

ГРАВИТАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

© 2021 г. П.К. Федотов, А.Е. Сенченко, К.В. Федотов, А.Е. Бурдонов

Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ), г. Иркутск, Россия

ООО НИИПИ «Технология обогащения минерального сырья», г. Иркутск, Россия

Статья поступила в редакцию 27.08.20 г., доработана 28.09.20 г., подписана в печать 30.09.20 г.

Аннотация: Работа посвящена исследованию обогатимости золотосодержащей руды. Согласно технологическим исследованиям, среднее содержание золота составило 11,88 г/т. Содержание серебра незначительное – 2,43 г/т. Основными рудными минералами пробы являются пирит и пирротин. Среднее содержание этих минералов в руде, по данным минералогического и рентгено-структурного анализов, составило около 6 % (в сумме). Основные породообразующие минералы исходной руды – кварц (60,1 %), кварц–хлорит–слюдистые агрегаты (3,8 %), карбонаты (7,1 %). По результатам исследования установлено, что извлечение золота при выполнении теста GRG составило 72,75 % при выходе суммарного концентрата 1,34 % и содержании 664,78 г/т. При этом содержание золота в хвостах – 3,29 г/т. Стадиальный тест показал, что для переработки руды только по гравитационной технологии целесообразно применение двухстадиальной схемы. Первая стадия – в цикле измельчения при крупности руды 60–70 %, вторая – при конечной крупности слива классификации 90 % – 0,071 мм. Центробежная сепарация, как операция извлечения свободного золота в цикле измельчения, работает эффективно. Получен концентрат с содержанием золота 2426 г/т при выходе 0,31 % и извлечении 63,74 %. Обогащение измельченных до 90 % – 0,071 мм хвостов первой стадии на концентраторе KC-CVD (моделирование) позволило получить извлечение золота в суммарный гравитационный концентрат (KC-MD + KC-CVD) 87,25 % при выходе концентрата 22,63 %. Содержание золота в хвостах составило 1,97 г/т. Результаты гравитационного и флотационного обогащения исходной руды свидетельствуют о целесообразности применения комбинированной гравитационно-флотационной технологической схемы. В замкнутом опыте обогащения исходной руды по этой схеме при естественном значении pH пульпы (без добавления кислоты) получены следующие продукты: гравитационный концентрат с содержанием золота 2426 г/т при выходе 0,31 % и извлечении 64,06 %; флотационный концентрат (после II перечистки) с содержанием золота 122 г/т при выходе 2,90 % и извлечении 33,01 %; суммарное извлечение золота в гравитационно-флотационный концентрат составило 94,07 % при выходе 3,21 % и содержании Au 345,87 г/т, содержание золота в хвостах флотации было 0,72 г/т.

Ключевые слова: золото, обогатимость, технологические исследования, флотация, гравитация, моделирование, концентрат, хвосты, извлечение.

Федотов П.К. – докт. техн. наук, проф. кафедры «Обогащение полезных ископаемых и охрана окружающей среды» им. С.Б. Леонова ИРНИТУ (664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83). E-mail: fedotovpavel@yandex.ru.

Федотов К.В. – докт. техн. наук, проф., зав. кафедрой «Обогащение полезных ископаемых и охрана окружающей среды» им. С.Б. Леонова ИРНИТУ. E-mail: fedotov@istu.edu.

Сенченко А.Е. – ген. директор ООО НИИПИ «Технология обогащения минерального сырья» (Институт ТОМС) (664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83/1). E-mail: senchenko@tomsmineral.ru.

Бурдонов А.Е. – канд. техн. наук, доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых и охрана окружающей среды» им. С.Б. Леонова ИРНИТУ. E-mail: slimbul@inbox.ru.

Для цитирования: Федотов П.К., Сенченко А.Е., Федотов К.В., Бурдонов А.Е. Гравитационно-флотационное обогащение золотосодержащей руды. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2021. Т. 27. № 1. С. 4–15.
DOI: dx.doi.org/10.17073/0021-3438-2021-1-4-15.

Gravity-flotation gold-bearing ore concentration

P.K. Fedotov, A.E. Senchenko, K.V. Fedotov, A.E. Burdonov

Irkutsk National Research Technical University (INRTU), Irkutsk, Russia

LLC Research and Development Institute «Technology of mineral raw materials processing» (Institute TOMS), Irkutsk, Russia

Received 27.08.2020, revised 28.09.2020, accepted for publication 30.09.2020

Abstract: The paper focuses on the study of the gold-bearing ore dressability. According to technological research, the average gold content is 11.88 g/t. The silver content is insignificant – 2.43 g/t. Main ore minerals in the sample are pyrite and pyrrhotite. According to mineralogical

and X-ray structural analysis, the average content of these minerals in the ore is about 6 % (in total). Main rock-forming minerals of the original ore are: quartz (60.1 %), quartz-chlorite-mica aggregates (3.8 %), carbonates (7.1 %). According to the study results, it was found that the gold recovery in the GRG test was 72.75 % with a total concentrate yield of 1.34 % and a content of 664.78 g/t. At the same time, the gold content in tailings was 3.29 g/t. A stage test showed that it is advisable to use a two-stage scheme for ore processing by gravity technology only. The first stage is in the grinding cycle with the 60–70 % ore size, and the second stage is with the final classifier overflow size of 90 % –0.071 mm. Centrifugal separation has high performance as a free gold recovery operation in the grinding cycle. A concentrate with a gold content of 2426 g/t was obtained with a yield of 0.31 % and a recovery of 63.74 %. The beneficiation of first stage tailings ground to 90 % –0.071 mm at the KC-CVD concentrator (modeling) made it possible to extract gold into a total gravity concentrate (KC-MD + KC-CVD) of 87.25 % with a concentrate yield of 22.63 %. The gold content in tailings was 1.97 g/t. The results of gravity and flotation concentration of the original ore indicate the feasibility of using a combined gravity-flotation technological scheme. In a closed experiment of the initial ore beneficiation according to the gravity-flotation scheme at a natural pH of the pulp (without adding acid), the following products were obtained: gravity concentrate with a gold content of 2426 g/t at a yield of 0.31 % and recovery of 64.06 %; flotation concentrate (after the II cleaning) with a gold content of 122 g/t at a yield of 2.90 % and recovery of 33.01 %; the total gold recovery in the gravity-flotation concentrate was 94.07 % with a yield of 3.21 % and an Au content of 345.87 g/t, the gold content in the flotation tailings was 0.72 g/t.

