

УДК 622.7

**ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАЛКИЯ**

**Ш. А. Телков¹, И. Ю. Мотовилов¹, М. Б. Барменшинова¹,
Н. Л. Медяник², Г. С. Даруеш¹**

¹Казахский национальный исследовательский технический университет им. К. И. Сатпаева,
ул. Сатпаева, 22, 050013, г. Алматы, Казахстан

²Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова,
E-mail: chem@magtu.ru, просп. Ленина, 38, 455000, г. Магнитогорск, Россия

Представлены результаты исследований гравитационного обогащения свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия. С помощью фракционного анализа рассчитаны и построены кривые обогатимости типа Анри–Рейнгардта для машинного класса крупности 40–8 мм. Определены плотность разделения, необходимая для выделения легкой фракции, с минимально возможными потерями свинца и цинка, а также индексы гравитационной обогатимости. Установлено, что при гравитационном обогащении крупнокусковой руды в голове технологического процесса выделяются хвосты, с которыми удастся извлекать двуокиси кремния, кальцита, углистого вещества. Потери свинца и цинка незначительные. Показано, что обогащение дробленной крупнокусковой руды необходимо осуществлять в тяжелых средах.

Свинец, цинк, фракционный анализ, кривые обогатимости типа Анри–Рейнгардта, индекс гравитационной обогатимости, легкая фракция, тяжелая фракция

DOI: 10.15372/FTPRPI20190312

Существенные изменения в современном состоянии сырьевой базы цветной металлургии Республики Казахстан, произошедшие в последние 20–25 лет, заключаются в том, что в переработку вовлекаются тонковкрапленные, упорные и труднообогащаемые руды, а также металлоколлоидные руды, в которых содержание металлов соответствует отвалному типу руд. Кроме того, необходимо учитывать, что введение в эксплуатацию новых месторождений происходит, как правило, в неосвоенных районах, в условиях дефицита рабочей силы, воды и других ресурсов.

Переработка указанного типа руд в ряде случаев делает невозможным получение селективных концентратов с высокими технологическими показателями по качеству и извлечению металлов в одноименные концентраты [1]. Необходима разработка эффективных, доступных и высокопроизводительных процессов, которые при сравнительно невысоких капитальных и эксплуатационных затратах могут быть внедрены на месте добычи руд.

Один из возможных путей по улучшению качества минерального сырья и технологических показателей переработки — применение предконцентрации исходной руды с помощью процессов гравитационного обогащения. Использование различных методов предконцентрации

позволяет вывести из процесса переработки часть пустой породы, а также вредные примеси, за счет чего повышается качество исходного сырья как по содержанию ценных металлов, так и по вещественному составу руды [2].

Удаление пустой породы в голове процесса улучшает условия последующих операций по разделению минералов, а также способствует уменьшению эксплуатационных затрат на дробление, измельчение и флотацию [3, 4]. Предконцентрацию исходной руды можно рассматривать не только как процесс удаления пустой породы и улучшения качества руды, но и как возможность вовлечения в переработку забалансовых руд и техногенного сырья с низким содержанием металлов, что в свою очередь позволяет увеличить запасы руд действующих горно-обогатительных предприятий.

Свинцово-цинковые руды месторождения Шалкия относятся к категории труднообогатимых, но, учитывая значительные запасы данного типа руд, их включают в перспективные объекты для производства свинца и цинка. Содержание металлов в месторождении, которые представляют промышленный интерес, составляет ~4.5 %, где доля цинка находится в пределах 70–80 % и свинца 20–30 %, т. е. данное месторождение можно отнести к категории бедных.

Рудообразующие минералы представлены главным образом свинцом, цинком и железом. Руды месторождения Шалкия имеют относительно простой вещественный состав, но из-за очень тонкой 0–20 мкм вкрапленности минералов галенита, сфалерита и пирита, их тесного взаимопрорастания между собой и породообразующими минералами, наличия ультратонких углеродистых веществ до 5 % С, а также легкоизмельчающихся минералов кальцита наряду с трудноизмельчаемыми окремненными доломитами до 50 % SiO₂, характеризуются как труднообогатимые [5, 6].

По результатам проведенных исследований для переработки руд месторождения Шалкия рекомендована селективная схема флотационного обогащения с получением свинцового и цинкового концентратов [7–9]. Однако особенности вещественного состава руды не позволяют по данной схеме получить качественные концентраты свинца и цинка с высоким извлечением металлов.

