

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МАЛИНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.Л. Самусев¹, А.С. Тимофеев¹, Л.Б. Ланцова¹

¹ Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Москва, Россия,
e-mail: Timofeev_ac@mail.ru

Аннотация: Сокращение объемов перерабатываемого рудного материала и увеличение содержания полезных компонентов в нем повышает извлечение на основных процессах обогащения и снижает количество «узких мест» в технологическом цикле. Рассмотрены методы предварительной концентрации золотосодержащей руды Малиновского месторождения Приморского края России. Предварительное обогащение тяжелосредней сепарацией по классу крупности $-10+5$ мм позволяет извлечь 71,19% золота при выходе концентрата 10,9% и содержании золота в концентрате 15,62 г/т и получить хвосты с содержанием золота 0,77 г/т, что не дает возможность рекомендовать ее как метод эффективного предварительного обогащения. С использованием лабораторного центробежного концентратора КН-0,1 (ИТОМАК) по результатам GRG-теста установлено, что извлечение золота в суммарный концентрат составляет 37,38%, при выходе – 5,1%. Содержание золота в суммарном концентрате составляет 19,74 г/т, в отвальных хвостах составило 1,78 г/т, то есть обогащение на центробежном концентрате может быть включено только для улавливания свободного золота в голове процесса. Использование предварительного обогащения исходной руды Малиновского месторождения в центробежном концентрате позволяет повысить уровень извлечения золота при последующей флотации на 1,9–6,9%, с 85,2–90,4 до 92,1–93,6 %, и получить отвальные хвосты с содержанием менее 0,3 г/т. Таким образом, оценена эффективность использования гравитационных методов на первых стадиях комбинированных схем обогащения золотосодержащей руды Малиновского месторождения.

Ключевые слова: предварительное обогащение, гравитационные методы, тяжелосредняя сепарация, центробежная сепарация, центробежный концентрат, GRG-тест, флотация, золото.

Благодарность: Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22–17–00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

Для цитирования: Самусев А. Л., Тимофеев А. С., Ланцова Л. Б. Оценка эффективности предварительного гравитационного обогащения золотосодержащей руды Малиновского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 7. – С. 155–168. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_7_0_155.

Efficiency of preliminary gravity separation of gold-bearing ore from the Malinovka deposit

A.L. Samusev¹, A.S. Timofeev¹, L.B. Lantsova¹

¹ Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, e-mail: Timofeev_ac@mail.ru

Abstract: Reduction in volume of ore to be processed and the increase in the content of a useful component in ore improves the valuable mineral extraction in basic processes of concentration and decreases the number of ‘neck stages’ in a work cycle. This article discusses pre-concentration of gold-bearing ore from the Malinovka deposit in the Primorsky Krai of Russia. Preliminary float-and-sink separation by the size grade of $-10+5$ mm enabled gold recovery of 71.19% at the concentrate yield of 10.9% and gold content of 15.62 g/t with production of tailings with the gold content of 0.77 g/t, which disallowed recommending that method as efficient concentration technique. Using the lab-scale centrifugal concentrator KN-0,1 (ITOMAK) and the GRG test results, it was found that gold recovery in the ultimate concentrate totaled 37.38% at the yield of 5.1%. The content of gold was 19.78% in the ultimate concentrate and 1.78 g/t in the tailings. This means that centrifugal concentration can only be included in the early phase of the processing circuit to catch free gold. Preliminary centrifugal concentration of Malinovka gold ore allows increasing gold recovery in the subsequent flotation process by 1.9–6.9%, from 85.2–90.4 to 92.1–93.6%, and obtaining tailings with the gold content less than 0.3 g/t. Thus, efficiency of gravity methods used in the early stages of composite processing circuits for the gold-bearing ore from the Malinovka deposit is evaluated.

Key words: preliminary concentration, gravity methods, float-and-sink separation, centrifugal concentration, GRG test, flotation, gold.

Acknowledgements: The study was supported by the Russian Science Foundation, Grant No. 22–17–00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

For citation: Samusev A. L., Timofeev A. S., Lantsova L. B. Efficiency of preliminary gravity separation of gold-bearing ore from the Malinovka deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024;(7):155-168. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_7_0_155.

Введение

Постоянный рост потребностей различных отраслей промышленности требует увеличения эффективности добычи и переработки полезных ископаемых. Одной из проблем современной минерально-сырьевой базы цветных и благородных металлов, как в России, так и за рубежом, является снижение содержания ценных компонентов в исходном сырье, увеличение количества трудно-извлекаемых минералов, тонкое взаимное прораствание рудных минералов и

вмещающих пород. Для разработки высокоэффективных технологий и вовлечения в переработку новых видов сырья требуется проведение комплекса исследований [1]. Несмотря на широкое применение флотационных методов обогащения, гравитационные методы обогащения не теряют своей актуальности, а технологические схемы и аппаратура непрерывно совершенствуются [2, 3]. Кроме того, гравитационное обогащение реализуется при сравнительно низких капитальных и эксплуатационных

расходах, является высокопроизводительным и экологически чистым [4].

Обогащение в тяжелых суспензиях позволяет из некоторых сульфидных и комплексных золотосодержащих руд выделить в начале процесса породу с отвальным содержанием ценных компонентов. Положительный эффект применения тяжелосредной сепарации заключается в уменьшении затрат на стадиях мелкого дробления и измельчения, снижении расхода флотационных реагентов, фронта флотации и содержания кварца в продуктах последующей флотации [5–7]. В тяжелых суспензиях успешно обогащаются руды с широким диапазоном крупности от 100 мм до 1 мм, с минимальным различием удельных весов разделяемых компонентов.

