy & Materials*. 2024, vol. 31 no. 9, pp. 1975 – 1984. DOI: 10.1007/s12613-023-2815-2.

3. Nayak A., Jena M. S., Mandre N. R. Beneficiation of lead-zinc ores – A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2021, vol. 43 no. 5, pp. 564 – 583, DOI: 10.1080/08827508.2021.1903459

4. Asadi T., Azizi A., Lee J., Jahani M. Leaching of zinc from a lead-zinc flotation tailing sample using ferric sulfate and sulfuric acid media. *Journal of Environmental Chemical Engineering*. 2017, vol. 5, pp. 4769 – 4775. DOI: 10.1016/j.jece.2017.09.005.

5. Hussaini S., Kursunoglu S., Top S., Ichlas Z. T., Kaya M. Testing of 17-different leaching agents for the recovery of zinc from a carbonate-type Pb–Zn ore flotation tailing. *Minerals Engineering*. 2021, vol. 168, article 106935. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106935.

6. Liu C., Zhang W. C., Song S. X., Li H. Q., Jiao X. K. A novel insight of the effect of sodium chloride on the sulfidization flotation of cerussite. *Powder Technology*. 2019, vol. 344, pp. 103 – 107.

7. Feng Q., Wen S., Cao Q., Deng J., Zhao W. The effect of chloride ions on the activity of cerussite surfaces. *Minerals*. 2016, vol. 6, no. 3, article 92. DOI: 10.3390/min6030092.

8. Telkov Sh.A., Motovilov I.Tu., Barmenshinova M. B., Abisheva, Z.S. Study of gravity-flotation concentration of lead-zinc ore at the Shalkiya deposit. *Obogashchenie Rud*. 2021, vol. 6, pp. 9 – 15. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2021.06.02.

9. Telkov Sh. A., Motovilov I. Yu., Barmenshinova M. B., Medyanik N. L., Daruesh G. S. Substantiation of gravity concentration to the shalkiya deposit lead-zinc ore. *Journal of Mining Science*. 2019, no. 3, pp. 99–105. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20190312.
10. Telkov Sh. A., Motovilov I. Yu., Barmenshinova M. B. *Patent for utility model No. 6020*. 30.04.2021. [In Russ].
11. Mütvellioğlu N. A., Yekeler M. Beneficiation of oxidized lead-zinc ores by flotation using different chemicals and test conditions. *Journal of Mining Science*. 2019, no. 2, pp. 162–168. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20190218.
12. Zhao Y., H Tian, Li J., Chen S., Zhao J. Constraints on the genesis of the Laochang Pb–Zn ore, Gejiu district, Yunnan: Evidence from sulfide trace element and isotope geochemistry. *Ore Geology Reviews*. 2022, vol. 150. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2022.105162.
13. Fazli S., Taghipour B., Moore F., Lentz D. R. Fluid inclusions, S isotopes, and Pb isotopes characteristics of the Kuh-e-Surmeh carbonate-hosted Zn–Pb deposit in the Zagros Fold Belt, southwest Iran: Implications for the source of metals and sulfur and MVT genetic model. *Ore Geology Reviews*. 2019, vol. 109, pp. 615–629. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2019.04.006.
14. Cheng Y., Yang C., Deng M., Bai F., Chen F. Genesis of Caoziwa Pb–Zn deposit in Tengchong block, SW China: Constraints from sulfur isotopic and trace elemental compositions of sulfides. *Minerals*. 2024, vol. 14, no. 1, article 82. DOI: 10.3390/min14010082.
15. Antropova I. G., Gulyashinov A. N., Lamuev V. A., Paleev P. L. *Patent RU 2364639-2009*. Bulletin No. 23 [In Russ].
16. Antropova I. G., Gulyashinov P. A., Budaeva A. D., Dashiev I. P., Khomoksonova D. P. Processing of oxidized lead–zinc ore by co-roasting with pyrite-bearing ore. *Minerals*. 2024, vol. 14, article 1241. DOI: 10.3390/min14121241.
17. Yu A., Ding Z., Yuan J., Feng Q., Wen S., Bai S. Process mineralogy characteristics and flotation optimization of a low-grade oxidized lead and zinc ore from lanping mine. *Minerals*. 2023, vol. 13, article 1167. DOI: 10.3390/min13091167.
18. *Oxide lead treatment & extraction by flotation & gravity methods*. <https://www.911metallurgist.com/blog/oxide-lead-ore-treatment-extraction-method/#Lead-Oxide-Gravity-Flotation-Process-Flowsheet>.
19. Jialei Li, Siyan Liu, Dianwen Liu, Ruizeng Liu, Zhicheng Liu, Xiaodong Jia, Tianchang Chang Sulfidization mechanism in the flotation of cerussite: A heterogeneous solid-liquid reaction that yields PbCO₃/PbS core-shell particles. *Minerals Engineering*. 2020, vol. 153, DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106400.
20. Feng Q. C., Wen S. M., Zhao W. J., Deng J. S., Xian Y. J. Adsorption of sulfide ions on cerussite surfaces and implications for flotation. *Journal of Applied Surface Science*. 2016, vol. 360, pp. 365–372.
21. Wei B., Mao Y., Wang L., Shen P., Wang H., Liu D. Sources, performance and mechanisms of metal ions in the flotation process of copper, lead, and zinc ores: A Review. *Minerals*. 2024, vol. 14, DOI: 10.3390/min14111105.
22. Yangitilavova B. Kh., Li E. M., Motovilov I. Yu. Development of the lead cycle mode of poly-metallic ore flotation using the simplex planning method. *Mining Journal of Kazakhstan*. 2021, no. 4, pp. 47–54. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Мотовилов Игорь Юрьевич¹ — доктор ph.d.,
ассоциированный профессор,
e-mail: motovilov88@inbox.ru,
Телков Шамиль Абдулаевич¹ — канд. техн. наук,
доцент, профессор,
e-mail: naukaty@mail.ru,
Барменшинова Мадина Богембаевна¹ — канд. техн. наук,
ассоциированный профессор, зав. кафедрой,
e-mail: m.barmenshinova@satbayev.university,