Необходимо проведение дополнительных исследований по изучению возможности предварительного гравитационного обогащения дробленной крупнокусковой широко классифицированной руды месторождения Шалкия с последующей флотационной переработкой продуктов гравитационного обогащения. Технологические исследования выполнялись на пробах руды, которые по вещественному, химическому составу и по содержанию свинца 0.7–1.0 % и цинка 3.6–3.8 % соответствовали рудам указанного месторождения.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

Проба руды месторождения Шалкия дробилась в замкнутом цикле с предварительным и поверочным грохочением до крупности 40 мм. Дробленая руда подвергалась проборазделке с отбором представительных проб для выполнения химических, ситовых и фракционных анализов. Для определения гранулометрического состава использовался набор сит с размерами отверстий 40, 20, 13, 10, 8, 5, 2.5, 1.25, 0.63, 0.315, 0.16 и 0.074 мм. Ситовой анализ выполнялся путем отсева руды на классы крупности сухим способом. Полученные классы крупности взвешивались, дробились, измельчались и отбирались навески руды для проведения химических анализов с определением содержаний свинца, цинка, кварца, оксида кальция и углерода.

Определение гравитационной обогатимости и технологических условий обогащения дробленной широко классифицированной руды осуществлялось фракционным анализом. При изучении фракционного состава использовалась неорганическая тяжелая жидкость М-45 (BaJ₂ CdJ₂) с исходной плотностью 2950 кг/м³, которая растворялась водой для приготовления раствора необходимой плотности. Фракционный анализ проводился на классах крупности 40–20, 20–13, 13–8, 8–2.5, 2.5–0.63

и 0.63–0 мм, путем расслоения проб на приготовленных растворах тяжелой жидкости М 45 плотностью 2650, 2700, 2750, 2850 и 2950 кг/м³. Каждая навеска руды последовательно расслаивалась в каждой плотности тяжелой жидкости, начиная с самой высокой, с выделением всплывшей и потонувшей фракции. Полученные фракции плотности всех классов крупности анализировались на содержание в них свинца, цинка, диоксида кремния, оксида кальция и углерода [10, 11].

На основании данных о массе фракций и содержании элементов составлялись таблицы фракционного состава, по которым строились кривые обогатимости для каждого класса крупности. По этим кривым находилась плотность разделения, соответствующая требуемому содержанию металлов в легкой фракции. По данным фракционного анализа и кривым обогатимости рассчитывался индекс гравитационной обогатимости для каждого класса крупности и выявлялся возможный диапазон совместно обогащаемых классов [12–15]. Индекс обогатимости характеризует категорию гравитационной обогатимости руды — легкая, средняя, трудная и очень трудная. На основании категории гравитационной обогатимости выдается рекомендация по выбору процесса обогащения руды с учетом его эффективности.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

По результатам химических анализов содержание ценных компонентов в исходной руде составило: свинца — 0.81, цинка — 3.65, меди — 0.014, железа — 2.41, серы — 3.13%. Пустая порода представлена оксидами: кремния — 48.93, кальция — 10.95, алюминия — 1.61, магния — 7.30 и углерода — 6.10%. Гранулометрический состав с распределением содержаний свинца, цинка, диоксида кремния, оксида кальция и углерода по классам крупности приведен в табл. 1. Содержание свинца и цинка в исследуемой пробе руды соответственно равно 0.75 и 3.47%.

