

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНИСТОЙ РУДЫ

Н.К. Алгебраистова<sup>1</sup>, И.В. Прокопьев<sup>2</sup>, Е.С. Ананенко<sup>1</sup>, А.И. Кинякин<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Сибирский федеральный университет, Красноярск, Россия, e-mail: ananenko@inbox.ru

<sup>2</sup> Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова, Якутск, Россия

**Аннотация:** Объект исследований – флотационный цикл обогащения золота из полиметаллической золото-сурьмянистой руды одного из месторождений Восточной Сибири. Исследуемая руда относится к умеренно-сульфидному типу руд: сульфиды в основном представлены антимонитом, арсенопиритом, пирит-марказитом и пирротинном, а основными породообразующими минералами являются кварц и слюдисто-гидросланцевые образования. Показано, что ксантогенаты можно расположить по мере возрастания эффективности применительно к исследуемой пульпе следующим образом: бутиловый ксантогенат калия – амиловый ксантогенат калия – изобутиловый ксантогенат калия – изопропиловый ксантогенат натрия. Наилучшие результаты получены при применении изопропилового ксантогената: потери золота с хвостами флотации составили 1,92%, что на 5,35% ниже, чем при фабричном режиме. Определено, что наименьшие потери золота с хвостами золотосульфидной флотации наблюдаются при замене фабричного натриево-изобутилового аэрофлота на БТФ-1711, представляющий собой водный раствор диалкилдитиофосфата натрия: снижение потерь золота с хвостами флотации в сравнении с фабричным режимом составило ~2,67%, содержание золота в хвостах уменьшилось – с 0,34 до 0,22 г/т.

**Ключевые слова:** золото-сурьмянистая руда, арсенопирит, антимонит, флотация, технологические показатели обогащения, сочетание реагентов-собирателей, золото, натриево-изобутиловый аэрофлот, изопропиловый ксантогенат натрия.

**Для цитирования:** Алгебраистова Н. К., Прокопьев И. В., Ананенко Е. С., Кинякин А. И. Технологическая оценка реагентных режимов флотации золото-сурьмянистой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 4. – С. 145–154. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_4\_0\_145.

### Technological evaluation of reagent regimes for flotation of gold-bearing antimony ore

N.K. Algebraistova<sup>1</sup>, I.V. Prokopenko<sup>2</sup>, E.S. Ananenko<sup>1</sup>, A.I. Kinyakin<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia, e-mail: ananenko@inbox.ru

<sup>2</sup> M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, Yakutsk, Republic of Sakha, Russia

**Abstract:** The subject of research is the circuit of flotation of gold from complex gold-bearing antimony ore from a deposit in West Siberia. The test ore features a moderate content of sulfides represented mostly by antimonite, arsenopyrite, pyrite–marcasite and pyrrhotine, while the rock-

forming minerals are quartz and mica-hydrous mica. It is shown that xanthates can be arranged in the ascending order of their efficiency relative to the test pulp as follows: potassium butyl xanthate–potassium amyl xanthate–potassium isobutyl xanthate–sodium isopropyl xanthate. The best results are achieved with isopropyl xanthate: the loss of gold with flotation tailings totals 1.92%, which is lower than in the standard reagent regime adopted at the factory by 5.35%. It is found that the least loss of gold with flotation tailings takes place when factory's sodium isobutyl Aeroфлот is replaced by BTF-1711 which is a water solution of sodium dialkyl dithiophosphate: as compared with the factory's reagent regime, the decrease in the loss of gold with flotation tailings totals – 2,67%, and the gold content of the tailings reduces from 0.34 to 0.22 g/t.

**Key words:** gold-bearing antimony ore, arsenopyrite, antimonite, flotation, flotation production data, combination of reagents–collectors, gold, sodium isobutyl Aeroфлот, sodium isopropyl xanthate.

**For citation:** Algebraistova N. K., Prokopev I. V., Ananenko E. S., Kinyakin A. I. Technological evaluation of reagent regimes for flotation of gold-bearing antimony ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024;(4):145-154. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2024\_4\_0\_145.