Keywords: gold, dressability, technological research, flotation, gravity concentration, modeling, concentrate, tailings, extraction.

Fedotov P.K. — Dr. Sci. (Eng.), prof. of the Department of mineral processing and environmental protection of the Irkutsk National Research Technical University (INRTU) (664074, Russia, Irkutsk, Lermontov str., 83). E-mail: fedotovpavel@yandex.ru.

Fedotov K.V. — Dr. Sci. (Eng.), prof., head of the Department of mineral processing and environmental protection, INRTU. E-mail: fedotov@istu.edu.

Senchenko A.E. — general director of LLC Research and Development Institute «Technology of mineral raw materials processing» (Institute TOMS) (664074, Russia, Irkutsk, Lermontov str., 83/1). E-mail: senchenko@tomsmineral.ru.

Burdonov A.E. — Cand. Sci. (Eng.), associate prof. of the Department of mineral processing and environmental protection, INRTU. E-mail: slimbul@inbox.ru.

For citation: Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V., Burdonov A.E. Gravity-flotation gold-bearing ore concentration. *Izvestiya Vuzov. Tsvetnaya Metallurgiya (Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy)*. 2021. Vol. 27. No. 1. P. 4–15 (In Russ.). DOI: dx.doi.org/10.17073/0021-3438-2021-1-4-15.

Введение

Исследования и технологии горно-обогательной промышленности развивались непрерывно по мере расширения объема знаний и опыта, совершенствования аналитической и инструментальной базы. Работы в данной области велись с тех пор, как существует горное дело. Несмотря на колоссальное количество научных работ, ведущихся как на территории Российской Федерации [1–4], так и в зарубежных исследовательских центрах Китая [5], Кореи [6], Бразилии [7], исследования по максимально возможному извлечению ценных компонентов из упорных руд весьма актуальны для развития всего горно-обогательного и металлургического комплексов. На основании анализа литературы [8–11], наиболее востребованным направлением является переработка золотосодержащих руд с различным содержанием веществ, препятствующих полному извлечению ценного компонента.

Для достижения поставленных целей и задач, как правило, применяют различные комплексные схемы переработки: гравитационно-флотационные, гравитационно-металлургические и т.д. Использование той или иной технологии обогащения минерального сырья зависит от множества

различных факторов — таких, как форма частиц, геометрические размеры, масса, смачиваемость, ассоциация с минералами и др. К примеру, в работе [12] показано влияние формы частиц и индекса шероховатости на процесс флотации сырья. В работе [13] представлены исследования по влиянию крупности частиц сырья на эффективность обогащения в промышленных условиях. В силу своей химической инертности почти все золото в земной коре находится в самородном состоянии, а именно в виде металла с незначительным содержанием примесей. Ввиду этого факта и физических свойств данного металла становится возможным применение гравитационных способов разделения минералов. Однако использование такой технологии при наличии тонкодисперсного сырья часто сопровождается высокими потерями ценного компонента и негативным воздействием на объекты окружающей среды.

В этом случае более перспективна комплексная схема переработки с применением высокоэффективных обогащательных процессов. Так, флотация является наиболее эффективным и востребованным способом обогащения золотосодержащих руд, когда в них присутствуют сульфидные минералы,

даже в незначительных количествах [14]. Гравитационные методы предпочтительны для извлечения более крупных частиц ценных минералов [15]. Гравитационно-флотационные технологии переработки золотосодержащих руд достаточно распространены и эффективны среди способов обогащения минерального сырья [16–19].

Настоящая работа посвящена применению гравитационно-флотационной схемы переработки золотосодержащего сырья одного из российских месторождений.

Объект исследования

Исследование проводилось с использованием пробы, которая характеризует малосульфидный золотокварцевый тип руды. Среднее содержание золота в технологической пробе, по данным акта отбора, — 8,5 г/т. Гранулометрический состав руды крупностью –2+0 мм, подготовленной для тестов, представлен в табл. 1.

По данным ситового анализа руды, распределение золота по классам крупности неравномерно — его содержание колеблется от 8,6 г/т (–0,2+0,1 мм) до 17,50 г/т (–1+0,5 мм). Такой характер распределения является признаком наличия в дробленой руде частиц золота крупных и средних размеров в свободной форме и в богатых сростках.

Результаты оптико-эмиссионного анализа руды (анализы ICP90, ICP40) показали, что концентрация вредных элементов — мышьяка и сурьмы — не превышает 0,005 %, и они не будут оказывать отрицательного влияния на процессы переработ-

ки руды. Содержание SiO_2 — 78,7 %. Доля тяжелых цветных металлов (Cu, Pb, Zn) составляет тысячные доли процента, и они не будут иметь промышленного значения для извлечения. Единственным ценным компонентом руды является золото.

Породы месторождения представлены оруденелыми карбонатно-кварцевыми породами с разнозернистым гранобластовым кварцем, железистым кальцитом или анкеритом в интерстициях кварцевых зерен, группирующихся в пятнистые, прожилковидные скопления. Из карбонатных минералов присутствуют изометричные зерна сидерита, при разложении которого выделяются неправильные зерна магнетита. Из других нерудных минералов в шлифах встречаются чешуйки хлорита, мусковита, агрегаты эпидота.

Основными породообразующими минералами исходной руды являются: кварц — 60,1 %, кварц—хлорит-слюдастые агрегаты — 3,8 %, карбонаты — 7,1 %. Шламы представлены карбонатизированной слюдисто-кварцевой, с хлоритом, массой — 22,8 %. Рудные минералы (сульфиды) были выражены пиритом — 2,2 %, арсенопиритом — знаки; халькопиритом и галенитом — редкие знаки. По содержанию сульфидов руда данного месторождения является бедной, по степени окисления — сульфидной.

