Код МРНТИ 52.45.17

А. Р. Мамбеталиева[1], *А. Ж. Танабаева[1], Т. А. Карабалаев[1], Ю. П. Морозов[2]

[1]Satbayev University (г. Алматы, Казахстан),

[2]Уральский государственный горный университет (г. Екатеринбург, Россия)

ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОСКУДУК

Аннотация. Настоящее исследование направлено на оценку применимости гравитационных методов для обогащения окисленных свинцово-цинковых руд Коскудукского месторождения. В рамках лабораторных исследований были проведены испытания с использованием виброцентробежной сепарации и концентрации на столе при различной крупности исходного материала, изменяющейся в пределах содержания класса -0,074 мм от 19,9 до 80%. Выявлено, что высокая степень окисления, тонкое вкрапление рудных минералов и интенсивное образование шламов существенно снижают эффективность гравитационного разделения. Результаты экспериментов указывают на ограниченность самостоятельного применения гравитационных методов и подтверждают необходимость разработки комплексных технологических схем, ориентированных на высокоэффективные и селективные флотационные процессы, адаптированные к особенностям исследуемого сырья.

Ключевые слова: *гравитационное обогащение, виброцентробежная сепарация, концентрационный стол, степень измельчения, тонкая вкрапленность, технологическая эффективность.*

Қоскұдық кен орнының тотығуға ұшыраған қорғасын-мырыш кендтерін гравитациялық байыту технологиясының тиімділігін бағалау

Аңдатпа. Осы зерттеу Қоскұдық кен орнының тотыққан қорғасын-мырыш кендерін байыту үшін гравитациялық әдістердің қолданылуын бағалауға бағытталған. Зертханалық зерттеулер шеңберінде дірілден тепкіш сепарацияны және бастапқы материалдың әр түрлі мөлшерінде, 0,074 мм сынып мазмұны шегінде 19,9-дан 80%-ға дейін өзгеретін үстелде шоғырлануды пайдалана отырып сынақтар жүргізілді. Тотығудың жоғары дәрежесі, кен минералдарының майда қосылуы және шламдардың қарқынды түзілуі гравитациялық бөлінудің тиімділігін айтарлықтай төмендететіні анықталды. Зерттеудің нәтижелері гравитациялық әдістерді өз бетінше қолданудың шектеулілігін көрсетеді және зерттелетін шикізаттың ерекшеліктеріне бейімделген жоғары тиімді және селективті флотациялық процестерге бағытталған кешенді технологиялық схемаларды әзірлеу қажеттілігін растайды.

Түйінді сөздер*: гравитациялық байыту, виброцентрифугалық сепарация, концентрациялық үстел, ұнтақтау дәрежесі, шлам түзілуі, технологиялық тиімділігі.*

Assessment of the technological efficiency of gravity concentration for oxidized lead-zinc ores of the Koskuduk deposit

Abstract. The present study is aimed at assessing the applicability of gravity methods for the enrichment of oxidized lead-zinc ores from the Koskuduk deposit. As part of the laboratory research, tests were carried out using vibration separation and concentration on the table at different sizes of the starting material, varying within the range of the content of the class -0.074 mm from 19.9 to 80%. It has been revealed that a high degree of oxidation, fine inclusions of ore minerals and intensive sludge formation significantly reduce the efficiency of gravity separation. The experimental results indicate the limitations of independent application of gravity methods and confirm the need to develop complex technological schemes focused on highly efficient and selective flotation processes adapted to the characteristics of the raw materials under study.

Keywords*: gravity separation, vibrocentrifugal separation, concentration table, degree of grinding, fine inclusions, technological efficiency.*

Введение

Обогащение окисленных свинцово-цинковых руд в последние десятилетия становится все более актуальной задачей для горнодобывающей и перерабатывающей отрасли. В условиях истощения легкообогатимых запасов сульфидных руд, снижение качества минерального сырья, а также экологические ограничения на размещение отходов стимулируют переход к разработке ранее малоизученных или нерентабельных окисленных руд. Особую сложность представляет минералогический состав таких руд, в которых свинец и цинк представлены преимущественно в виде церуссита ***[$PbCO_3$]***, англезита ***[$PbSO_4$]***, смитсонита ***[$ZnCO_3$]***, гемиморфита ***[$Zn_4Si_2O_7(OH)_2 \cdot H_2O$]***, гидрозинцита ***[$Zn_5(CO_3)_2(OH)_6$]*** и других форм, отличающихся тонкой вкрапленностью и сложной текстурной [1], [2].