Предварительную оценку обогатимости руды проводят делением ее на фракции различной плотности с помощью тяжелых жидкостей и анализом фракций на ценные компоненты.

Обогатимость руд в тяжелых суспензиях в условиях лаборатории изучают с использованием суспензий магнетита, ферросилиция и галенита. Для разделения в тяжелой суспензии применяется лабораторный конус или ведро с верхнеприводной мешалкой [8, 9].

За последние десятилетия все большее распространение получают центробежные аппараты для более глубокой переработки минерального сырья [10–12]. Данный метод, ставший стандартным в обогащении, предоставляет ценную информацию по извлекаемости золота гравитацией, а также возможность сравнения обогатимости различных руд. Предложенный канадским ученым Андреем Лаплантом специальный GRG-тест (Gravity recoverable gold test) базируется на том факте, что ступенчатое измельчение руды позволяет проводить извлечение благородных металлов при их раскрытии без переизмельчения и

истирания крупных частиц металла. GRG-тест состоит из трех последовательных стадий раскрытия минералов и трех стадий обогащения. При ступенчатом измельчении максимально точно определяется содержание гравитационно извлекаемого золота [13–15].

Целью работы является исследование эффективности предварительных методов обогащения (тяжелосредная и центробежная сепарация) перед флотационным извлечением ценных компонентов из золотосодержащей руды Малиновского месторождения и их влияния на технологические показатели обогащения.

Методы и методики исследований

Объектом исследований является золотосодержащая кварц-сульфидная руда Малиновского месторождения Приморского края (Дальнереченский район). Месторождение Малиновское открыто в 1985–1988 гг. и расположено в 200 км от г. Дальнереченска в бассейне верхнего течения р. Малиновка и ее правых притоков. Количество сульфидов меняется от 5–7 до 30–40%, в среднем составляя 10–15%. Наиболее часто встречаются арсенопирит, пирит и халькопирит. В небольшом количестве распространены пирротин, сфалерит, марказит, магнетит, минералы титана (рутил, сфен). К числу редких минералов относятся: галенит, блеклая руда, минералы висмута (висмутин, кобеллит, жезеит, самородный висмут), самородное золото, молибденит и шеелит. Золото тонкое и мелкое, проба его меняется от 682,8 до 835,7; средняя – 762,2 ‰. Прогнозные ресурсы золота по категориям P1 и P2 составляют 8,3 т [16].

Минералогический анализ исходной руды проведен с использованием рентгенофлуоресцентного волнового спектрометра (ARL 9900 WORKSTATION, Thermo Fisher Scientific) [17]. Установлено, что общее содержание сульфидов

Таблица 1

Минеральный состав исходной пробы руды Малиновского месторождения
Mineral composition of the initial ore sample from the Malinovskoe deposit

Минерал	Массовая доля, %
Кварц – SiO_2	67,20
Пирит – FeS_2	2,70
Халькопирит – CuFeS_2	4,00
Хлорит – $\text{Mg}_5\text{Al}_2\text{Si}_5\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	11,50
Мусковит – $\text{KA}_2\text{AlSi}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	7,50
Арсенопирит – FeAsS	0,80
Дравит – $\text{NaMg}_3\text{Al}_6(\text{BO}_3)_3\text{Si}_6\text{O}_{18}(\text{OH})_4$	6,30
Итого:	100,00

находится на уровне 7,5%. Минеральный состав представлен следующими минералами (%): рудные – халькопирит – 4,0; пирит – 2,7 и арсенопирит – 0,8; породообразующие – кварц – 67,2; хлорит – 11,5; мусковит – 7,5 и дравит – 6,3 (табл. 1).

Химический анализ исходной пробы выполнен методом атомно-эмиссионной спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой (Agilent 725 ICP-OES, Agilent Technologies), результаты представлены в табл. 2, 3. Установлено, что основную промышленную ценность представляют золото – 2,7 г/т, серебро – 56 г/т и медь – 1,65%.

Перед гравитационным обогащением исходная проба руды подвергалась

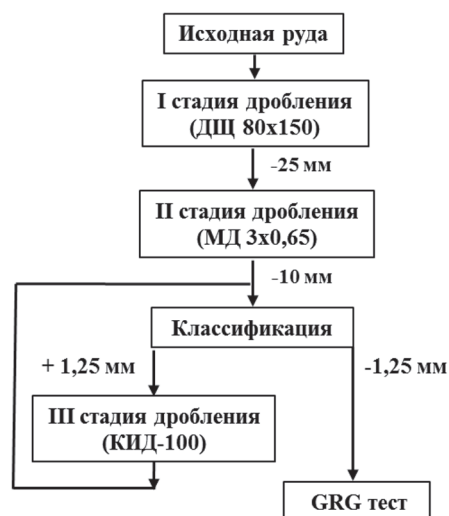


Рис. 1. Схема дробления исходной руды
 Fig. 1. Scheme of crushing the original ore

Таблица 2

Фазовый состав исходной пробы руды Малиновского месторождения (%)
Phase composition of the original ore sample from the Malinovskoe deposit (%)