---

## Введение

Объект исследований — флотационный цикл обогащения золота из полиметаллической золото-сурьмянистой руды одного из месторождений Восточной Сибири. Руды данного месторождения относятся к упорным. Основным фактором, влияющим на упорность, является ассоциация золота с сульфидными минералами: содержание золота в арсенипирите составляет ~110 г/т, в пирите ~11 г/т, в антимоните — менее 0,05 г/т.

Технологическая схема флотационного обогащения исследуемой руды на действующей обогатительной фабрике представлена на рис. 1.

Рассматриваемая руда на действующей обогатительной фабрике перерабатывается по прямой селективной схеме флотационного обогащения с последовательным выделением сурьмяного и золото-сурьмянистого концентратов.

Представленные циклы флотации имеют классическую топологию.

Известно, что наибольшую сложность с точки зрения комплексного извлечения золота и сурьмы представляют руды, золото в которых в значительной степени связано с арсенипиритом [1–3],

что определяет необходимость подбора оптимальных параметров флотации, в том числе и путем подбора сочетания сульфгидрильных реагентов-собирателей для эффективного извлечения благородного металла [4–7].

Целью настоящего исследования является изучение влияния факторов на технологические показатели золотосульфидного цикла флотации.

## Материалы и методы исследования

Экспериментальные исследования проведены на лабораторной базе кафедры обогащения полезных ископаемых Сибирского федерального университета. Для исследований с действующего предприятия на кафедру доставлены пробы (в виде пульпы) камерного продукта сурьмяного цикла флотации и оборотной воды.

Химический состав пробы руды определяли с использованием данных количественного рентгенофлюоресцентного, фазового атомно-абсорбционного и ICP-AES анализов. Содержание золота приведено по данным пробирного анализа.