ТАБЛИЦА 1. Ситовой состав крупностью 40–0 мм, %

Выход по диапазонам крупности	Содержание элементов и соединений					Извлечение элементов и соединений				
	Pb	Zn	SiO ₂	CaO	C	Pb	Zn	SiO ₂	CaO	C
	Крупность 40–20 мм									
22.74	0.58	2.81	46.71	12.79	6.25	17.55	18.41	21.40	26.91	23.73
	Крупность 20–13 мм									
22.86	0.69	3.17	50.76	12.17	5.66	20.98	20.88	23.37	25.74	21.60
	Крупность 13–8 мм									
19.18	0.65	3.29	51.44	10.61	5.70	16.56	18.19	19.88	18.83	18.25
	Крупность 8–2.5 мм									
11.30	0.71	3.62	52.35	9.83	5.56	10.65	11.79	11.92	10.29	10.49
	Крупность 2.5–1.25 мм									
7.18	0.77	3.77	52.44	9.54	6.31	7.32	7.80	7.59	6.34	7.56
	Крупность 1.25–0.63 мм									
5.99	0.85	4.21	52.54	9.63	6.75	6.74	7.28	6.34	5.34	6.75
	Крупность 0.63–0.315 мм									
3.11	0.86	4.62	45.53	7.46	6.44	3.53	4.14	2.85	2.15	3.34
	Крупность 0.315–0.16 мм									
2.39	0.96	4.37	44.25	6.86	6.52	3.02	3.01	2.13	1.52	2.60
	Крупность 0.16–0.074 мм									
1.68	1.19	6.00	43.66	6.09	6.45	2.63	2.90	1.48	0.95	1.81
	Крупность 0.074–0 мм									
3.57	2.32	5.43	42.24	5.85	6.49	11.02	5.60	3.04	1.93	3.87
	Крупность 40–0 мм									
100.00	0.75	3.47	49.63	10.81	5.99	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Ситовым анализом установлено, что в исследуемой пробе крупности 40–0 мм основную часть составляют первые три крупных класса с общим выходом 64.78 %, при извлечении в них свинца и цинка 57.48 и 55.09 %. Извлечение оксидов кремния, кальция и углерода — соответственно 64.65, 71.48 и 63.58 %.

В пробе руды наблюдалось значительное количество мелких классов крупности 8–0 мм, выход которых равен 35.22 %, что является высоким для руды Шалкиинского месторождения, в котором содержание диоксида кремния находится в пределах 40–50 %. Наличие относительно большого количества мелких классов, возможно, произошло при отборе и компоновке пробы на исследование. В реальных условиях количество классов менее 8 мм ниже. Полученные результаты позволили установить, что наиболее целесообразно осуществлять гравитационное обогащение на суммарном классе 40–8 мм.

Результаты анализа, демонстрирующие распределение свинца, цинка, оксидов кремния, кальция и углерода по изученным фракциям плотности в суммарных классах крупности, приведены в табл. 2.

ТАБЛИЦА 2. Фракционный состав руды, дробленной до 40 мм, %

Плотность фракции, кг/м ³	Выход	Содержание					Распределение					Класс крупности, мм
		Pb	Zn	SiO ₂	CaO	C	Pb	Zn	SiO ₂	CaO	C	
–2650	2.16	0.18	0.60	84.86	2.92	1.62	0.45	0.35	3.69	0.59	0.59	40–8
+2650–2700	8.98	0.39	1.33	75.61	7.57	2.69	4.11	3.18	13.67	6.29	4.03	
+2700–2750	22.52	0.62	2.43	57.67	10.00	4.91	16.18	14.55	26.18	20.85	18.46	
+2750–2850	24.90	0.59	3.19	33.54	16.17	7.95	17.03	21.12	16.82	37.30	33.04	
+2850–2950	3.65	1.50	7.89	35.33	12.37	7.26	6.38	7.66	2.60	4.18	4.43	
+2950	2.57	2.43	12.62	32.65	9.38	7.04	7.29	8.63	1.69	2.23	3.02	
Итого	64.78	0.68	3.22	49.54	11.91	5.88	51.44	55.49	64.65	71.44	63.57	
–2650	1.22	0.19	0.61	85.76	2.78	1.65	0.27	0.20	2.11	0.31	0.34	8–2.5
+2650–2700	2.05	0.48	1.57	75.86	5.17	2.68	1.14	0.86	3.13	0.98	0.92	
+2700–2750	3.28	0.61	2.44	53.58	10.42	5.40	2.34	2.13	3.53	3.16	2.96	
+2750–2850	3.20	0.62	3.62	32.42	15.76	8.10	2.32	3.06	2.09	4.68	4.32	
+2850–2950	0.67	1.42	8.62	37.62	10.42	7.10	1.12	1.54	0.51	0.65	0.79	
+2950	0.88	2.55	16.03	30.97	6.73	7.90	2.61	3.75	0.55	0.55	1.16	
Итого	11.30	0.74	3.84	52.70	9.87	5.56	9.80	11.54	11.92	10.33	10.49	
–2650	1.77	0.21	0.58	82.98	6.60	10.95	0.44	0.27	2.96	1.08	3.24	2.5–0.63
+2650–2700	2.64	0.40	1.23	77.56	4.90	2.70	1.24	0.86	4.12	1.20	1.19	
+2700–2750	3.71	0.57	2.21	49.30	11.11	5.15	2.47	2.18	3.69	3.81	3.19	
+2750	5.05	3.16	8.50	31.04	11.95	7.95	18.57	11.41	3.16	5.59	6.70	
Итого	13.17	1.48	4.21	52.49	9.58	6.51	22.72	14.72	13.93	11.68	14.32	
Шлам	10.75	1.28	6.38	43.86	6.58	6.48	16.04	18.25	9.50	6.55	11.62	0.63–0
Руда	100.00	0.86	3.76	49.64	10.80	5.99	100.0	100.00	100.00	100.00	100.00	40–0