Традиционные методы переработки, основанные на флотации, разработанные в первую очередь для сульфидных руд, в случае с окисленными минералами оказываются менее эффективными. Это обусловлено слабой реагентной активностью окисленных форм металлов, а также их высокой дисперсностью и различной природной поверхностью свойств [4]. Кроме того, окисленные руды часто сопровождаются значительным количеством глинистых и углеродистых включений, что затрудняет флотационное разделение и требует применения многостадийных схем с высокой удельной затратой реагентов [5], [6] .

В этой связи возрастающий интерес вызывает использование гравитационных методов обогащения, основанных на различии плотностей минералов и пустой породы. В ряде случаев гравитационные методы позволяют отделить крупные и среднезернистые тяжелые минералы свинца и цинка с относительно высокой эффективностью при минимальном количестве химических реагентов [7].

Анализ технологических схем, внедряемых на современных обогатительных предприятиях, свидетельствует о целесообразности применения гравитационной сепарации как одного из ключевых этапов комплексной переработки. Предварительное гравитационное обогащение позволяет эффективно отделять пустую породу, повышая содержание металлов в продуктах, направляемых на последующие стадии, и тем самым снижая общую нагрузку на флотационные оборудование [8], [9]. Особенно важно это при переработке руд, содержащих углеродсодержащие или глинистые примеси, оказывающие ингибирующее действие на процессы флотации.

Целью настоящего исследования является обоснование и экспериментальное подтверждение эффективности применения гравитационных методов обогащения на этапе предварительной подготовки труднообогатимых окислен-

ных свинцово-цинковых руд месторождения Коскудук. В рамках работы предполагается изучить минеральный и гранулометрический состав руд, оценить перерабатываемость в условиях высокой степени окисления, а также определить роль гравитационной сепарации в повышении селективности и технологической эффективности последующей флотации.

Материалы и методы

Объект исследования – проба окисленных свинцово-цинковых руд Коскудукского месторождения.

По результатам химического анализа, содержание свинца в исследуемой пробе варьируется в пределах 0,82–0,85%, цинка — 0,60–0,65%. Содержание меди составляет порядка 0,02%, что не представляет интереса с точки зрения промышленной переработки. Наряду с этим в составе руды установлено присутствие благородных компонентов: содержание золота составляет около 0,6 г/т, а серебра — 5,5 г/т, что придает дополнительную ценность сырью.

Фазовая характеристика подтверждает, что руда относится к окисленному типу. Основная масса свинца (до 82,9% отн.) находится в виде окисленных и силикатных форм. Цинк также преимущественно представлен в окисленном виде — до 87,7%. Железо содержится почти полностью в форме оксидов, при этом сульфидные формы встречаются в незначительных количествах (менее 0,05% абс.), что указывает на высокую степень окисления рудного вещества.

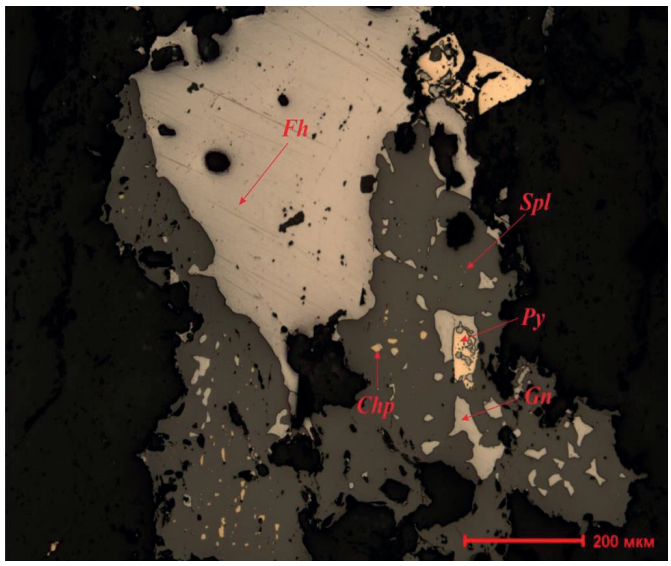
Минералогический состав окисленных свинцово-цинковых руд месторождения Коскудук отличается высокой сложностью: основными минералами являются гетит, гематит, халькопирит, сфалерит, галенит и ковеллин. Рудные минералы встречаются преимущественно в виде тонкой вкрапленности и замещенных структур, часто сопровождаемых мелкодисперсными шламами и глинистыми агрегатами. Размеры зерен колеблются в пределах 0,003–0,05 мм, а в ряде случаев снижаются до менее 5 мкм, что осложняет их раскрытие и извлечение традиционными методами флотации (рис. 1).