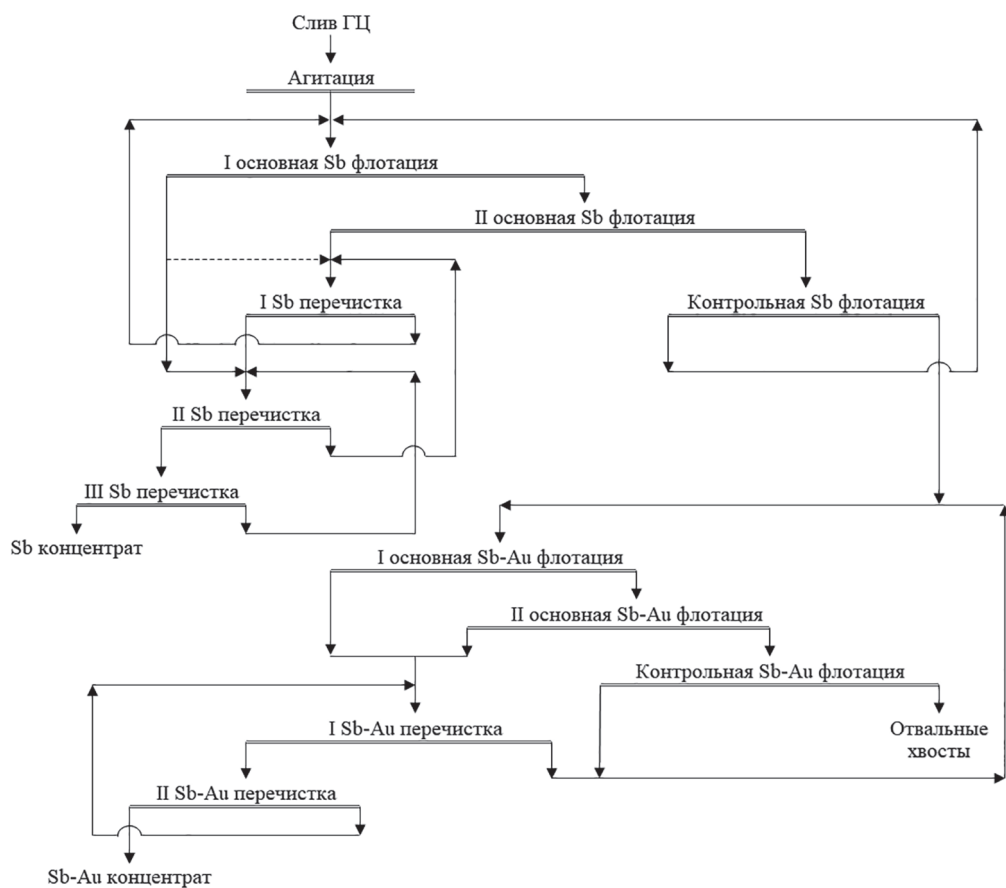


Рис. 1. Действующая схема флотации  
 Fig. 1. The current flotation circuit

Качественно минеральный состав пробы руды был определен по данным рентгеноструктурного фазового (дифрактометрического) анализа, выполненного на аппарате «XRD-6000», Shimadzu (Япония).

Флотационные опыты выполняли на лабораторных флотационных машинах МФ-237Л и МФ-189Л с различными объемами камеры. Водные растворы реагентов готовили с различной концентрацией с учетом их химической активности.

Значения pH в операциях и продуктах обогащения измеряли лабораторным pH-метром InoLab марки pH720 (WtW, Германия).

Обводненные продукты и продукты флотации сушили на электрической плите ЭП-6П (Абат, Россия) до воздушно-сухого состояния при температуре не выше 100 °С.

Из высушенных продуктов отбирали пробы на химический анализ в соответствии с действующими методическими указаниями [8, 9].

Для определения технологических показателей флотации по действующему режиму фабрики проведены флотационные опыты по схеме, представленной на рис. 2. С целью изучения влияния времени флотации на технологические показатели в схему одного из опытов

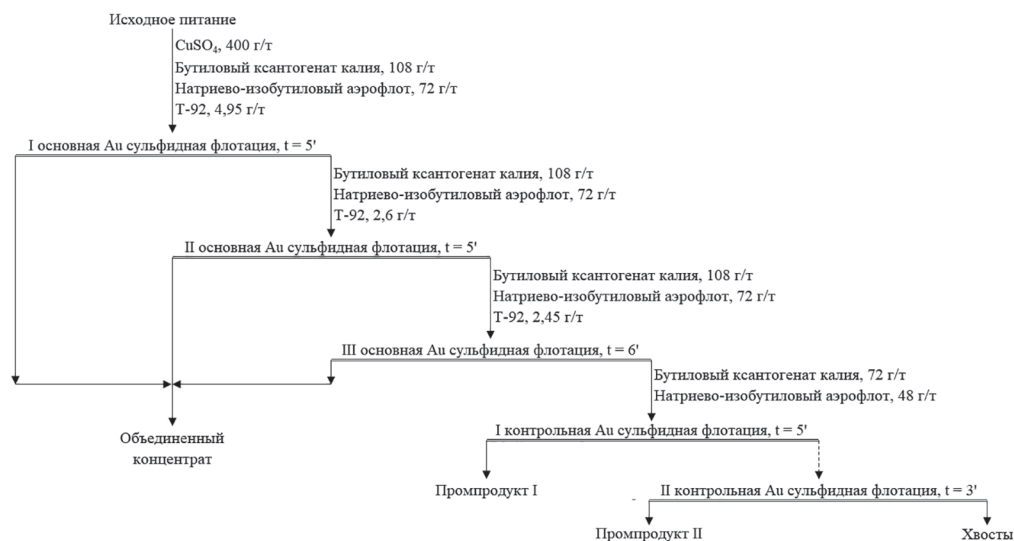


Рис. 2. Схема флотации и реагентный режим флотации действующей фабрики  
Fig. 2. Flotation circuit and reagent regime of the operating plant

была введена II контрольная золотосульфидная флотация в безреагентном режиме. Продолжительность съема пенного продукта во II контрольной флотации составила 3 мин.