Средневзвешенное содержание свинца и цинка составило 0.86 и 3.76 %. Состав руды, дробленной до 40 мм, показал, что во фракции с плотностью менее 2650 и 2650–2700 кг/м³ из класса 40–8 мм извлекается свинца 4.56 и цинка 3.53 %. Выход данных фракций равен 11.14 % при содержании свинца 0.35 и цинка 1.19 %. Во фракции плотностью менее 2750 кг/м³, получаемой из класса 40–8 мм, содержание свинца было 0.53 и цинка 2.02 % при выходе данной фракции 33.66 %. Суммарное извлечение свинца и цинка из класса 40–8 мм составило 20.74 и 18.08 %.

Помимо цинка и свинца, в легкую фракцию с плотностью менее 2700 кг/м³ извлекается 17.36 % диоксида кремния со средним содержанием кварца 77.40 %. Максимально возможное извлечение углерода при разделении машинного класса крупности 40–8 мм по плотности 2750 кг/м³ составит 23.08 % с содержанием углерода 4.11 %.

На основании результатов исследований можно констатировать, что оптимальная плотность разделения для выделения легкой фракции с минимально возможными потерями, не превышающими 10 %, должна находиться в пределе 2700–2750 кг/м³.

ОБРАБОТКА РЕЗУЛЬТАТОВ ФРАКЦИОННОГО АНАЛИЗА

С целью определения оптимального выхода легких фракций при обогащении суммарного класса крупности 40–8 мм, а также установления необходимой плотности разделения для получения продуктов различного качества с соответствующими содержаниями свинца и цинка рассчитаны кривые обогатимости типа Анри – Рейнгардта [12–15].

Расчет кривых обогатимости по свинцу и цинку для суммарного класса крупности 40–8 мм приведен в табл. 3. Кривые обогатимости (рисунок) позволили определить критическую плотность для выделения легкой фракции и соответственно получаемые при этом технологические показатели по содержанию свинца и цинка. Показатели разделения исследуемого класса крупности 40–8 мм по различным плотностям представлены в табл. 4. Наиболее приемлемая плотность разделения для выделения легкой фракции, при которой потери в извлечении свинца и цинка не превышают 10 %, составляет 2730 кг/м³.

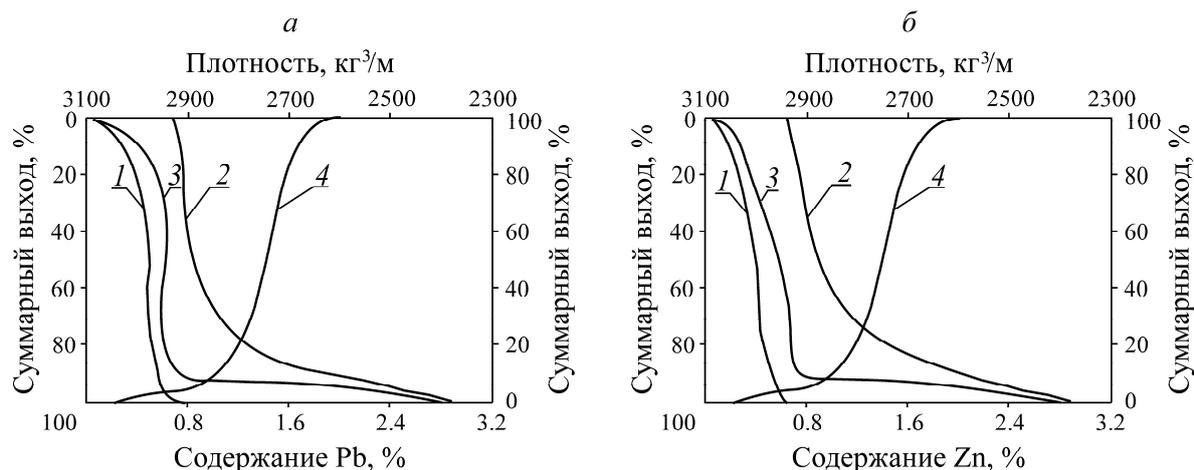
ТАБЛИЦА 3. Расчет кривых обогатимости для суммарного класса крупности 40–8 мм, %