Таким образом, с учетом тонковкрапленной структуры руды, высокой степени окисления и различий в плотности минералов, гравитационные методы целесообразно применять в составе комбинированной схемы переработки труднообогатимых окисленных руд месторождения Коскудук.

Результаты и обсуждение

В рамках настоящего исследования были проведены лабораторные технологические испытания по гравитационному обогащению окисленной руды месторождения Коскудук с использованием виброцентробежного метода и концентрационного стола.

Эксперименты с применением виброцентробежного сепаратора СЦВ-4, разработанного Тульской горнорудной компанией, выполнялись при различных степенях измельчения руды. Режимы обогащения и схема испытаний представлены на рис. 2, а обобщенные результаты — в таблице 1. Дополнительно была исследована эффективность концентрации на лабораторном концентрационном столе СКЛ-2 (рис. 3), результаты приведены в таблице 3.



Chp – халькопирит; Py – пирит; Spl – сфалерит; Gn – галенит, Fh – блеклая руда

Рис. 1. Аншлиф. Характеристика включения минералов. Увел. 100.
Сурет 1. Жылтыратылған қима. Минералды қосындылардың сипаттамасы. Үлкейту 100.
Figure 1. Polished section. Characteristics of mineral inclusions. Magnification 100.

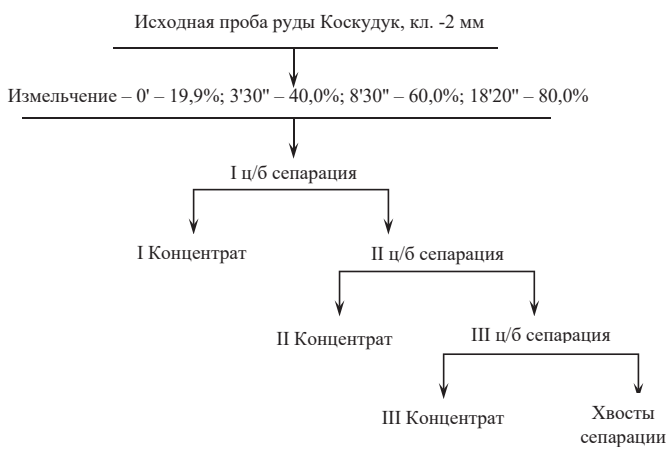


Рис. 2. Схема обогащения исходной пробы окисленной руды месторождения Коскудук, дробленой до -2,0 мм, на виброцентробежном сепараторе при разном времени измельчения.
Сурет 2. Қоскұдық кен орнының тотыққан рудасының бастапқы үлгісін -2,0 мм-ге дейін ұнтақталған діріл центрифугалық сепараторда әр түрлі ұнтақтау уақытында байыту схемасы.
Figure 2. Scheme of enrichment of the initial sample of oxidized ore from the Koskuduk deposit, crushed to -2.0 mm, in a vibratory centrifugal separator at different grinding times.

В целях количественной оценки влияния степени измельчения на эффективность гравитационного обогащения окисленных свинцово-цинковых руд место-

Таблица 1

Результаты обогащения исходной пробы окисленной руды месторождения Коскудук, дробленой до -2,0 мм, на виброцентробежном сепараторе при разном времени измельчения

Кесте 1

Қоскұдық кен орнының тотыққан кенінің бастапқы үлгісін -2,0 мм-ге дейін ұсақталған діріл центрден тепкіш сепараторда әр түрлі ұнтақтау уақытында байыту нәтижелері

Table 1

Results of enrichment of the initial sample of oxidized ore from the Koskuduk deposit, crushed to -2.0 mm, on a vibratory centrifugal separator at different grinding times