Расход и соотношение реагентов-собирателей приняты на основании реагентного режима действующего предприятия (см. рис. 2).

Исходное питание перед подачей реагентов-собирателей перемешивалось с медным купоросом в камере флотационной машины в течение 5 мин.

Подача пенообразователя осуществлялась по мере «истощения» пены в I, II и III основную золотосульфидную флотацию с общим расходом 10 г/т, что соответствует режиму действующего предприятия. Точки подачи и расход пенообразователя дублировались во всех последующих опытах.

Известно, что с увеличением длины углеводородной цепи растворимость ксантогенатов уменьшается, а их флотационная активность и гидрофобизирующее действие при одинаковой плотности адсорбционного слоя возрастают

[6, 7]. Также для интенсификации процесса и улучшения технологических показателей флотационного обогащения на практике широко применяется синергетический эффект от сочетания реагентов-собирателей [10–13].

На основании вышесказанного были проведены опыты по изучению влияния ксантогенатов и дитиофосфатов различных строений на технологические показатели флотационного обогащения. Схема флотации соответствовала схеме, приведенной на рис. 2.

Заменяли первоначально бутиловый ксантогенат калия (ББК) на амиловый, изопропиловый и изобутиловый, при этом соотношение расхода ксантогената к аэрофлоту оставалось без изменений, расходы всех реагентов были постоянными.

Аналогично выполнены опыты с заменой фабричного натриево-изобутилового аэрофлота реагентами-собирателями: аэрофлот аммоний изооктиловый, аэрофлот натриево-изооктиловый, аэрофлот натриево-изопропиловый, БТФ-1711, Aero 400, Aero 8045 и Aerophine 3418A.

Таблица 1

**Распределение основных компонентов по классам крупности в питании золото-сурьмянистого цикла флотации**

**The distribution of the main components according to size in feed of the gold-antimony flotation**

Класс крупности	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
		Au, г/т	Sb, %	As, %	Au	Sb	As
+0,071 мм	24,35	1,43	0,24	0,2	9,81	22,91	5,83
-0,071 мм	75,65	4,23	0,26	1,04	90,19	77,09	94,17
Итого	100	3,55	0,26	0,84	100	100	100

**Результаты исследования и их обсуждение**

Изучение вещественного состава исходного продукта показало, что по количеству сульфидных минералов исследуемая руда относится к умеренно-сульфидному типу руд: сульфиды в основном представлены антимонитом, арсенопиритом, пирит-марказитом и пирротинном, а основными породообразующими минералами являются кварц и слюдисто-гидрослюдистые образования.

Золото на месторождении является тонкодисперсным и макроскопически не отмечается. Размеры зерен 0,005××0,02 мм, форма вытянутая, полуовальная. Пробность золота 860. Массовая доля свободного (амальгируемого) золота незначительна и составляет менее 1%. Массовая доля упорного (не извле-

каемого сорбционным цианированием) благородного металла в руде составляет ~90%. Результаты ситового анализа представлены в табл. 1.

Тонина помола камерного продукта сурьмяного цикла флотации составляет 75,65% класса -0,071 мм, что соответствует режимным параметрам действующей фабрики.

Из исходной пульпы и оборотной воды отобраны пробы для измерения значения pH: результаты измерений 5,56 и 3,77 соответственно.

Оборотная вода характеризуется кислотными значениями pH, а исходная пульпа — слабокислыми. Значение этого фактора важно, так как при pH < 4 ксантогенаты начинают разлагаться с образованием исходных веществ: спирт, сероуглерод и щелочь.