Плотность фракции, кг/м ³	Выход	Содержание	Производство	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				Выход	Содержание	Производство	Выход	Содержание	Производство
Класс 40–8 мм (по свинцу)									
–2650	3.33	0.18	0.599	3.33	0.18	0.599	100.00	0.68	68.342
2650–2700	13.86	0.39	5.405	17.19	0.35	6.004	96.67	0.71	67.774
2700–2750	34.76	0.62	21.551	51.95	0.53	27.555	82.86	0.75	62.338
2750–2850	38.44	0.59	22.680	90.39	0.55	50.235	48.05	0.85	40.787
2850–2950	5.64	1.50	8.460	96.03	0.61	58.695	9.61	1.88	18.107
+2950	3.97	2.43	9.647	100.00	0.68	68.342	3.97	2.43	9.647
Итого	100.00	0.68	68.342	—	—	—	—	—	—
Класс 40–8 мм (по цинку)									
–2650	3.33	0.60	1.998	3.33	0.60	1.998	100.0	3.22	322.021
2650–2700	13.86	1.33	18.433	17.19	1.19	20.431	96.67	3.31	320.023
2700–2750	34.76	2.43	84.466	51.95	2.02	104.897	82.81	3.64	301.590
2750–2850	38.44	3.19	122.523	90.39	2.52	227.420	48.05	4.52	217.124
2850–2950	5.64	7.89	44.500	96.03	2.83	271.920	9.61	9.84	94.601
+2950	3.97	12.62	50.101	100.00	3.22	322.021	3.97	12.62	50.101
Итого	100.00	3.22	322.021	—	—	—	—	—	—

Для оценки гравитационной обогатимости суммарного (машинного) класса крупности 40–8 мм с использованием кривых обогатимости рассчитывался индекс гравитационной обогатимости:

$$I = \frac{100\gamma_{\text{л}}\gamma_{\text{т}}}{\rho_{50}(\gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{т}}) + 50(\gamma_{\text{л}} - \gamma_{\text{т}})},$$

где ρ_{50} — принятая плотность разделения, кг/м³; $\gamma_{\text{л}}$, $\gamma_{\text{т}}$ — выход (в %) смежных фракций с плотностью, меньшей и большей плотности разделения, на 100 кг/м³ [12–15].



Кривые обогатимости класса крупности 40–8 мм: *а* — свинец; *б* — цинк; 1 — всплывшая фракция; 2 — потонувшая фракция; 3 — элементарная фракция; 4 — кривая плотности

ТАБЛИЦА 4. Показатели разделения класса крупности 40–8 мм при различной плотности, %

Плотность разделения, кг/м ³	Выход от руды	Содержание		Извлечение из руды	
		Pb	Zn	Pb	Zn
2650	2.16	0.18	0.60	0.45	0.35
2700	11.14	0.35	1.19	4.56	3.53
2720	16.91	0.42	1.40	8.25	6.29
2730	19.56	0.43	1.50	9.78	7.80
2740	25.78	0.50	1.55	14.98	10.63
2750	33.66	0.53	2.02	20.74	18.08

Индекс гравитационной обогатимости суммарного класса для принятой плотности разделения 2730 кг/м³ составил по свинцу — 0.70, по цинку — 0.71. Полученный показатель позволяет отнести руду месторождения Шалкия к категории труднообогатимой, что также подтверждается наличием большого количества промежуточных фракций плотностью 2700–3000 кг/м³.

ВЫВОДЫ

Основным минералом пустой породы является диоксид кремния, второстепенным — оксид кальция, среднее содержание которых в исследуемой руде составило 49.63 и 10.81 % соответственно, также присутствует углеродное вещество с содержанием углерода 5.99 %. Данные примеси отрицательно влияют на процесс флотационного обогащения руды и затрудняют получение качественных концентратов.