Наименование	Выход, %	Содержание, г/т*, %					Распределение, %				
		Pb	***Zn***	***Au****	***Ag****	***Fe***	***Pb***	***Zn***	***Au***	***Ag***	***Fe***
Опыт 1. Время измельчения О’; 19,9% кл. -0,074 мм											
I Концентрат ц/б	84,8	0,85	0,62	0,60	5,60	6,13	87,20	80,30	85,40	88,50	82,30
II Концентрат ц/б	1,2	0,71	0,58	1,11	5,30	5,17	1,00	1,10	2,20	1,20	1,00
∑ I и II к-т ц/б	**86**	**0,85**	**0,62**	**0,61**	**5,60**	**6,12**	**88,20**	**81,40**	**87,60**	**89,70**	**83,30**
III Концентрат ц/б	0,2	1,63	0,84	4,46	7,80	6,25	0,40	0,30	1,50	0,30	0,20
∑ концентрат ц/б	**86,2**	**0,85**	**0,62**	**0,62**	**5,60**	**6,12**	**88,60**	**81,70**	**89,10**	**90,00**	**83,50**
Хвосты ц/б	13,8	0,68	0,87	0,47	3,90	7,57	11,40	18,30	10,90	10,00	16,50
Исходная руда	100,0	0,83	0,65	0,60	5,37	6,32	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Опыт 2. Время измельчения 3.30’; 40,0% кл. -0,074 мм											
I Концентрат ц/б	17,8	2,40	0,84	1,30	14,30	6,07	50,30	23,20	37,90	47,40	17,20
II Концентрат ц/б	13,5	0,60	0,60	0,56	4,40	5,75	9,50	12,60	12,40	11,10	12,30
∑ I и II к-т ц/б	**31,3**	**1,62**	**0,74**	**0,98**	**10,03**	**5,93**	**59,80**	**35,80**	**50,30**	**58,50**	**29,50**
III Концентрат ц/б	15,3	0,35	0,50	0,41	2,70	5,40	6,30	11,90	10,30	7,70	13,10
∑ концентрат ц/б	**46,6**	**1,21**	**0,66**	**0,79**	**7,62**	**5,76**	**66,10**	**47,70**	**60,60**	**66,20**	**42,60**
Хвосты ц/б	53,4	0,54	0,63	0,45	3,40	6,77	33,90	52,30	39,40	33,80	57,40
Исходная руда	100,0	0,85	0,64	0,61	5,37	6,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Опыт 3. Время измельчения 8.30’; 60,0% кл. -0,074 мм											
I Концентрат ц/б	6,8	4,90	1,17	2,70	28,40	6,78	38,70	12,20	31,10	35,70	7,30
II Концентрат ц/б	6,3	1,10	0,77	0,90	7,80	5,89	8,00	7,50	9,60	9,10	5,90
∑ I и II к-т ц/б	**13,1**	**3,07**	**0,98**	**1,83**	**18,49**	**6,35**	**46,70**	**19,70**	**40,70**	**44,80**	**13,20**
III Концентрат ц/б	6,1	0,63	0,61	0,45	5,20	5,62	4,50	5,70	4,60	5,90	5,50
∑ концентрат ц/б	**19,2**	**2,30**	**0,86**	**1,39**	**14,27**	**6,12**	**51,20**	**25,40**	**45,30**	**50,70**	**18,70**
Хвосты ц/б	80,8	0,52	0,60	0,40	3,30	6,32	48,80	74,60	54,70	49,30	81,30
Исходная руда	100,0	0,86	0,65	0,59	5,41	6,28	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Опыт 4. Время измельчения 18.20’; 80,0% кл. -0,074 мм											
I Концентрат ц/б	5,5	4,32	1,04	2,40	25,30	6,30	28,40	8,90	22,80	25,70	5,50
II Концентрат ц/б	5,1	1,35	0,81	1,10	10,40	6,16	8,20	6,50	9,70	9,80	5,00
∑ I и II к-т ц/б	**10,6**	**2,89**	**0,93**	**1,77**	**18,12**	**6,23**	**36,60**	**15,40**	**32,50**	**35,50**	**10,50**
III Концентрат ц/б	3,5	0,89	0,74	0,58	6,00	5,95	3,80	4,10	3,60	4,00	3,30
∑ концентрат ц/б	**14,1**	**2,39**	**0,88**	**1,47**	**15,07**	**6,16**	**40,40**	**19,50**	**36,10**	**39,50**	**13,80**
Хвосты ц/б	85,9	0,58	0,60	0,43	3,80	6,35	59,60	80,50	63,90	60,50	86,20
Исходная руда	100,0	0,84	0,64	0,58	5,39	6,32	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

рождения Коскудук была применена методика планирования эксперимента с использованием модели Протодьяконова-Малышева. В качестве варьируемого фактора рассматривалась доля класса -0,074 мм в измельченной пробе, изменяемая в диапазоне от 19,9% до 80%. В качестве функции отклика принималось извлечение свинца в суммарный концентрат по результатам гравитационного обогащения на виброцентробежном сепараторе.