Таблица 2

**Результаты флотации. Фабричный режим**

**The results of the flotation. The plant regime**

Условие флотации	Наименование продукта	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
			Au, г/т	Sb, %	As, %	Au	Sb	As
Фабричный режим	Объединенный концентрат	17,52	17,66	0,69	4,78	87,23	50,88	87,31
	Промпродукт I	6,57	2,97	0,27	1,39	5,50	7,48	9,52
	Хвосты	75,91	0,34	0,13	0,04	7,27	41,64	3,17
	Исходное питание	100	3,548	0,237	0,959	100	100	100
Фабричный режим + II контрольная флотация	Объединенный концентрат	17,52	17,66	0,69	4,78	87,23	48,62	75,43
	Промпродукт I	6,57	2,97	0,27	1,39	5,50	7,15	8,23
	Промпродукт II	0,99	2,61	4,27	7,72	0,73	17,04	6,89
	Хвосты	74,92	0,31	0,09	0,14	6,55	27,19	9,45
	Исходное питание	100,00	3,548	0,248	1,11	100	100	100

Во время проведения флотационных опытов отмечена деминерализация пенных продуктов по истечении 2–3 мин во всех операциях.

Потери золота с хвостами флотации по фабричному режиму (табл. 2) составили 7,27% при содержании 0,34 г/т, дополнительное введение в схему II контрольной флотации в безреагентном режиме приводит к незначительному сокращению потерь золота с хвостами флотации: на 0,73%.

Содержание золота в хвостах флотации находится на одном уровне: 0,34 г/т для фабричного режима и 0,31 г/т при внедрении II контрольной золотосульфидной флотации. Полученные данные свидетельствуют о том, что общего времени съема пенных продуктов при фабричном режиме достаточно для получения удовлетворительных технологических показателей.

На рис. 3 представлены результаты опытов по замене фабричного бутилового ксантогената калия на исследуемые реагенты.

На основании результатов исследуемые ксантогенаты можно расположить по мере возрастания эффективности применительно к исследуемой пульпе сле-

дующим образом: бутиловый ксантогенат калия — амиловый ксантогенат калия — изобутиловый ксантогенат калия — изопропиловый ксантогенат натрия. Как видно, ксантогенаты с изостроением характеризуются большей эффективностью по сравнению с бутиловым и амиловым ксантогенатами [14–17].

Наилучшие результаты получены при применении изопропилового ксантогената: потери золота с хвостами флотации составили 1,92%, что на 5,35% ниже, чем при фабричном режиме. Содержание золота в хвостах снижается с 0,34 до 0,1 г/т.

Содержание золота в хвостах флотации при подаче фабричного бутилового ксантогената калия, амилового ксантогената калия и изобутилового ксантогената калия находится на одном уровне ~0,33 г/т, но зависимость значений выходов концентратов и содержаний в них металла остается классическим: чем выше выход, тем меньше содержание. Диапазон полученных значений выходов и содержаний: 17,52%, 19,85%, 24,32% и 17,67 г/т, 15,82 г/т 13,65 г/т, соответственно бутиловый, амиловый, изобутиловый ксантогенаты.

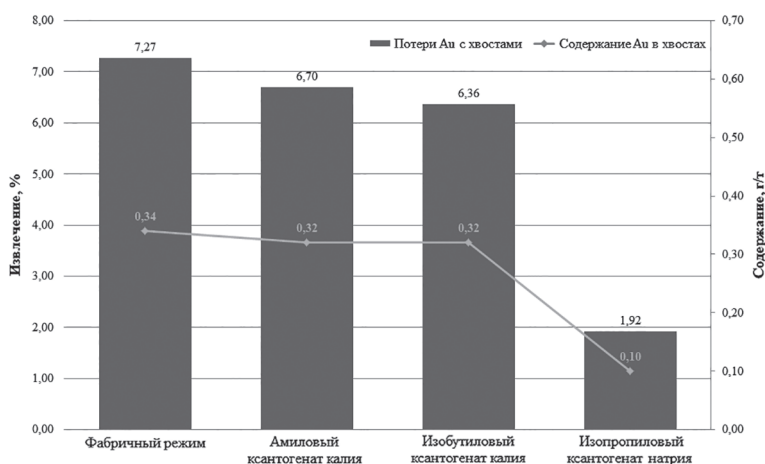


Рис. 3. Потери золота с отвальными хвостами. Замена бутилового ксантогената калия  
Fig. 3. Gold loss in flotation tailings. Replacement of butyl potassium xanthates