Фазовый анализ исходной руды показал, что при крупности –2 мм доля свободного золота составляет 29,11 %. С увеличением тонины помола (–0,071 мм) до 60 % и далее до 95 % количество свободного золота повышается — 50,50 и 63,16 % соответственно. Доля цианируемого золота (свободно-

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика дробленой руды (–2 мм) с распределением золота, серебра, железа и серы по классам крупности

Table 1. Crushed ore size grading (–2 mm) with gold, silver, iron and sulfur grain size distribution

Класс крупности продукта, мм	Выход фракции, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %	Содержание Fe, %	Распределение Fe, %	Содержание S, %	Распределение S, %
–2+1	38,31	9,6	33,11	5,73	33,18	2,63	32,68
–1+0,5	13,74	17,50	21,65	5,66	11,76	2,77	12,35
–0,5+0,315	6,60	13,20	7,84	5,73	5,72	2,67	5,72
–0,315+0,2	7,03	9,40	5,95	5,77	6,14	2,65	6,05
–0,2+0,1	11,36	8,60	8,80	6,57	11,28	3,40	12,53
–0,1+0,071	5,95	9,50	5,09	7,83	7,04	4,14	7,99
–0,071+0,045	4,65	12,20	5,11	8,67	6,10	4,32	6,52
–0,045+0	12,34	11,20	12,44	10,07	18,78	4,04	16,17
Итого	100,00	11,11	100,00	6,62	100,00	3,08	100,00

го и в сростках) при крупности -2 мм составляет 57,59 %, с размером $-0,071$ мм в количестве 60 и 95 % — соответственно 77,35 и 93,29 %.

Можно сделать вывод, что данная руда является благоприятным сырьем для обогащения гравитационными и флотационными способами. Также возможна эффективная переработка исходной руды и продуктов ее обогащения гидрометаллургическими методами.

Методика исследований

Методика проведения эксперимента на обогатимость гравитационными методами

Результаты изучения вещественного состава руды показали, что при измельчении до крупности 95 % $-0,071$ мм более половины золота (63,16 %) присутствует в свободной форме. Поэтому для переработки данной руды целесообразно использовать методы гравитационного обогащения, в частности центробежную сепарацию с малым (до 1,5 %) и увеличенным (более 1,5 %) выходом концентрата.

Возможность применения центробежных методов для извлечения свободного золота из руды месторождения устанавливали по результатам специального международного GRG-теста (методика компании «Knelson», Канада).

Конечную крупность измельчения и целесообразность обогащения руды промежуточной крупности определяли по результатам стадийного теста обогащения на центробежном концентраторе (методика ТОМС).

Оценку уровня извлечения свободного золота на промежуточной крупности руды (60 % $-0,071$ мм) гравитационными методами проводили по результатам укрупненных тестов обогащения на отсадочной машине и на сепараторе с периодической разгрузкой.

Влияние выхода концентрата на извлечение золота устанавливали по результатам моделирования обогащения руды на сепараторе с непрерывной разгрузкой концентрата.

Всего на стадии исследований по обогащению руды месторождения гравитационными методами были выполнены следующие тесты:

— GRG-тест (методика компании «Knelson», Канада), цель которого состояла в определении количества золота, извлекаемого гравитацией, и оценке возможности применения центробежных

сепараторов с малым выходом концентрата для обогащения руды месторождения. Методика выполнения GRG-теста предусматривает трехстадийное обогащение руды: на первой стадии крупность питания составляет $-2,0$ (1,7) мм, на второй — ориентировочно 80 % -250 мкм, на третьей — 80 % -75 мкм [20—22]. Результаты гравитационного теста представлены в табл. 2.

— стадийный тест ТОМС с определением оптимальной (конечной) крупности измельчения руды (по результатам стадийного гравитационного обогащения руды) и количества стадий гравитационного обогащения. Опыт проводился на центробежном концентраторе с последовательным снижением крупности руды на каждой стадии. Исследовался материал крупностью -2 мм в диапазоне от 16,99 до 93,96 % фракции $-0,071$ мм. На каждой стадии выполнялось по 4 операции обогащения (на первой стадии — 2 операции). На основе полученных данных построен график зависимости извлечения золота от крупности руды (рис. 1), дополненный, по данным расчета критерия Хенкока, кривой эффективности обогащения. В полном объеме результаты стадийного теста приведены на рис. 2.

Моделирование извлечения золота в цикле измельчения (первая стадия обогащения) — целью являлась оценка возможности извлечения свободного золота на промежуточной крупности руды (~ 60 % $-0,071$ мм) гравитационными методами при малом выходе концентрата. Было проведено однократное обогащение на центробежном концентраторе (КС-MD) навески исходной руды крупностью

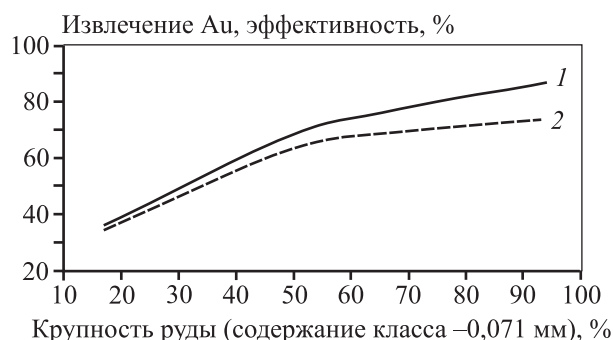


Рис. 1. Зависимость эффективности извлечения золота от крупности измельчения руды

1 — извлечение Au; 2 — эффективность

Fig. 1. Dependence of gold extraction efficiency on ore grinding size

1 — Au recovery; 2 — efficiency

60 % $-0,071$ мм. Для оценки возможности выделения свободного золота в «золотую головку» выполнена металлургическая доводка концентрата.

Моделирование второй стадии обогащения на КС-CVD с доводкой концентрата — в результате данного тестирования предварительно оценивалась применимость концентратора КС-CVD для извлечения золота из хвостов первой стадии обога-

щения и определялось влияние выхода конечного гравитационного концентрата на показатели обогащения. Предварительная оценка выполнялась путем моделирования процесса с использованием концентрационного стола (СКО) и центробежного концентратора с периодической разгрузкой концентрата (КС-MD).