На основании нормированных данных построены аппроксимационные зависимости в виде обобщенных уравнений.

$$Y_{pb}(x) = 66,1 * (\frac{x}{40})^{-0.553} \text{ и } Y_{Zn}(x) = 47,7 * (\frac{x}{40})^{-1,055},$$

где x — степень измельчения (% класса -0,074 мм);

Y_{Pb}, Y_{Zn} — извлечение свинца и цинка соответственно, в процентах.

Таблица 2

Зависимость извлечения свинца и цинка от степени измельчения (данные нормированы по результату базового опыта при 40% класса -0,074 мм)

Кесте 2

Қорғасын мен мырыш экстракциясының ұнтақтау дәрежесіне тәуелділігі (40% кластағы негізгі тәжірибе нәтижесі бойынша нормаланған мәліметтер -0,074 мм)

Table 2

The dependence of lead and zinc extraction on the degree of grinding (data normalized according to the result of the basic experiment at 40% class -0.074 mm)

Степень измельчения (–0,074 мм), %	Извлечение ***Pb***, %	Извлечение ***Zn***, %	Нормированное извлечение ***Pb***	Нормированное извлечение ***Zn***
19,9	88,6	81,7	1,34	1,71
40,0 (базовый опыт)	66,1	47,7	1,00	1,00
60,0	51,2	25,4	0,77	0,53
80,0	40,4	19,5	0,61	0,41

Таблица 3

Результаты обогащения исходной пробы окисленной руды месторождения Коскудук, дробленой до -2,0 мм, на концентрационном столе при разном времени измельчения

Кесте 3

Қоскұдық кен орнының -2,0 мм-ге дейін ұсақталған тотыққан кенінің бастапқы үлгісін әр түрлі ұнтақтау уақытында концентрация үстелінде байыту нәтижелері

Table 3

Results of enrichment of the initial sample of oxidized ore from the Koskuduk deposit, crushed to -2.0 mm, on a concentration table at different grinding times

Наименование	Выход, %	Содержание, г/т*, %					Распределение, %				
		Pb	***Zn***	***Au****	***Ag****	***Fe***	***Pb***	***Zn***	***Au***	***Ag***	***Fe***
Опыт 1. Время измельчения 3’30’’; 40,0% кл. -0,074 мм											
Концентрат	2,00	9,78	2,20	7,90	67,30	9,93	24,10	6,80	26,00	25,1	3,20
Хвосты	98,00	0,63	0,62	0,46	4,10	6,23	75,90	93,20	74,00	74,9	96,80
Исходная руда	100,0	0,81	0,65	0,61	5,36	6,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Опыт 2. Время измельчения 8’30’’; 60,0% кл. -0,074 мм											
Концентрат	1,80	8,82	1,74	8,40	54,0	9,38	19,40	4,80	24,30	18,00	2,70
Хвосты	98,20	0,67	0,63	0,48	4,50	6,23	80,60	95,20	75,70	82,00	97,30
Исходная руда	100,0	0,82	0,65	0,62	5,39	6,29	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Опыт 3. Время измельчения 18’20’’; 80,0% кл. -0,074 мм											
Концентрат	1,00	7,68	1,45	10,20	46,6	8,94	9,40	2,20	17,10	8,80	1,40
Хвосты	99,00	0,75	0,64	0,50	4,90	6,28	90,60	97,80	82,90	91,20	98,60
Исходная руда	100,0	0,82	0,65	0,60	5,32	6,31	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Анализ показывает, что оба компонента демонстрируют снижение извлечения при повышенной степени измельчения, однако чувствительность процесса по отношению к цинку значительно выше (показатель степени $\alpha Zn \approx -1,06$ по отношению к $\alpha Pb \approx -0,55$). Это указывает на необходимость строго контроля тонкости помола с целью минимизации шламовых потерь и оптимизации параметров гравитационного обогащения.

С учетом полученных результатов дополнительно были проведены испытания по обесшламливанию измельченной до -2 мм пробы руды с использованием лабораторного гидроциклона. Массовая доля выделенных шламов составила 8,3%, однако потери с ними ценных компонентов оказались значительными: свинец — 6,8%, цинк — 12,1%, золото — 3,7%, серебро — 5,0%. Концентрации металлов в шламовой фракции остаются выше фоновых значений, что исключает возможность ее отвального хранения и свидетельствует о необходимости включения шламов в дальнейшую переработку.