По результатам ситового анализа и характеру распределения компонентов по классам крупности установлено, что основным классом, который возможно подвергать процессу предварительного гравитационного обогащения, является класс крупности 40–8 мм. Фракционный состав и гравитационная обогатимость, определенные в результате выполненных исследований, позволяют отнести свинцово-цинковую руду месторождения Шалкия к категории труднообогатимых руд.

Учитывая гравитационную обогатимость руды и результаты лабораторного тестирования, рекомендуется предварительное гравитационное обогащение крупнокусковой руды месторождения Шалкия осуществлять в тяжелых суспензиях, позволяющее точно выдерживать необходимую плотность разделения 2730 кг/м³ для выделения легкой фракции с минимально возмож-

ным содержанием цинка и свинца. Выделение легкой фракции в голове технологического процесса способствует улучшению качества руды, перерабатываемой в последующих операциях, по содержанию ценных металлов и вещественному составу за счет удаления части оксидов кремния, кальция и углерода.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Чантурия В. А.** Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья // Горн. журн. — 2017. — № 11. — С. 7–13.
2. **Конев А. В., Шульгина К. А., Миронова Ж. В.** Проблемы переработки руд цветных металлов и золота с предварительным обогащением // Цветные металлы–2013: сб. науч. ст. V междунар. конгр. — Красноярск: Версо, 2013. — С. 78–82.
3. **Гришин И. А., Чижевский В. Б.** Влияние конструктивных параметров гидроциклона на диаметр граничного зерна // Вестн. МГТУ им. Г. И. Носова. — 2003. — № 4 (4). — С. 35–37.
4. **Конев А. В., Шульгина К. А., Миронова Ж. В.** Повышение конкурентоспособности отечественной цветной металлургии с использованием предварительного обогащения // Цветные металлы–2013: сб. науч. ст. V междунар. конгр. — Красноярск: Версо, 2013. — С. 675–679.
5. **Штреслер К. А., Миронова Ж. В., Конев А. В., Киселева С. П.** Повышение инвестиционного потенциала месторождений руд цветных металлов и золота предварительным обогащением // Зап. Горного института. — 2013. — Т. 205. — С. 280–284.
6. **Лазич П., Станоев И., Микович Б.** Прямое селективное флотирование минералов свинца, меди и цинка из полиметаллической руды месторождения “Подвирови” // ФТПРПИ. — 2010. — № 6. — С. 116–120.
7. **Технологический регламент** на проектирование обогатительной фабрики месторождения Шалкия. Engineering Dobersek GmbH, Германия, Мюнхенгладбах. — 2016. — 151 с.
8. **Семушкина Л. П., Турысбеков Д. П., Тусупбаев Н. К., Бектурганов Н. С., Муханова А. А.** Совершенствование технологии обогащения тонковкрапленной свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия // Обогащение руд. — 2015. — № 2. — С. 8–14.
9. **Асончик К. М., Жакселеков М. М.** Исследование по уточнению схемы и показателей обогащения руды месторождения Шалкия // Обогащение руд. — 2009. — № 3. — С. 5–8.
10. **Избасханов К. С., Жакселеков М. М., Ниязов А. А., Шалгымбаев С.Б., Ли Э.М.** Полупромышленные испытания коллективной схемы обогащения полиметаллической руды месторождения Шалкия // Вестн. КазНТУ. — 2015. — № 5. — С. 311–320.
11. **Леонов С. Б., Белькова О. Н.** Исследование полезных ископаемых на обогатимость. — М.: Интермет инжиниринг, 2001. — 631 с.
12. **ГОСТ 4790-80.** Метод фракционного анализа. — М.: Недра, 1988. — 22 с.
13. **Навроцки Е.** Графоаналитические методы оценки работы гравитационных аппаратов: пер. с польск. — М.: Недра, 1980. — 253 с.
14. **Райвич И. Д.** Гравитационная обогатимость дробленых руд цветных металлов и расчет результатов их гравитационного обогащения: учеб. пособие. — Алма-Ата, 1985. — 82 с.
15. **Райвич И. Д.** Индекс гравитационной обогатимости полезных ископаемых // Изв. вузов. Цв. металлургия, 1977. — № 2. — С. 13–17.

*Поступила в редакцию 15/VI 2019
После доработки 15/VI 2019
Принята к публикации 28/V 2019*