Концентрат СКО в совокупности с концентра-

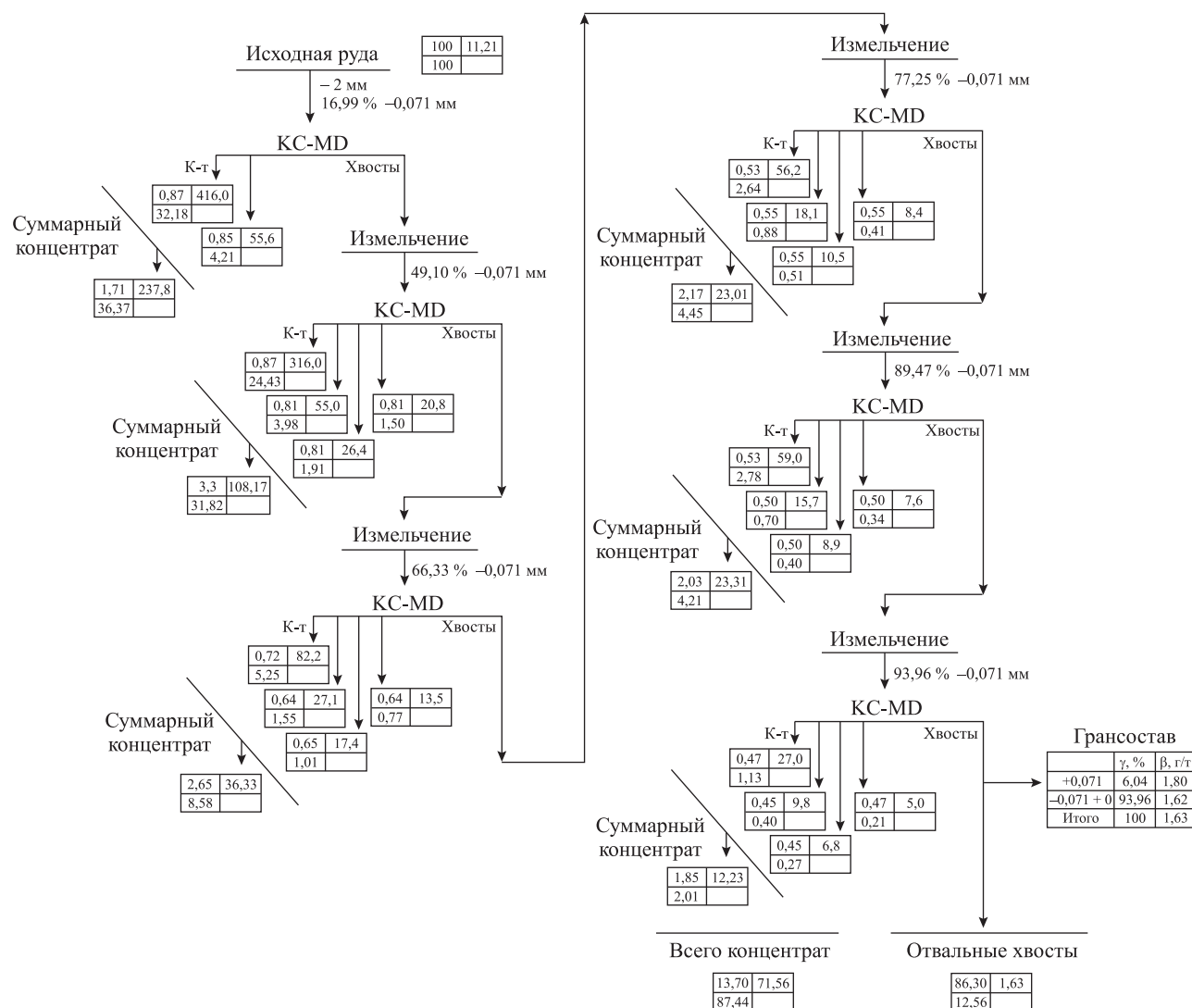


Рис. 2. Схема и результаты стадийного обогащения руды в центробежном концентраторе с периодической разгрузкой концентрата КС-MD3

В представленной схеме

γ , %	β , г/т
ϵ , %	

обозначены следующие показатели:
 γ — выход продукта, ϵ — извлечение, β — содержание компонента в концентрате

Fig. 2. Diagram and results of staged ore dressing in a centrifugal concentrator with periodic KC-MD3 concentrate unloading

In the presented scheme

γ , %	β , g/t
ϵ , %	

the following values are indicated:
 γ — product yield, ϵ — recovery, β — component content in the concentrate

Таблица 2. Результаты теста GRG (извлечение золота по стадиям)

Table 2. GRG test results (gold recovery by stages)

Крупность измельчения, мкм	Продукт	Выход продукта		Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
		г	%		
1401	Концентрат, стадия 1	99,0	0,47	626,00	24,80
163	Концентрат, стадия 2	99,0	0,47	1007,00	39,89
63	Концентрат, стадия 3	84,0	0,40	240,00	8,07
	Отвальные хвосты	20703,0	98,66	3,29	27,24
	Исходное питание	20985	100,00	11,91	100,00
	Суммарный концентрат	282,0	1,34	644,78	72,76

том KC-MD характеризует продукт доводки концентрата KC-CVD при получении конечного гравитационного концентрата. Такой подход позволяет предварительно оценить возможность применения CVD для обогащения руды. При необходимости показатели работы CVD уточняются на укрупненных тестах.

Тест осуществляли на хвостах первой стадии, полученных при обогащении руды на KC-MD. Обогащение проводили в несколько последовательных этапов на центробежном концентраторе (KC-MD3) и концентрационном столе (СКО). Концентраты KC-MD3 и СКО каждого этапа объединяли. На хвостах повторяли операцию обогащения на KC-MD3 и СКО. Всего выполнено 6 этапов, в итоге получены 6 концентратов и хвосты.

Полученная зависимость эффективности извлечения золота от выхода концентрата KC-CVD представлена на рис. 3.



Рис. 3. Зависимость эффективности извлечения золота от выхода концентрата KC-CVD

1 — извлечение Au; 2 — эффективность

Fig. 3. Dependence of gold recovery efficiency on KC-CVD concentrate yield

1 — Au recovery; 2 — efficiency

Методика проведения эксперимента на обогатимость флотационными методами

Исследование обогатимости руды технологической пробы проводили на исходной руде и хвостах гравитационного обогащения. Целью являлась отработка оптимального режима выполнения флотации для получения сульфидного золотосодержащего концентрата: крупность измельчения руды, реагентный режим, плотность пульпы, время флотации по операциям, структура флотационной схемы.

Определение оптимальной крупности измельчения исходной руды. С целью выявления оптимальной степени помола исходной руды для флотации была поставлена серия тестов на материале крупностью $-0,071$ мм (70–95 %). В качестве пенообразователя на начальной стадии исследований использовалось сосновое масло. Регуляторы среды не подавались. Флотация проводилась при естественном уровне pH = 8,04, формирующемся за счет растворения минералов руды. Выполнялись операции основной и контрольной флотаций.