Al_2O_3	BaO	CaO	Cr_2O_3	Fe_2O_3	K_2O	MgO	MnO	Na_2O	P_2O_5	SiO_2	TiO_2
13,30	0,03	0,19	0,04	15,06	2,77	1,57	0,13	0,20	0,10	60,68	0,58

Таблица 3

Элементный состав исходной пробы руды Малиновского месторождения
(%, Au и Ag в г/т)

Elemental composition of original ore sample from the Malinovskoye deposit (%, Au and Ag in ppm)

Ag	Au	As	Ca	Co	Cu	Fe	Mg	Mn	Ni	P	Pb	S	Zn
56	2,7	1,10	0,14	0,04	1,65	8,91	0,54	0,08	0,002	0,05	0,05	3,99	0,03

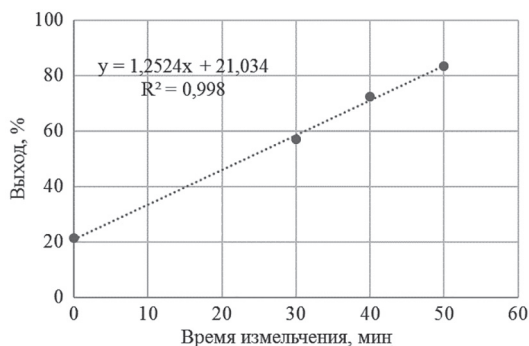


Рис. 2. Зависимость выхода класса крупности $-0,074$ мм от времени измельчения (соотношение руда: вода:шары – 1:1:6, скорость – 100 об/мин)

Fig. 2. Dependence of the yield of size class -0.074 mm on grinding time (ore:water:balls ratio – 1:1:6, speed – 100 rpm)

трем стадиям дробления до крупности $-1,25$ мм согласно представленной на рис. 1 схеме. Для определения оптимального времени измельчения дробленой руды была исследована кинетика образования класса крупности $-0,074$ мм в лабораторной шаровой мельнице (рис. 2).

Для исследования возможности применения процесса обогащения в тяжелых суспензиях из исходной пробы руды после второй стадии дробления была отобрана усредненная навеска массой 12,5 кг, рассеянная на два класса крупности: $-10+5$ мм и $-5+1$ мм.

Условия флотации: измельченную до 80% $-0,074$ мм руду флотировали 5 мин в механической флотационной машине ФМЛ-1 (237 ФЛ) «МЕХАНОБР» с объемом камеры 0,75 л.

Реагентный режим: собиратели – бутиловый ксантогенат калия (БКК), S-(2-цианэтил)-N,N-диэтилдитиокарбамат (ЦЭДЭТК), растительный модификатор (РМ), вспениватель – метилизобутилкарбинол (МИБК). Суммарный расход собирателей и модификатора – 100 г/т, вспенивателя – 50 г/т. Время агитации с собирателями и модификатором по 2 мин, вспенивателем – 1 мин. Флотацию хвостов гравитации проводили в аналогичном режиме при расходе вспенивателя 100 г/т.

Результаты выполненных исследований

Тяжелосредняя сепарация

В табл. 4 представлены результаты разделения в суспензии измельченного ферросилиция. Суспензию в ведре тщательно перемешивали мешалкой и производили контроль плотности отбором пробы из верхнего слоя глубиной 15–25 мм. На перемешиваемую поверхность суспензии подавалась порция руды, и через несколько секунд легкую фракцию вычерпывали сетчатым ковшиком. Далее фракции различной плотности отдельно промывали водой на сите 1 мм для удаления налипшей суспензии, высушивали, взвешивали и определяли элементный состав.

Поскольку минеральным составом руды (см. табл. 1) определено, что основным породным минералом является кварц, то минимальной плотностью разделения в исследованиях была выбрана 2600 кг/м³.

При анализе данных было установлено, что с повышением плотности фракций содержание золота увеличивается с 1,5 до 18,3 г/т для класса крупности $-5+1$ мм и с 0,55 до 19,9 г/т для класса крупности $-10+5$ мм. Пропорционально повышается содержание меди, железа, серы и мышьяка и снижается содержа-

Таблица 4

Результаты тяжелосредней сепарации
Results of dense medium separation

Плотность фракции, кг/м ³	Выход, %	Элементный состав (% , Au в г/т)							
		Au	Al	Si	S	K	Fe	Cu	As
-5+1 мм									
<2600	57,13	1,51	17,74	27,41	2,35	5,02	6,73	0,95	0,49
2600 – 2700	27,74	2,12	15,72	26,75	3,79	4,50	7,87	1,58	0,91
2700 – 2800	8,88	3,92	13,17	22,05	5,08	4,38	10,30	2,40	1,53
>2800	6,25	18,30	3,23	11,85	20,51	0,00	25,04	8,74	6,23
-10+5 мм									
<2600	73,17	0,55	18,54	31,43	1,68	5,76	6,27	0,69	0,22
2600 – 2700	15,94	1,80	15,74	26,89	2,80	4,53	7,72	1,43	0,70
2700 – 2800	3,53	6,54	9,81	18,75	7,48	2,98	12,90	4,31	2,48
>2800	7,36	19,91	1,77	9,22	22,73	0,00	27,79	10,13	7,45

ние легких элементов — калия, алюминия, кремния.