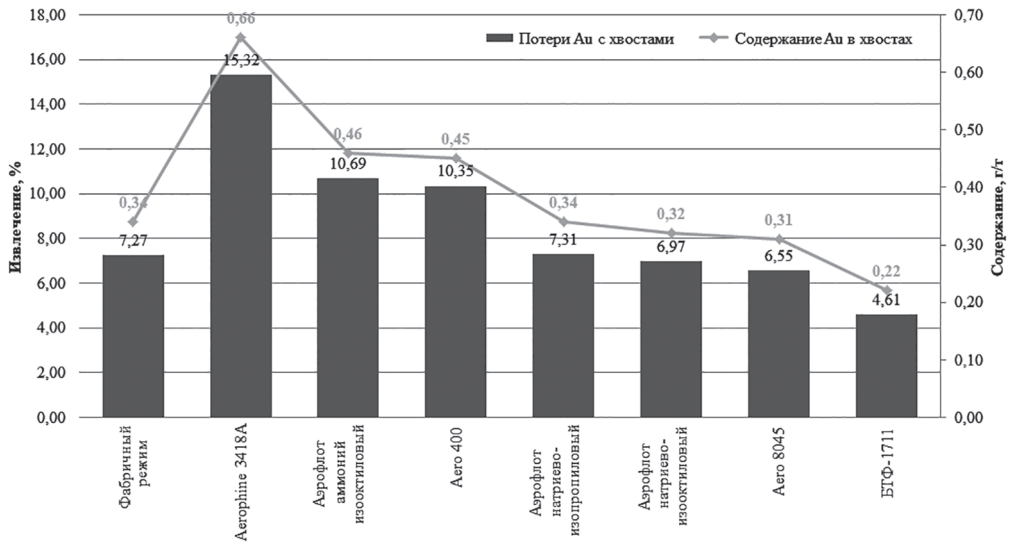


Рис. 4. Потери золота с отвальными хвостами. Замена фабричного натриево-изобутилового аэрофлота  
Fig. 4. Gold loss in flotation tailings. Replacement of sodium isobutyl dithiophosphate

На рис. 4 представлены результаты опытов по замене фабричного натриево-изобутилового аэрофлота на исследуемые реагенты.

Наименьшие потери золота с хвостами золотосульфидной флотации наблюдаются при замене фабричного натриево-изобутилового аэрофлота на БТФ-1711, представляющий собой водный раствор диалкилдитиофосфата натрия: снижение потерь золота с хвостами флотации в сравнении с фабричным режимом составило ~2,67%, содержание золота в хвостах уменьшилось — с 0,34 до 0,22 г/т.

Наибольшие потери золота с хвостами флотации при применении реагента-собирателя Aeorphine 3418A, содержащего более 95% диизобутилдитиофосфината натрия (ДИФ): 15,32% при содержании 0,66 г/т. Потери золота при подаче Аеро 8045, натриево-изопропилового и натриево-изооктилового аэрофлотов находятся на одном уровне с фабричным режимом: ~7%.

Реагенты Аеро 8045 и Аеро 400 представляют собой смесь меркаптобензотиазолов и дитиофосфатов [18–20].

## Выводы

1. Показано, что по количеству сульфидных минералов исследуемая руда относится к умеренно-сульфидному типу руд: сульфиды в основном представлены антимонитом, арсенопиритом, пирит-марказитом и пирротинном, а основными породообразующими минералами являются кварц и слюдисто-гидрослюдистые образования.

2. Определено, что дополнительное введение в фабричную схему II контрольной флотации в безреагентном режиме приводит к незначительному сокращению потерь золота с хвостами флотации: наблюдается снижение потерь золота с хвостами на 0,59%. Полученные данные свидетельствуют о том, что общего времени съема пенных продуктов при фабричном режиме достаточно для получения удовлетворительных технологических показателей.