На основании полученных данных можно сделать вывод, что применение гравитационного обогащения и обесшламливания для исследуемой руды является ограниченно эффективным. Основными препятствующими факторами являются высокая степень тонкости вкра-

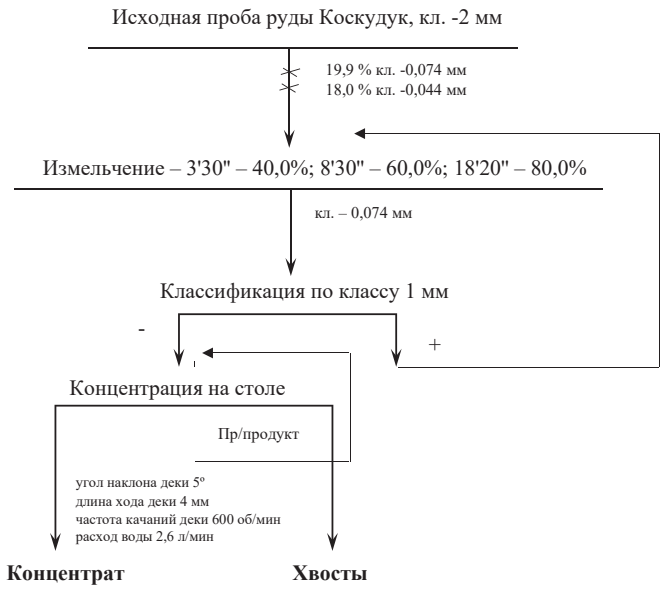


Рис. 3. Схема обогащения исходной пробы окисленной руды месторождения Коскудук, дробленой до -2,0 мм, на концентрационном столе при разном времени измельчения.
Сурет 3. Қоскұдық кен орнының -2,0 мм-ге дейін ұсақталған тотыққан рудасының бастапқы үлгісін әр түрлі ұнтақтау уақытында концентрация үстелінде байыту схемасы.
Figure 3. Scheme of enrichment of the initial sample of oxidized ore from the Koskuduk deposit, crushed to -2.0 mm, on a concentration table at different grinding times.

пленности, склонность руды к образованию шламов при измельчении, а также невозможность эффективного выделения ценных минералов по плотности. В этой связи переработка окисленной руды Коскудука требует альтернативных подходов, в первую очередь — флотационных технологий, адаптированных к условиям повышенного содержания глинистых компонентов и высоко окисленных форм свинца и цинка.

Заключение

Проведенные исследования продемонстрировали наличие существенных технологических ограничений при применении гравитационных методов для переработки окисленных свинцово-цинковых руд Коскудукского месторождения. Эти ограничения обусловлены тонкодисперсной вкрапленностью рудных компонентов, высокой степенью окисления минералов, а также интенсивным образованием шламов в процессе измельчения.

Результаты опытов по обесшламливанию показали значительные потери ценных металлов со шламовой фракцией, что исключает возможность ее утилизации в качестве отвального продукта и указывает на необходимость включения дополнительных этапов обогащения.

Установленные особенности поведения минералов в условиях гравитационного разделения подтверждают неэффективность самостоятельного применения данного метода. Таким образом, дальнейшие направления технологического совершенствования переработки руд месторождения Коскудук следует связывать с разработкой интегрированных схем, основанных на флотационных процессах с предварительной сульфидизацией окисленных минералов. Дополнительное внимание должно быть уделено оптимизации состава и режимов подачи реагентов, а также проработке решений по возврату ценных компонентов из шламов, что в совокупности позволит повысить общую эффективность и рентабельность переработки.