Установление оптимальной крупности измельчения хвостов гравитации для флотации обусловило серию тестов на материале крупностью 70, 80, 85, 90 и 95 % фракции $-0,071$ мм. Пенообразованием служило сосновое масло. Регуляторов среды не вводили. Флотация проводилась при естественном уровне pH = 7,64. Выполнялись операции основной и контрольной флотаций. Для оценки результатов флотации в каждом опыте было рассчитано значение критерия Хенкока, характеризующего эффективность протекания флотационного процесса, и построен график зависимости этого показателя

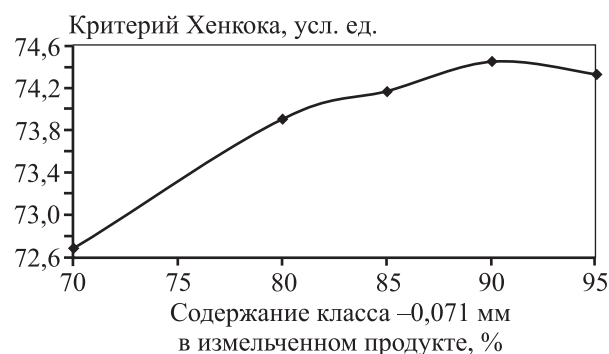


Рис. 4. Зависимость эффективности обогащения от крупности измельчения хвостов гравитации перед флотацией

Fig. 4. Dependence of beneficiation efficiency on gravity tailing grinding size before flotation

от крупности измельчения хвостов гравитации (рис. 4).

Исследование кинетики флотации. С целью выбора типа и расхода пенообразователя для флотации были поставлены три теста на материале крупностью 90 % –0,071 мм. В качестве пенообразователей использовались такие реагенты, как сосновое масло, Т-66 и Т-80 (близкий по свойствам к Т-92). Расход собирателя и время флотации были одинаковыми для всех опытов. Расход пенообразователя подбирался опытным путем по виду и нагрузженности пенного слоя. Базовым являлся опыт с применением соснового масла.

Открытые опыты по флотации хвостов гравитационного обогащения при разной плотности пульпы. С целью установления показателей флотации на оптимальном режиме и проверки влияния на них плотности пульпы были поставлены 3 открытых опыта на хвостах гравитации, в которых содержание твердого в пульпе составляло 20, 27 и 35 мас.%. В каждом опыте выполнялись основная и контрольная операции. Реагентный режим и время флотации были приняты по результатам выполнения кинетических тестов. Тесты показали, что оптимальное значение содержания твердого в пульпе находится в диапазоне 27–30 %. Его увеличение с 27 до 35 % вызывает повышение выхода концентрата с 11,90 до 12,92 % при почти неизменном извлечении в него золота. Это приводит к снижению содержания Au в концентрате с 31,78 до 29,31 г/т.

Открытый опыт флотации хвостов гравитационного обогащения по полной схеме был поставлен на оптимальных режимах, установленных на поисковой стадии исследований, с целью уточнения

показателей обогащения. Флотация выполнялась при естественном значении pH пульпы, формирующемся за счет растворения минералов руды. Схема флотации включала основную, контрольную и две перечистные операции.

Замкнутый опыт по гравитационно-флотационному обогащению исходной руды при естественном значении pH пульпы. Для установления показателей обогащения исходной руды по гравитационно-флотационной схеме был поставлен тест, в котором флотация проводилась с возвратом промпродуктов (5 замкнутых циклов) по режиму, отработанному на предварительной стадии исследований.

Схема выполнения опыта приведена на рис. 5. Исходная руда измельчалась до крупности 60 % –0,071 мм и обогащалась центробежной сепарацией с целью извлечения свободного золота и богатых сростков. Хвосты центробежной сепарации доизмельчались до крупности 90 % –0,071 мм и поступали на флотацию, в которой были предусмотрены основная, контрольная и две перечистные операции. Флотация выполнялась в замкнутом цикле с оборотом промпродуктов при использовании оборотного водоснабжения по «короткой» схеме (через сгуститель хвостовых продуктов).

Для оценки технологической эффективности применяемых процессов обогащения использовалась формула Луйкена—Хенкока:

$$E = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\alpha(1 - \alpha)},$$

где α — содержание ценного компонента в исходном материале; β — содержание ценного компонента в обогащенном продукте; γ — выход обогащенного продукта.

Процесс считается весьма эффективным при $E > 75$ %, эффективным, если $E > 50$ %, и неэффективным при $E < 25$ %.

Результаты и их обсуждение

Исследование руды месторождения на обогатимость гравитационными методами

Оценка возможности применения центробежных методов (GRG-тест). Общий объем золота, извлекаемого гравитацией, после трех стадий обогащения составил 72,75 % при выходе концентрата 1,34 %. Так, на первой стадии было получено извлечение гравитацией 24,80 %, на второй и третьей стадиях — соответственно 39,89 и 8,07 %. Расчет-



Рис. 5. Схема выполнения замкнутого опыта по гравитационно-флотационному обогащению руды при естественном значении pH

п/п – промпродукт

Fig. 5. Locked-cycle test diagram for gravity-flotation ore concentration at natural pH

п/п – middlings

ное содержание золота в исходной руде для теста GRG составило 11,91 г/т.

Результаты GRG-теста показали, что руда месторождения эффективно обогащается центробежными методами. Уровень извлечения золота гравитацией при стадийном измельчении руды — высокий, а именно 72,75 %. Но для более полного его извлечения может быть рекомендовано использование центробежных концентраторов в комбинированных схемах (гравитация—флотация и т.п.).

Стадийное центробежное обогащение руды. На исходной крупности руды — 2 мм (16,99 % —0,071 мм) извлечение золота составило 36,37 %. При измельчении до 49,10 % —0,071 мм оно возросло на 31,82 % до суммарного значения 68,19 %. При измельчении до 66,33 % —0,071 мм достигнуто суммарное извлечение золота 76,77 %. Дальнейшее снижение крупности руды до 89,47 и 93,96 % позволило дополнительно извлечь соответственно 4,21 и 2,01 % Au. Общее извлечение золота в сум-

марный концентрат было 87,44 % при его содержании 71,56 г/т и выходе 13,70 %. В этих условиях содержание золота в хвостах составило 1,63 г/т. В исходной руде оно было 11,21 г/т. Зависимость эффективности извлечения золота от крупности измельчения представлена на рис. 1.