На основе данных фракционного анализа (табл. 5) были построены кривые обогатимости по классам крупности (рис. 3). Анализ кривых обогатимости выполнен по методу Фоменко. Опреде-

лена точка пересечения кривой λ и значения, равного исходному содержанию золота в руде (2,94 и 2,39 г/т). Пересечение линии, параллельной оси абсцисс, через определенную выше точку и кривой δ определяет наиболее выгодную плотность разделения руды в тяжелых

Таблица 5

Результаты фракционного анализа руды по содержанию золота
Results of fractional analysis of ore for gold content

Плотность фракций, кг/м ³	Элементарные фракции			Всплывшие			Потонувшие		
	γ , %	β , %	ε , %	γ , %	β , %	ε , %	γ , %	β , %	ε , %
-5+1 мм									
<2600	57,13	1,51	29,32	57,13	1,51	29,32	100,00	2,94	100,00
2600 – 2700	27,74	2,12	19,99	84,87	1,71	49,30	42,87	4,85	70,68
2700 – 2800	8,88	3,92	11,83	93,75	1,92	61,13	15,13	9,86	50,70
>2800	6,25	18,3	38,87	100,00	2,94	100,00	6,25	18,30	38,87
Исходная	100	2,94	100,00	—	—	—	—	—	—
-10+5 мм									
<2600	73,17	0,55	16,87	73,17	0,55	16,87	100,00	2,39	100,00
2600 – 2700	15,94	1,8	12,03	89,11	0,77	28,90	26,83	7,39	83,13
2700 – 2800	3,53	6,54	9,68	92,64	0,99	38,57	10,89	15,58	71,10
>2800	7,36	19,91	61,43	100,00	2,39	100,00	7,36	19,91	61,43
Исходная	100	2,39	100,00	—	—	—	—	—	—

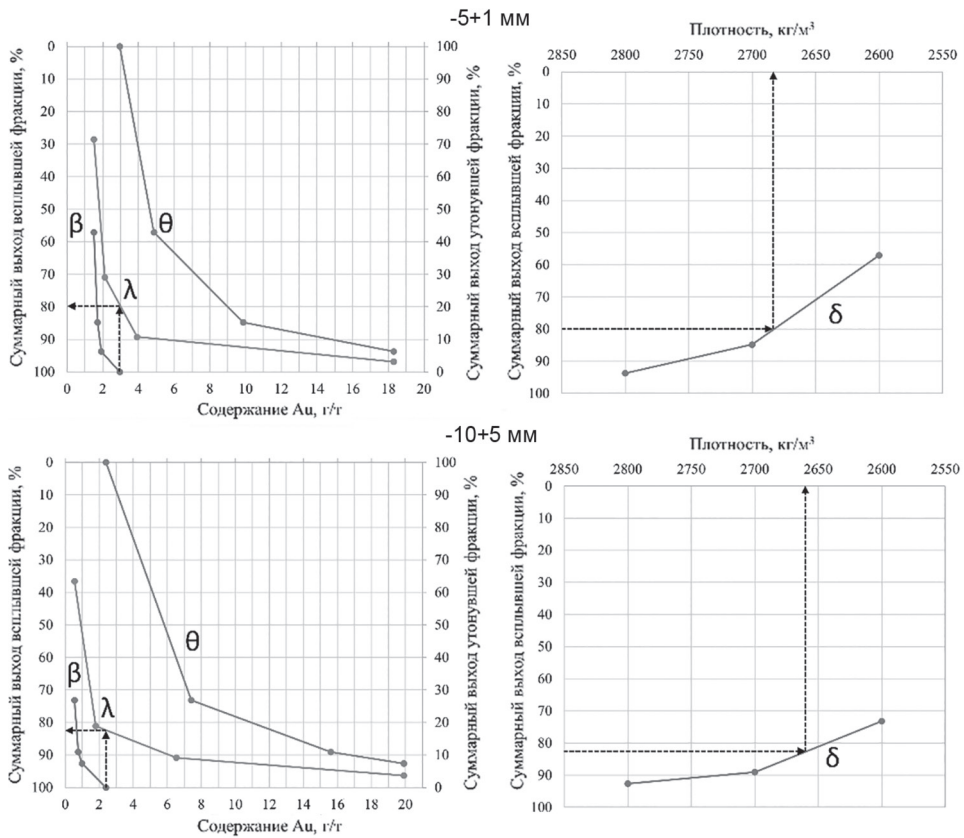


Рис. 3. Кривые обогатимости классов крупности $-10+5$ мм и $-5+1$ мм руды Малиновского месторождения

Fig. 3. Dressing curves for size classes $-10+5$ mm and $-5+1$ mm of ore from the Malinovskoye deposit

средах. Таким образом, установлена наиболее выгодная плотность разделения для предварительной концентрации руды Малиновского месторождения, которая находится в пределах $2650 - 2700$ кг/м³.

Технологические показатели обогащения руды Малиновского месторожде-

ния методом тяжелосредной сепарации (при плотности суспензии 2700 кг/м³) приведены в табл. 6.

Как видно из табл. 6, наблюдается снижение извлечения золота с уменьшением класса крупности обогащаемого материала, что свидетельствует о до-

Таблица 6

Технологические показатели обогащения методом тяжелосредной сепарации
Technological indicators of enrichment using the dense medium separation method

Класс крупности, мм	Тяжелая фракция			Легкая фракция		
	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение, Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение, Au, %
$-5+1$	15,2	9,88	50,89	84,8	1,71	49,11
$-10+5$	10,9	15,62	71,19	89,1	0,77	28,81

стижении нижней границы (5 мм) применимости метода тяжелосредной сепарации для руд Малиновского месторождения.