Благодарность

Данная статья написана по результатам исследований в рамках грантового проекта № AP23489765. Руководитель проекта, доктор Ph.D, ассоц. профессор А. Р. Мамбеталиева. Проект финансировался при поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Nayak A., Jena M. S., Mandre N. R. Обогащение свинцово-цинковых руд — обзор // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2021. – Т. 42 (5). – С. 564–583 (на английском языке)*
2. *Термодинамическое и экспериментальное обоснование переработки цинково-свинцовых руд / V. Shevko [и др.] // Minerals. – 2023. – Т. 13 (5). – С. 819 (на английском языке)*
3. *Переработка окисленной свинцово-цинковой руды путем совместного обжига с пиритсодержащей рудой / I. G. Antropova [и др.] // Minerals. – 2024. – Т. 14 (12). – Ст. 1241 (на английском языке)*
4. *Yuangan Chen, Yongsheng Sun, Yuexin Han. Эффективное флотационное разделение свинцово-цинковых оксидных руд с использованием технологий переработки минералов // Green and Smart Mining Engineering. – 2024. – Т. 2. – С. 175–189 (на английском языке)*
5. *Исследование флотационного извлечения типичной углеродсодержащей свинцово-цинковой сульфидной руды в провинции Гуйчжоу с предварительной декарбонизацией. / Guanghui Li [и др.] // Chemie der Erde. – 2024. – Т. 84 (1). – Ст. 126096 (на английском языке)*
6. *Технология флотации руды оксида цинка с использованием тройного амина в режиме открытого контура / Zhiwei Li [и др.] // Minerals. – 2024. – Т. 14 (9). – С. 902 (на английском языке)*
7. *Göktepe F. Обработка отходов свинцового рудника с помощью многогравитационного сепаратора Mozley (MGS) // Journal of Environmental Management. – 2005. – Т. 76 (4). – С. 277–281 (на английском языке)*
8. *Исследование гравитационной предварительной обработки тугоплавкой золотосодержащей руды из месторождения Актобе / M. B. Barmenshinova [и др.] // Eurasian Mining. – 2024. – Т. 41 (1). – С. 11–14 (на английском языке)*
9. *Подтверждение гравитационной концентрации свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия / S. A. Telkov [и др.] // Journal of Mining Science. – 2019. – Т. 3. – С. 430–436 (на английском языке)*
10. *Исследование изменений окислительно-восстановительного потенциала при обогащении окисленных полиметаллических руд / A. Mambetaliyeva [и др.] // Appl. Sci. – 2025. – Т. 15. – Ст. 6091 (на английском языке)*

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. *Nayak A., Jena M. S., Mandre N. R. Қорғасын-мырыш кендерін байыту — шолу // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2021. – Т. 42 (5). – Б. 564–583 (ағылшын тілінде)*
2. *Мырыш-қорғасын кендерін өңдеудің термодинамикалық және эксперименттік негіздемесі / V. Shevko [және т. б.] // Minerals. – 2023. – Т. 13 (5). – Б. 819 (ағылшын тілінде)*
3. *Тотыққан қорғасын-мырыш кенін пирит бар рудамен бірге күйдіру арқылы өңдеу / I. G. Antropova [және т. б.] // Minerals. – 2024. – Т. 14 (12). – 1241 (ағылшын тілінде)*
4. *Yuangan Chen, Yongsheng Sun, Yuexin Han. Минералды өңдеу технологияларын қолдану арқылы қорғасын-мырыш оксиді кендерін тиімді флотациялық бөлу // Green and Smart Mining Engineering. – 2024. – Т. 2. – Б. 175–189 (ағылшын тілінде)*
5. *Гуйчжоу провинциясындағы типтік көміртекті қорғасын-мырыш сульфидті кенді алдын ала декарбонизациялау арқылы флотациялық қалпына келтіруді зерттеу / Guanghui Li [және т. б.] // Chemie der Erde. – 2024. – Т. 84 (1). – 126096 (ағылшын тілінде)*
6. *Ашық контурлы үш амин мырыш оксиді флотациялау технологиясы / Zhiwei Li [және т. б.] // Minerals. – 2024. – Т. 14 (9). – Б. 902 (ағылшын тілінде)*
7. *Göktepe F. Қорғасын кенішінің қалдықтарын Mozley көп гравитациялық сепараторымен (MGS) өңдеу // Journal of Environmental Management. – 2005. – Т. 76 (4). – Б. 277–281 (ағылшын тілінде)*
8. *Ақтөбе кен орнының құрамында алтыны бар кенді гравитациялық алдын ала өңдеуді зерттеу / M. B. Barmenshinova [және т. б.] // Eurasian Mining. – 2024. – Т. 41 (1). – Б. 11–14 (ағылшын тілінде)*
9. *Шалқия кен орнындағы қорғасын-мырыш кенінің гравитациялық концентрациясын растау / S. A. Telkov [және т. б.] // Journal of Mining Science. – 2019. – Т. 3. – Б. 430–436 (ағылшын тілінде)*
10. *Тотыққан полиметалл кендерін байыту кезінде тотығу-тотықсыздану потенциалының өзгеруін зерттеу / A. Mambetaliyeva [және т. б.] // Appl. Sci. – 2025. – Т. 15. – 6091 (ағылшын тілінде)*