Высокое извлечение золота (76—81 %) на промежуточной крупности 66—77 % —0,071 мм указывает на целесообразность применения гравитационного обогащения руды в цикле измельчения. При крупности 90 % —0,071 мм интенсивность роста кривой эффективности снижается (точка перегиба), и эта крупность может быть принята как конечная для гравитационного обогащения. Рекомендуется использование двухстадийной схемы обогащения (см. рис. 2): первая стадия — в цикле измельчения при промежуточной крупности руды 60—70 % —0,071 мм, вторая стадия — на сливе узла классификации с конечной крупностью руды 90 % —0,071 мм (для гравитационного обогащения).

Таблица 3. Результаты обогащения руды по гравитационно-флотационной схеме (замкнутый опыт, естественное значение рН пульпы)

Table 3. Results of gravity-flotation ore concentration (locked-cycle test, natural value of pulp pH)

Продукт	Выход продукта, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Содержание S, %	Извлечение S, %
Обогащение руды центробежной сепарацией в цикле измельчения на КС-MD3							
Гравитационный концентрат	0,31	2426,00	64,06	39,18	1,79	35,44	3,98
Измельчение хвостов гравитации до крупности 90 % – 0,071 мм							
Обогащение флотацией							
Концентрат флотации	2,90	122,20	30,01	42,16	18,54	39,16	43,64
Суммарный гравитационно-флотационный концентрат	3,21	345,87	94,07	41,75	20,33	38,58	47,62
Хвосты	96,79	0,72	5,93	5,43	79,67	1,41	52,38
Исходная руда	100,00	11,82	100,00	6,60	100,00	2,60	100,00

Моделирование извлечения золота в цикле измельчения (первая стадия обогащения). Результаты опыта показали, что центробежная сепарация в цикле измельчения на промежуточной крупности 60 % – 0,071 мм работает эффективно. Получен концентрат с содержанием золота 2426,0 г/т при выходе 0,31 % и извлечении 63,74 %. Поэтому данный процесс может быть рекомендован к использованию в промышленной технологической схеме. Ориентировочный уровень извлечения золота в богатый концентрат — «золотую головку», по результатам металлургической доводки концентрата КС-MD, составит 59,60 % от исходной руды.

Моделирование второй стадии обогащения на КС-CVD с доводкой концентрата. В ходе предварительных тестов было установлено, что руда месторождения эффективно обогащается центробежной сепарацией с малым выходом концентрата. Но при этом извлечение золота недостаточно полное. Одним из возможных направлений его повышения гравитационными методами, в том числе связанного с минералами пустой породы и сульфидами, может быть применение на второй стадии обогащения центробежного концентратора КС-CVD с непрерывной разгрузкой концентрата.

По результатам теста построен график (рис. 3) зависимости извлечения золота от выхода концентрата первой и второй стадий. Дополнительно рядом нанесена кривая эффективности обогащения, построенная по данным расчета критерия Хенкока.

Видно, что значительное количество золота (65–70 %) извлекается при выходе концентрата 0,5–1,0 %. Далее, при увеличении выхода концентрата до 3,17 %, рост кривой эффективности замедляется. На этом этапе происходит извлечение золота в сростках с породой и сульфидами.

При повышении выхода концентрата более 3,17 % эффективность обогащения начинает снижаться. На этом этапе извлечение золота происходит со значительным разубоживанием концентрата пустой породой. Точка перегиба кривой эффективности соответствует определению минимально необходимого выхода концентрата. В данном случае выход суммарного гравитационного концентрата (КС-MD и КС-CVD) должен составлять не менее 3,17 %, включая выход концентрата CVD после доводки, равный 2,86 %. При этом содержание золота в суммарном концентрате составит 303,71 г/т при извлечении 81,04 %, а в хвостах его количество будет равно 2,33 г/т.

Результаты теста показали, что с высоким выходом концентрата КС-CVD (максимально — 22,63 %) извлечение золота в суммарный гравитационный концентрат высокое — 87,25 %. Однако его содержание в хвостах при этом остается значительным — 1,97 г/т. После доводки концентрата извлечение золота снижается до 81,04 %, а его содержание в хвостах, соответственно, возрастает до 2,33 г/т. Следовательно, использование концентратора КС-CVD на второй стадии обогащения не обеспечивает полноты извлечения золота.

Перспективность применения CVD может быть определена после сравнения с другими альтернативными методами обогащения. В связи с этим инициированы дальнейшие исследования по обогатимости руды методами флотации.

Исследование обогатимости руды месторождения методами флотации

По итогам выполненных тестов сделаны следующие выводы:

- результаты балансового расчета содержания золота в исходной руде для каждого опыта показали значительный разброс значений данного параметра (в пределах 9,63—11,79 г/т). При этом и извлечение золота во флотационный концентрат основной операции бессистемно колебалось в диапазоне 64,14—70,95 % вне всякой связи с крупностью измельчения руды, что не позволило установить оптимальное значение данного показателя;

- общий уровень извлечения золота во флотационный концентрат в опытах оставался на относительно невысоком уровне (64,14—70,95 %), что свидетельствовало о недостаточно высокой эффективности работы флотации на исходной руде. Данное обстоятельство, скорее всего, опять же объясняется присутствием в руде крупного свободного золота, которое вследствие большой массы частиц не может выходить в пенный продукт и остается в камерном продукте флотации. Очевидно, что для руды технологической пробы месторождения более перспективной будет являться комбинированная схема обогащения, включающая гравитационные процессы для улавливания свободного золота и флотацию для извлечения тонкого свободного золота и золота, связанного с сульфидными минералами. В связи с вышеназванными проблемами было принято решение поисковые опыты на исходной руде прекратить и продолжить исследования по флотации на хвостах гравитационного обогащения.

Определение оптимальной крупности измельчения хвостов гравитации. Установлено (см. рис. 4), что показатель эффективности обогащения возрастает до крупности измельчения руды 90 % —0,071 мм, а затем начинает снижаться. Следовательно, при крупности измельчения хвостов гравитации больше, чем 90 % —0,071 мм, тонина помола руды уже не способствует улучшению показателей обогащения. Извлечение золота в концентрат остается примерно на одинаковом уровне. Содержание

золота в хвостах для крупности измельчения 90 и 95 % класса —0,071 мм практически одинаково (0,71 и 0,70 г/т), поэтому за оптимальную для флотации была принята крупность измельчения хвостов гравитации, равная 90 % —0,071 мм.