GRG-тест

Для выяснения распределения золота по классам крупности выполнен гранулометрический анализ пробы после второй стадии дробления, представленный в табл. 7. Распределение золота в руде за исключением класса +3 мм равномерное, что косвенно свидетельствует о его тонкой вкрапленности. Содержание золота повышается с уменьшением класса крупности с 1,08 в классе +3 мм до 5,7 г/т в классе $-0,16+0,074$ мм, что может свидетельствовать о наличии в руде некоторого количества свободного тонкого золота.

GRG-тест проводился на пробе руды массой 11,5 кг с помощью лабораторного центробежного концентратора КН-0,1 (ИТОМАК) при следующих параметрах: центробежное ускорение — 60 G; расход флюидизирующей воды — 3,5 л/мин; избыточное давление флюидизирующей воды — 15 кПа; содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение — 30%; расход подаваемой

Таблица 7

Результаты гранулометрического анализа с распределением золота по классам крупности

Results of granulometric analysis with distribution of gold by size classes

Класс крупности, мм	Выход, %	Распределение золота	
		г/т	%
+3	10,73	1,08	4,08
-3+1,25	24,10	1,62	13,74
-1,25+0,63	23,63	1,96	16,30
-0,63+0,315	15,83	3,28	18,27
-0,315+0,16	9,36	4,68	15,42
-0,16+0,074	7,98	5,77	16,21
-0,074	8,36	5,43	15,98
Итого	100,00	2,7	100,00



Рис. 4. Схема проведения GRG-теста

Fig. 4. Scheme of the GRG test

руды — 0,7 кг/мин. Данный тест проводят в три стадии согласно схеме на рис. 4. На 1-й стадии руду крупностью 90% класса $-0,85$ мм пропускали через концентратор, далее хвосты первой стадии доизмельчали (23 мин) до крупности 50% класса $-0,074$ мм и пропускали через концентратор. На 3-й стадии хво-

Таблица 8

Результаты GRG-теста
GRG test results

Продукт	Выход		Распределение Au	
	г	%	г/т	%
1-я стадия 90% класса –850 мкм				
Концентрат 1	217,24	1,86	13,35	9,21
Хвосты 1	11 450,00	98,14	2,50	90,79
Руда	11 667,24	100	2,7	100,00
2-я стадия 50% класса –74 мкм				
Концентрат 2	185,94	1,59	21,79	12,86
Хвосты 2	11 264,06	96,54	2,18	77,93
Питание (хвосты 1)	11 450,00	98,14	2,50	100,00
3-я стадия 80% класса –74 мкм				
Концентрат 3	193,32	1,66	24,95	15,31
Хвосты 3	11 070,74	94,89	1,78	62,62
Питание (хвосты 2)	11 264,06	100,00	2,18	100,00
Суммарно				
Суммарно концентраты	596,50	5,11	19,74	37,38
Хвосты	11 070,74	94,89	1,78	62,62
Руда	11 667,24	100,00	2,7	100,00

сты 2-й стадии доизмельчали (24 мин) до крупности 80% класса –0,074 мм. Полученные продукты обогащения (концентраты и хвосты) анализировались пробирным методом.

По результатам GRG-теста установлено, что извлечение золота в суммарный концентрат составляет 37,38%, при выходе — 5,1% (табл. 8). Наиболее высокие показатели извлечения золота получены на 2-й (12,86%) и 3-й (15,31%) стадиях при крупности 50% и 80% класса –0,074 мм, что указывает на присутствие в руде относительно тонких, свободных золотин. Содержание золота в концентратах также возрастает от 1-й к 3-й стадии с 13,35 до 24,95 г/т, при среднем содержании в суммарном концентрате 19,74 г/т. Содержание золота в отвальных хвостах составило 1,78 г/т. Результаты GRG-теста показали, что ис-

следуемая руда может эффективно обогащаться на центробежных концентратах, поскольку уровень извлечения золота гравитацией при стадийном измельчении руды достаточно высок. Тем не менее, гравитационные методы обогащения могут быть включены только для улавливания свободного тонкого золота крупностью 50–80% класса –0,074 мм на первых стадиях комбинированных гравитационно-флотационных схем обогащения.

Флотационные методы

В табл. 9 представлены результаты флотационного обогащения исходной руды Малиновского месторождения. Флотационные режимы были выбраны на основе ранее проведенных работ на схожем минеральном сырье [18–20]. В зависимости от типа и расхода флота-

Таблица 9

Результаты флотационного обогащения исходной руды
Results of flotation enrichment of the original ore

Реагентный режим	Продукт	Выход		Распределение Au	
		г	%	г/т	%
БКК	К-т	48,44	16,67	11,50	85,19
	Хвосты	242,13	83,33	0,40	14,81
	Руда	294,57	100,00	2,25	100,00
ЦЭДЭТК, БКК	К-т	50,01	16,99	12,26	87,15
	Хвосты	244,42	83,01	0,37	12,85
	Руда	294,43	100,00	2,39	100,00
ЦЭДЭТК, РМ, БКК	К-т	57,48	19,37	12,14	90,39
	Хвосты	239,23	80,63	0,31	9,61
	Руда	296,71	100	2,6	100,00

ционных реагентов извлечение золота в концентрат изменялось от 85,19% до 90,39%, при содержании золота в концентрате 11,5 – 12,26 г/т. Содержание золота в хвостах флотации составило 0,31 – 0,4 г/т.