Омар Рахимжан Султанбекулы¹ — магистр технических наук, младший научный сотрудник,
e-mail: r.omar@satbayev.university,
Адилжан Жанаргул¹ — магистр технических наук, младший научный сотрудник,
e-mail: z.adilzhan@satbayev.university,
¹ Satbayev University, Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова.

Для контактов: Барменшинова М.Б., e-mail: m.barmenshinova@satbayev.university.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

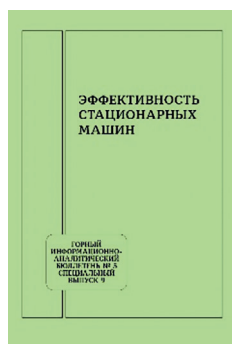
I. Yu. Motovilov¹, Doctor Ph.D., Associate Professor,
e-mail: motovilov88@inbox.ru,
Sh. A. Telkov¹, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,
Professor, e-mail: naukaty@mail.ru,
M. B. Barmenshinova¹, Cand. Sci. (Eng.),
Associate Professor, Head of Chair,
e-mail: m.barmenshinova@satbayev.university,
R. S. Omar¹, Master of Technical Sciences,
Junior Researcher, e-mail: r.omar@satbayev.university,
Zh. Adilzhan¹, Master of Technical Sciences,
Junior Researcher, e-mail: z.adilzhan@satbayev.university,
¹ Satbayev University, 050013, Almaty, Kazakhstan.

Corresponding author: M. B. Barmenshinova, e-mail: m.barmenshinova@satbayev.university.

Получена редакцией 03.06.2025; получена после рецензии 27.07.2025; принята к печати 10.08.2025.
Received by the editors 03.06.2025; received after the review 27.07.2025; accepted for printing 10.08.2025.



НОВИНКИ ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»



Зотов В. В., Мнацаканян В. У., Лакшинский В. С., Кривенко А. Е.,
Дятлова Е. В., Фролова А. Ю., Борисов Б. Б., Искандяров А. С.
Эффективность стационарных машин: Горный информационно-аналитический бюллетень (специальный выпуск 9)
Год: 2025
Страниц: 32
ISSN 0236-1493

В выпуск включены статьи молодых ученых, посвященные повышению эффективности стационарных машин: рудничных подъемных установок и центробежных насосов для рудничного водоотлива. В статьях представлены разработанные цифровые модели, позволяющие имитировать рабочие процессы, которые наблюдаются во время эксплуатации стационарного оборудования. Цифровые модели позволяют провести анализ конструктивных и режимных параметров стационарного оборудования и обосновать их с учетом условий эксплуатации. На основании выполненных исследований авторами предложены перспективные направления модернизации стационарных машин.