Исследование кинетики флотации позволило сделать следующие выводы:

- среди реагентов минимального расхода требовало сосновое масло (нормальное пенообразование обеспечивало 60 г/т для основной и контрольной операций), в то время как Т-66 и Т-80 для нормального ведения процесса необходимо было 100 г/т;

- при использовании оксаля Т-66 выход концентрата снижался с 11,1 до 9,30 % и при равной с сосновым маслом эффективности обогащения уменьшалось извлечение золота в концентрат флотации;

- применение оксаля Т-80, близкого по вспенивающим свойствам к Т-92, давало такие же результаты обогащения, как на сосновом масле, и даже незначительно лучше, поэтому дальнейшие опыты проводились с этим реагентом.

Для определения оптимального времени флотации по операциям были поставлены две группы тестов по изучению кинетики основной, контрольной и перечистой операций. Во всех тестах выполнялась фракционная съемка концентратов и в каждой фракции определялось содержание золота. Использовался оптимальный реагентный режим при крупности измельчения руды 90 % —0,071 мм: бутиловый ксантогенат (БКК) = 150 + 75 г/т, Т-80 = 60 + 40 г/т, рН пульпы соответствовало естественному значению 7,64.

Анализ полученных результатов позволил определить оптимальное время флотации по операциям с учетом следующих особенностей:

- 1) оптимальное время основной операции составляло 6 мин. В последующих операциях (7—9 и 10—12 мин) содержание золота резко снижается, прирост извлечения становится незначительным и не превышает 1,0—1,5 %;

- 2) время контрольной флотации целесообразно принять равным 18—20 мин (6 мин от основной флотации + 13 мин контрольной флотации);

- 3) продолжительность первой перечистой операции целесообразна 4—6 мин — ее увеличение будет приводить к разубоживанию концентрата при незначительном приросте извлечения золота;

- 4) высокое содержание золота в первой фракции перечистой операции, почти в 3 раза пре-

вышающее среднее содержание в данном концентрате, свидетельствует о целесообразности включения в схему флотации второй перемешивающей операции.

Открытые опыты по флотации хвостов гравитационного обогащения при разной плотности пульпы. Снижение содержания твердого в пульпе до 20 % приводит к уменьшению выхода концентрата и падению извлечения в него золота — извлечение Au в суммарный концентрат флотации составило 83,29 %, что на 4,27 % меньше, чем при 27 %-ной доле твердого. Следовательно, изменение плотности пульпы ниже оптимального значения неблагоприятно влияет на результаты флотации. Повышение плотности пульпы сверх оптимального значения оказывает менее значимое воздействие, приводящее лишь к разубоживанию концентрата пустой породой.

Открытый опыт флотации хвостов гравитационного обогащения по полной схеме. Тест показал, что из хвостов гравитационного обогащения после второй перемешивки может быть получен концентрат с содержанием золота 129 г/т при выходе 2,50 %. Суммарное извлечение золота в продукты флотации составило 87,65 % при выходе 12,5 %. Содержание золота в хвостах контрольной флотации было 0,60 г/т. Данные результаты можно считать удовлетворительными, и на выбранном режиме целесообразно провести замкнутый опыт для определения показателей обогащения руды по гравитационно-флотационной схеме.

Замкнутый опыт по гравитационно-флотационному обогащению исходной руды при естественном значении pH пульпы (см. рис. 5). В результате обогащения получены следующие продукты:

— гравитационный концентрат с содержанием золота 2426 г/т при выходе 0,31 % и извлечении 64,06 %;

— флотационный концентрат (после II перемешивки) с содержанием золота 122 г/т при выходе 2,90 % и извлечении 30,01 %.

Суммарное извлечение золота в гравитационно-флотационный концентрат составило 94,07 % при выходе 3,21 % и содержании Au 345,87 г/т, содержание золота в хвостах флотации — 0,72 г/т.

На основании данных, полученных в результате изучения гранулометрического состава продуктов обогащения, установлено, что извлечение золота из руды увеличивается с уменьшением крупности фракций руды. Наименьшее содержание золота в хвостах и наибольшее в концентрате отмечаются

во фракции $-0,045 + 0$ мм. По мере повышения крупности фракций в хвостах концентрация золота в них растет, а содержание Au во фракциях флотоконцентрата снижается.

Для проверки влияния щелочности пульпы на показатели обогащения исходной руды по гравитационно-флотационной схеме был поставлен замкнутый опыт, в котором флотация выполнялась с добавлением небольшого количества серной кислоты для активации золотосодержащего пирита. В этом случае величина pH пульпы уменьшалась с 7,64 (естественное значение) до 7,06. Результаты данного опыта показали, что в этом случае отмечается рост выхода флотоконцентрата с 2,90 до 3,61 %, т.е. на 24,5 % (отн.). При этом извлечение золота во флотоконцентрат повышается с 30,01 до 30,22 % (на 0,7 отн.%). Следовательно, проведение флотации с добавлением кислоты почти не увеличивает извлечение золота, но при этом приводит к значительному разубоживанию флотоконцентрата и снижению содержания в нем золота, а также, возможно, к повышению категории опасности хвостов. Поэтому добавление серной кислоты при флотации руды месторождения признано нецелесообразным.

Как и в предыдущем опыте, анализ гранулометрического состава продуктов обогащения показывает, что лучше всего обогащается фракция руды крупностью $-0,045 + 0$ мм. В этом классе отмечается минимальное содержание золота в хвостах (0,46 г/т) и максимальное (111 г/т) — во флотационном концентрате. По мере увеличения крупности фракций содержание золота в хвостах возрастает, а в концентрате — уменьшается.

Заключение

Результаты гравитационного и флотационного обогащения исходной руды свидетельствуют о целесообразности применения комбинированной гравитационно-флотационной технологической схемы.

В замкнутом опыте обогащения исходной руды по гравитационно-флотационной схеме при естественном значении pH пульпы (без добавления кислоты) получены следующие продукты: гравитационный концентрат с содержанием золота 2426 г/т при выходе 0,31 % и извлечении 64,06 %; флотационный концентрат (после II перемешивки) с содержанием золота 122 г/т при выходе 2,90 % и извлечении 30,01 %. Суммарное извлечение золота

в гравитационно-флотационный концентрат составило 94,07 % при выходе 3,21 % и содержании Au 345,87 г/т, содержание золота в хвостах флотации — 0,72 г/т.