В табл. 10 представлены результаты флотационного обогащения суммарных хвостов центробежного концентратора

крупностью 80% класса –74 мкм. Реагентные режимы были аналогичны режимам флотации исходной руды. Распределение (извлечение) золота в концентрат (продукты) флотации приведено как от операции, так и суммарное (с учетом гравитационного концентрата), рассчитанное по формуле

$$\varepsilon_{\text{сумм}} = \varepsilon_{\text{грав. к-т}} + \varepsilon_{\text{фл. к-т}} \cdot \varepsilon_{\text{грав. хв}} / 100,$$

Таблица 10

Результаты флотационного обогащения хвостов гравитации
Results of flotation enrichment of gravity tailings

Реагентный режим	Продукт	Выход		Распределение Au ('с учетом гравитационного концентрата)		
		г	%	г/т	%	%
БКК	К-т	50,25	17,11	9,36	87,34	92,07
	Хвосты	243,47	82,89	0,28	12,66	7,93
	Руда	293,72	100,00	1,83	100,00	100,00
ЦЭДЭТК, БКК	К-т	58,81	19,98	8,13	89,82	93,63
	Хвосты	235,58	80,02	0,23	10,18	6,37
	Руда	294,39	100,00	1,81	100,00	100,00
ЦЭДЭТК, РМ, БКК	К-т	51,31	17,39	9,09	87,64	92,26
	Хвосты	243,75	82,61	0,27	12,36	7,74
	Руда	295,06	100,00	1,80	100,00	100,00

где $\varepsilon_{\text{сумм}}$ — суммарное извлечение золота; $\varepsilon_{\text{грав.к-т}}$ — извлечение золота; гравитационный концентрат; $\varepsilon_{\text{фл.к-т}}$ — извлечение золота; флотационный концентрат; $\varepsilon_{\text{грав.хв}}$ — извлечение золота; гравитационные хвосты.

В зависимости от типа и расхода флотационных реагентов извлечение золота в концентрат составляет 92,07 — 93,63%. Содержание золота в хвостах флотации составляет 0,23 — 0,28 г/т.

Таким образом, предварительное гравитационное обогащение руды Малиновского месторождения крупностью 80% класса –0,074 мм на центробежном концентраторе и последующая флотация хвостов позволяет повысить уровень сквозного извлечения золота на 1,9 — 6,9% и получить отвальные хвосты с содержанием золота менее 0,3 г/т.

Выводы

На основе комплекса исследований установлено, что предварительное обогащение руды Малиновского месторождения тяжелосредней сепарацией по классу крупности –10+5 мм позволяет извлечь 71,19% золота в концентрат с содержанием 15,62 г/т при выходе концентрата 10,9% и получить хвосты с содержанием золота 0,77 г/т при выходе 89,1%. Полученные результаты показывают, что метод тяжелосредней сепарации не может быть эффективно использован для предварительного обогащения

золотосодержащей руды Малиновского месторождения.

По результатам GRG-теста извлечение золота в объединенный концентрат 3-стадийной межцикловой центробежной сепарации составило 37,38% при выходе концентрата 5,1% и содержании в нем золота 19,74 г/т. Хвосты центробежной сепарации крупностью 80% класса –74 мкм с содержанием золота 1,78 г/т направляются на флотацию. Обогащение на центробежном концентраторе может быть применено для улавливания свободного золота в голове процесса.

Предварительное гравитационное обогащение исходной руды Малиновского месторождения на центробежном концентраторе позволяет повысить уровень сквозного извлечения золота при последующей флотации на 1,9 — 6,9% с 85,2 — 90,4% до 92,1 — 93,6% и получить отвальные хвосты с содержанием золота менее 0,3 г/т.

Таким образом, показана эффективность и целесообразность предварительного обогащения золотосодержащей руды Малиновского месторождения методом центробежной сепарации перед флотационным извлечением золота.

Дальнейшие исследования будут направлены на проведение укрупненных испытаний предложенной принципиальной схемы обогащения с получением детального товарного баланса металлов и выдачей технических рекомендаций.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чантурия В. А. Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья // Горный журнал. — 2017. — № 11. — С. 7 — 13. DOI: 10.17580/gzh.2017.11.01
2. Кулибали М., Чекушина Т. В., Янкевский А. В. Повышение извлечения золота из бедных руд с помощью гравитации // Вестник евразийской науки. — 2021. — Т. 13. — № 4. <https://esj.today/PDF/04NZVN421.pdf> DOI: 10.15862/04NZVN421.
3. Сенченко А. Е., Федотов К. В., Федотов П. К., Бурдонов А. Е. Технологическая оценка обогатимости руды гравитационными методами // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. — 2020. — № 4. — С. 262 — 280.

4. Nzeh N. S., Popoola P., Okanigbe D., Adeosun S., Adeleke A. Physical beneficiation of heavy minerals. Part 1. A state of the art literature review on gravity concentration techniques // *Heliyon*. 2023, vol. 9, no. 8, article e18919. DOI: 10.1016/j.heliyon.2023.e18919.

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

6. Khalil A., Argane R., Benzaazoua M., Bouzahzah H., Tahab Y., Hakkou R. Pb–Zn mine tailings reprocessing using centrifugal dense media separation // *Minerals Engineering*. 2019, vol. 131, pp. 28–37. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.10.023.