REFERENCES

1. *Aryasuta Nayak M. S. Jena N. R. Mandre. Beneficiation of lead-zinc ores — a review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2021. – Vol. 42 (5). – P. 564–583 (in English)*
2. *Thermodynamic and experimental substantiation of processing zinc-lead ores / Shevko Victor et al. // Minerals. – 2023. – Vol. 13 (5). – P. 819 (in English)*
3. *Processing of Oxidized Lead-Zinc Ore by Co-Roasting with Pyrite-Bearing Ore / I. G. Antropova et al. // Minerals. – 2024. – Vol. 14 (12). – Article 1241 (in English)*
4. *Yuangan Chen, Yongsheng Sun, Yuexin Han. Efficient flotation separation of lead-zinc oxide ores using mineral processing techniques // Green and Smart Mining Engineering. – 2024. – Vol. 2. – P. 175–189 (in English)*
5. *Study on flotation recovery of typical carbon-bearing lead-zinc sulphide ore in guizhou with pre-decarbonization / Guanghui Li et al. // Chemie der Erde. – 2024. – Vol. 84 (1). – Article 126096 (in English)*
6. *Open-circuit technology of zinc oxide ore flotation with ternary amine / Zhiwei Li et al. // Minerals. – 2024. – Vol. 14 (9). – P. 902 (in English)*
7. *Göktepe F. Treatment of lead mine waste by a Mozley multi-gravity separator (MGS) // Journal of Environmental Management. – 2005. – Vol. 76 (4). – P. 277–281 (in English)*
8. *Study of gravity pretreatment of refractory gold-bearing ore from Aktobe deposit / M. B. Barmenshinova et al. // Eurasian Mining. – 2024. – Vol. 41 (1). – P. 11–14 (in English)*
9. *Substantiation of gravity concentration to the Shalkiya deposit lead-zinc ore / Sh. A. Telkov et al. // Journal of Mining Sciences. – 2019. – Vol. 3. – P. 430–436 (in English)*
10. *Study of oxidative–reductive potential changes in the enrichment of oxidized polymetallic ores / A. Mambetaliyeva et al. // Appl. Sci. – 2025. – Vol. 15. – Article 6091 (in English)*

Информация об авторах:

Мамбеталиева А. Р., доктор Ph.D, ассоц. профессор кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» Satbayev University (г. Алматы, Казахстан), *a.mambetaliyeva@satbayev.university;* https://orcid.org/0000-0003-1536-5259

Танабаева А. Ж., *докторант кафедры* «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» Satbayev University (г. Алматы, Казахстан), *i_love_mamy@bk.ru;* https://orcid.org/0000-0003-4992-5138

Карабалаев Т. А., магистрант кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» Satbayev University (г. Алматы, Казахстан), *talgatkarabalaev@mail.ru;* https://orcid.org/0009-0002-4050-0993

Морозов Ю. П., доктор техн. наук, профессор кафедры «Обогащение полезных ископаемых», Уральский государственный горный университет (г. Екатеринбург, Россия), *tails2002@mail.ru;* https://orcid.org/0000-0003-0554-5176

Авторлар туралы мәліметтер:

Мамбеталиева А. Р., Ph.D докторы, «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының қауымдастырылған профессоры Satbayev University (Алматы қ., Қазақстан)

Танабаева А. Ж., «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының докторанты Satbayev University (Алматы қ., Қазақстан)

Карабалаев Т. А., «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының магистранты Satbayev University (Алматы қ., Қазақстан)

Морозов Ю. П., техника ғылымдарының докторы, «Пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының профессоры, Орал мемлекеттік тау-кен университеті (Екатеринбург қ., Ресей)

Information about the authors:

Mambetaliyeva A. R., Ph.D, Associate Professor at the Department of Metallurgy and Mineral Processing at Satbayev University (Almaty, Kazakhstan)

Tanabaeva A. Zh., doctoral student of the Department of Metallurgy and Mineral Processing at Satbayev University (Almaty, Kazakhstan)

Karabalaev T. A., Master's student of the Department of Metallurgy and Mineral Processing at Satbayev University (Almaty, Kazakhstan)

Morozov Yu. P., Doctor of Technical Sciences, Professor of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University (USMU) (Yekaterinburg, Russia)