Литература/References

1. Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V., Burdonov A.E. Concentration studies for low sulfide ores. *Obogashchenie Rud.* 2020. No. 3. P. 15—21. DOI: 10.17580/or.2020.01.03.
2. Pelikh V.V., Salov V.M., Burdonov A.E., Lukyanov N.D. Application of Knelson CVD technology for beneficiation of gold-lead ore. *Obogashchenie Rud.* 2019. No. 1. P. 3—11. DOI: 10.17580/or.2019.01.01.
3. Fedotov P.K., Senchenko A.K., Fedotov K., Burdonov A.E. Studies of enrichment of sulfide and oxidized ores of gold deposits of the Aldan shield. *J. Mining Inst.* 2020. No. 242. P. 218—227. DOI: 10.31897/PMI.2020.2.218.
4. Chanturiya V.A., Ivanova T.A., Zimbovskiy I.G., Kaporulina E.V. Investigation of modified coal sorbents for fine gold reextraction during flotation concentration. *Tsvetnye Metall.* 2017. No. 9. P. 28—34. DOI: 10.17580/tsm.2017.09.04.
5. Qin H., Guo X., Tian Q., Zhang L. Pyrite enhanced chlorination roasting and its efficacy in gold and silver recovery from gold tailing. *Separ. Purific. Technol.* 2020. No. 250. Art. 117168. DOI: 10.1016/j.seppur.2020.117168.
6. Cho K., Kim H., Myung E., Purev O., Choi N., Park C. Recovery of gold from the refractory gold concentrate using microwave assisted leaching. *Metals.* 2020. No. 10. Art. 571. DOI: 10.3390/met10050571.
7. Santos N.T.D.G., Moraes L.F., Da Silva M.G.C., Vieira M.G.A. Recovery of gold through adsorption onto sericin and alginate particles chemically crosslinked by proanthocyanidins. *J. Cleaner Product.* 2020. No. 253. Art. 119925. DOI: 10.1016/j.jclepro.2019.119925.
8. Umarova I.K., Matkarimov S.T., Makhmarezhabov D.B. Development of a flotation technology for gold-bearing ores of the amantaytau deposit. *Obogashchenie Rud.* 2020. No. 2. P. 29—33. DOI: 10.17580/or.2020.02.05.
9. Bulatovic S.M. Flotation behaviour of gold during processing of porphyry copper-gold ores and refractory gold-bearing sulphides. *Miner. Eng.* 1997. No. 10. P. 895—908. DOI: 10.1016/s0892-6875(97)00072-1.
10. De Carvalho L.C., Da Silva S.R., Neto Giardini R.M., De Souza L.F.C., Leao V.A. Bio-oxidation of refractory gold ores containing stibnite and gudmundite. *Environ. Technol. Innov.* 2019. No. 15. Art. 100390. DOI: 10.1016/j.eti.2019.100390.
11. Bidari E., Aghazadeh V. Alkaline leaching pretreatment and cyanidation of arsenical gold ore from the Carlin-type Zarshuran deposit. *Canad. Metall. Quart.* 2018. No. 57. P. 283—293. DOI: 10.1080/00084433.2018.1444931.
12. Huang Z.-J., Sun W., Gao Z.-Y. Effects of grinding on mineral surface properties and flotation behaviors. *Zhongguo Youse Jinshu Xuebao (Chin. J. Non-Ferr. Met.)*. 2019. No. 29. P. 2671—2680. DOI: 10.19476/j.ysxb.1004.0609.2019.11.24.
13. Duchnowska M., Bakalarz A. Influence of feed particle size on upgrading selectivity of scavenger stage of industrial copper ore flotation. *Miner. Metall. Proc.* 2015. No. 32 (4). P. 215—221. DOI: 10.1007/bf03402478.
14. Acarkan N., Bulut G., Gül A., Kangal O., Karakaş F., Kök-kiliç O., Önal G. The effect of collector's type on gold and silver flotation in a complex ore. *Separ. Sci. Technol.* 2010. No. 46. P. 283—289. DOI: 10.1080/01496395.2010.512029.
15. Chen Q., Yang H.-Y., Tong L.-L., Niu H.-Q., Zhang F.-S., Chen G.-M. Research and application of a Knelson concentrator: A review. *Miner. Eng.* 2020. No. 152. Art. 106339. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106339.
16. Chen Q., Yang H.-Y., Tong L.-L. Processing a gold ore from Hainan Province using knelson gravity concentration-flotation. *Dongbei Daxue Xuebao (J. North-Eastern Univ.)*. 2020. No. 41. P. 413—417. DOI: 10.12068/j.issn.1005-3026.2020.03.020.
17. Kurkov A.V., Solozhenkin P.M., Shcherbakova S.N. Integrated processing of the gold-antimony ores of kyuchus deposit (Sakha Republic (Yakutia, Russia)). *Tsvetnye Metall.* 2013. No. 4. P. 18—22.
18. Gul A., Kangal O., Sirkeci A.A., Onal G. Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation. *Int. J. Miner. Metall. Mater.* 2012. No. 19. P. 106—110. DOI: 10.1007/s12613-012-0523-4.
19. Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V., Burdonov A.E. Dressability study for polymetallic ore deposits of the Zabaikalye territory. *Obogashchenie Rud.* 2019. No. 3. P. 3—9. DOI: 10.17580/or.2019.03.01.
20. Laplante A.R., Spiller D.E. Bench-scale and pilot plant test work for gravity concentration circuit design. *Proc. Miner. Process. Plant Design. Practice and Control.* 2002. No. 3. P. 160—175.
21. Dominy S.C., Murphy B., Gray A.H. Characterisation of gravity amenable gold ores — Sample representivity and determination methods. In: *GeoMet 2011: 1-st AusIMM Intern. Geometallurgy Conf.* (Brisbane, QLD, Australia, 5 Sept. 2011). P. 281—292.
22. Dominy S.C. Effects of sample mass on gravity recoverable gold test results in low-grade ores. *Trans. Inst. Min. Metall. B: Appl. Earth Sci.* 2014. No. 123 (4). P. 234—242. DOI: 10.1179/1743275814Y.0000000061.