7. Marion C., Williams H., Langlois R., Kökkilic O., Coelho F., Awais M., Rowson N. A., Waters K. E. The potential for dense medium separation of mineral fines using a laboratory Falcon Concentrator // *Minerals Engineering*. 2017, vol. 105, pp. 7–9. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.12.008.

8. Бадалов Д. Н., Самихов Ш. Р. Обогащение свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор в тяжелых средах / Вопросы физической и коллоидной химии. Материалы IV Международной конференции, посвященной памяти докторов химических наук, профессоров Хамида Мухсиновича Якубова и Зухуриддина Нуриддиновича Юсуфова. — Душанбе: Таджикский Национальный университет, 2019. — С. 184–188.

9. Лыгач В. Н., Моисеева Р. Н., Комарова З. А., Вишняк Б. А., Тронкоско Х., Касенов Т. И., Рогов Ю. В., Сивцов К. В., Поздеев А. А. Разработка технологии обогащения элювиальных боратовых руд месторождения Сатимола // *Рудник будущего.* — 2011. — № 2. — С. 75–83.

10. Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурдонов А. Е. Исследования обогатимости упорных первичных и смешанных руд золоторудного месторождения Красноярского края // *Обогащение руд.* — 2017. — № 3 (369). — С. 21–26. DOI: 10.17580/or.2017.03.04.

11. Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурдонов А. Е. Исследование обогатимости полиметаллической руды месторождения Забайкальского края // *Обогащение руд.* — 2019. — № 3. — С. 4. DOI: 10.17580/or.2019.03.01.

12. Qiao Chena, Hong-ying Yanga, Lin-lin Tonga, Hui-qun Niua, Fu-sheng Zhang, Gui-min Chen Research and application of a Knelson concentrator. A review // *Minerals Engineering*. 2020, vol. 152, article 106339. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106339.

13. Laplante A. R. A standardized test to determine gravity recoverable gold. <http://knelsonrussian.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/reports/report21s.pdf> [accessed: 07.03.2020].

14. Laplante A. R., Dunne R. C. The gravity recoverable gold test and flash flotation / *Proceeding 34th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors*. Ottawa, Canada; 2002. <http://seprosystems.com/language/wp-content/uploads/2016/09/laplante.pdf>. [accessed: 10.03.2020].

15. Суримбаев Б. Н., Каналы Е. С., Болотова Л. С., Шалгымбаев С. Т. Оценка гравитационной обогатимости золотосодержащей руды — GRG // *Горные науки и технологии.* — 2020. — Т. 5. — № 2. — С. 92–103. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-92-103.

16. Степанов В. А. Металлогения золота Приморья // *Вестник Амурского государственного университета. Серия: Естественные и экономические науки.* — 2012. — № 59. — С. 112–119.

17. Чижов П. С. Рентгенофазовый анализ в аналитическом контроле современного цементного производства: комплексный подход // *Цемент и его применение.* — 2020. — № 3. — С. 54–57.

18. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотоносных сульфидов из комплексных руд // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.* — 2021. — № 1. — С. 137–145. DOI: 10.15372/FTPRPI20210113.

19. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б., Гладышева О. И. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.* — 2022. — № 4. — С. 98–107. DOI: 10.15372/FTPRPI20220410.

20. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б., Гладышева О. И. Экспериментальное обоснование применения реагента цианэтилдитиокарбамата для повышения извлечения меди и серебра из лезалых хвостов Солнечного ГОКа // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* — 2023. — № 1. — С. 119–129. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_119. **ГИАБ**

REFERENCES

1. Chanturia V. A. Scientific substantiation and development of innovative processes for complex processing of mineral raw materials. *Gornyi Zhurnal*. 2017, no. 11, pp. 7–13. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2017.11.01
2. Coulibaly M., Chekushina T. V., Yankevsky A. V. Increasing the extraction of gold from low-grade ores using gravity. *The Eurasian Scientific Journal*. 2021, vol. 13, no. 4. [In Russ]. <https://esj.today/PDF/04NZVN421.pdf> DOI: 10.15862/04NZVN421.
3. Senchenko A. E., Fedotov K. V., Fedotov P. K., Burdonov A. E. Technological assessment of ore dressing by gravity methods. *News of the Tula state university. Sciences of Earth*. 2020, no. 4, pp. 262–280. [In Russ].
4. Nzeh N. S., Popoola P., Okanigbe D., Adeosun S., Adeleke A. Physical beneficiation of heavy minerals. Part 1. A state of the art literature review on gravity concentration techniques. *Heliyon*. 2023, vol. 9, no. 8, article e18919. DOI: 10.1016/j.heliyon.2023.e18919.
5. Telkov Sh. A., Motovilova I. Yu., Barmenshinova M. B., Abisheva Z. S. Study of gravity-flotation enrichment of lead-zinc ore from the Shalkiya deposit. *Obogashchenie Rud*. 2021, no. 6, pp. 9–15. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2021.06.02.
6. Khalil A., Argane R., Benzaazoua M., Bouzahzah H., Tahab Y., Hakkou R. Pb–Zn mine tailings reprocessing using centrifugal dense media separation. *Minerals Engineering*. 2019, vol. 131, pp. 28–37. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.10.023.
7. Marion C., Williams H., Langlois R., Kökkılıç O., Coelho F., Awais M., Rowson N. A., Waters K. E. The potential for dense medium separation of mineral fines using a laboratory Falcon Concentrator. *Minerals Engineering*. 2017, vol. 105, pp. 7–9. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.12.008.
8. Badalov D. N., Samikhov Sh. R. Enrichment of lead-zinc ores of the Zarnisor deposit in heavy media. *Voprosy fizicheskoy i kolloidnoy khimiy. Materialy IV Mezhdunarodnoy konferentsii, posvyashchennoy pamyati doktorov khimicheskikh nauk, professorov Khamida Mukhsinovicha Yakubova i Zukhuriddina Nuriddinovicha Yusufova* [Questions of physical and colloidal chemistry. Materials of the IV International Conference dedicated to the memory of Doctors of Chemical Sciences, Professors Khamid Mukhsinovich Yakubov and Zukhuriddin Nuriddinovich Yusufov], Dushanbe, 2019, pp. 184–188. [In Russ].
9. Lygach V. N., Moiseeva R. N., Komarova Z. A., Vishnyak B. A., Troncoso H., Kasenov T. I., Rogov Yu. V., Sivtsov K. V., Pozdeev A. A. Development of technology for the enrichment of eluvial borate ores of the Satimola deposit. *Rudnik budushchego*. 2011, no. 2, pp. 75–83. [In Russ].
10. Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. Study of the beneficiation of refractory primary and mixed ores of the gold deposit of the Krasnoyarsk region. *Obogashchenie Rud*. 2017, no. 3 (369), pp. 21–26. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2017.03.04.
11. Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. Study of the beneficiation of polymetallic ore deposits of the Trans-Baikal Territory. *Obogashchenie Rud*. 2019, no. 3, pp. 4. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2019.03.01.
12. Qiao Chena, Hong-ying Yanga, Lin-lin Tonga, Hui-qun Niua, Fu-sheng Zhang, Gui-min Chen Research and application of a Knelson concentrator. A review. *Minerals Engineering*. 2020, vol. 152, article 106339. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106339.
13. Laplante A. R. *A standardized test to determine gravity recoverable gold*. <http://knelsonrussian.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/reports/report21s.pdf> [accessed: 07.03.2020].
14. Laplante A. R., Dunne R. C. The gravity recoverable gold test and flash flotation. *Proceeding 34th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors*. Ottawa, Canada; 2002. <http://seprosystems.com/language/wp-content/uploads/2016/09/laplante.pdf>. [accessed: 10.03.2020].
15. Surimbaev B. N., Kanaly E. S., Bolotova L. S., Shalgymbaev S. T. Assessment of gravitational dressing of gold ore – GRG. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020, vol. 5, no. 2, pp. 92–103. [In Russ]. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-92-103.
16. Stepanov V. A. Metallogeny of Primorye gold. *Bulletin of the Amur State University. Series: Natural and economic sciences*. 2012, no. 59, pp. 112–119. [In Russ].
17. Chizhov P. S. X-ray phase analysis in the analytical control of modern cement production: an integrated approach. *Cement and its applications*. 2020, no. 3, pp. 54–57. [In Russ].
18. Matveeva T. N., Gromova N. K., Lantsova L. B. Experimental substantiation of collectors of the class of cyclic and aliphatic dithiocarbamates for the extraction of gold-bearing sulfides from complex

ores. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*. 2021, no. 1, pp. 137 – 145. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20210113.

19. Matveeva T. N., Gromova N. K., Lantsova L. B., Gladysheva O. I. On the mechanism of interaction of the reagents morpholindithiocarbamate and cyanoethyldiethyldithiocarbamate with low-dimensional gold on the surface of sulfide minerals during the flotation of refractory gold ores. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*. 2022, no. 4, pp. 98 – 107. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20220410.

20. Matveeva T. N., Gromova N. K., Lantsova L. B., Gladysheva O. I. Experimental justification of cyanoethyl dithiocarbamate usability toward enhanced copper and silver recovery from old waste at Solnechny GOK. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, no. 1, pp. 119 – 129. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_119.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Самусев Андрей Леонидович¹ – канд. техн. наук,
старший научный сотрудник,
e-mail: andrey63vzm@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0001-7324-0353,

Тимофеев Александр Сергеевич¹ – канд. техн. наук,
старший научный сотрудник,
e-mail: Timofeev_ac@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0002-3382-6007,

Ланцова Людмила Борисовна¹ – научный сотрудник,
e-mail: lblancova@yandex.ru,
ORCID ID: 0000-0002-6555-4165,

¹ Институт проблем комплексного освоения недр РАН.

Для контактов: Тимофеев А.С., e-mail: Timofeev_ac@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

A.L. Samusev¹, Cand. Sci. (Eng.),
Senior Researcher,
e-mail: andrey63vzm@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0001-7324-0353,

A.S. Timofeev¹, Cand. Sci. (Eng.),
Senior Researcher,
e-mail: Timofeev_ac@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0002-3382-6007,

L.B. Lantsova¹, Researcher,
e-mail: lblancova@yandex.ru,
ORCID ID: 0000-0002-6555-4165,

¹ Institute of Problems of Comprehensive Exploitation
of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences,
111020, Moscow, Russia.

Corresponding author: A.S. Timofeev, e-mail: Timofeev_ac@mail.ru.

Получена редакцией 16.11.2023; получена после рецензии 04.04.2024; принята к печати 10.06.2024.

Received by the editors 16.11.2023; received after the review 04.04.2024; accepted for printing 10.06.2024.