3. Показано, что исследуемые ксантогенаты можно расположить по мере возрастания эффективности (по снижению потерь золота с хвостами) применительно к исследуемой руде следующим



щим образом: бутиловый ксантогенат калия — амиловый ксантогенат калия — изобутиловый ксантогенат калия — изопропиловый ксантогенат натрия. Ксантогенаты с изостроением характеризуются большей эффективностью при флотации золото-сурьмянистых руд по сравнению с бутиловым и амиловым ксантогенатами.

Наилучшие результаты получены при замене фабричного бутилового ксантогената калия на изопропиловый ксантогенат натрия: наблюдается снижение

потерь золота с хвостами флотации с 7,27 до 1,92%.

4. Определено, что наименьшие потери золота с хвостами золотосульфидной флотации наблюдаются при замене фабричного натриево-изобутилового аэрофлота на БТФ-1711, представляющий собой водный раствор диалкилдитиофосфата натрия: снижение потерь золота с хвостами флотации в сравнении с фабричным режимом составило ~2,67%, содержание золота в хвостах уменьшилось — с 0,34 до 0,22 г/т.

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Разработка метода селективной флотации сульфидов сурьмы и мышьяка при обогащении комплексных золотосодержащих руд // Цветные металлы. — 2019. — № 4. — С. 6–12. DOI: 10.17580/tsm.2019.04.01.

2. Соложенкин П. М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады Академии наук. — 2016. — Т. 466. — № 5. — С. 559. DOI: 10.7868/S0869565216050145.

3. Cui W., Zhang J., Liu Z. Selective enhancement of jamesonite flotation using Aerophine 3418A/DDTC mixture // Minerals Engineering. 2023, vol. 191, article 107934. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107934.

4. Соложенкин П. М., Кушаков Ш. Т., Ковалев В. Н. Создание технологии промышленной переработки золото-сурьмяных концентратов в районе Крайнего Севера // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2018. — № S1. — С. 395–407. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-1-1-395-407.

5. Канарский А. В., Адамов Э. В., Крылова Л. Н. Флотационное обогащение сульфидной сурьмяно-мышьяковой золотосодержащей руды // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. — 2012. — № 2. — С. 12–17.

6. Матвеева Т. Н., Иванова Т. А., Гетман В. В., Громова Н. К. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц драгоценных металлов из упорных руд // Горный журнал. — 2017. — № 11. — С. 89–94. DOI: 10.17580/гж.2017.11.16.

7. Jianhua Chen The interaction of flotation reagents with metal ions in mineral surfaces. A perspective from coordination chemistry // Minerals Engineering. 2021, vol. 171, article 107067. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107067.

8. Ozer M. Flotation of antimony ores with high arsenic content // Physicochemical Problems of Mineral Processing. 2022, vol. 5, article 52865. DOI: 10.37190/ppmp/152865.

9. Dembele S., Akcil A., Panda S. Technological trends, emerging applications and metallurgical strategies in antimony recovery from stibnite // Minerals Engineering. 2022, vol. 175, article 107304. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107304.

10. Ignatkina V. A., Kayumov A. A., Yergesheva N. D. Floatability and calculated reactivity of gold and sulfide minerals // Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2022, vol. 63, pp. 473–481. DOI: 10.3103/S1067821222050054.

11. Zhengyao Li, Yuanyuan Wang, Muxin Jia, Ligang Wen, Xuwen Wang, Jinzhi Wei Effect and mechanism of depressant disodium carboxymethyl trithiocarbonate on flotation separation of stibnite and pyrite // Mining, Metallurgy & Exploration. 2022, vol. 39, pp. 1267–1275. DOI: 10.1007/s42461-022-00582-4.

12. Guo X., Xin Yu., Wang H., Tian Q. Mineralogical characterization and pretreatment for antimony extraction by ozone of antimony-bearing refractory gold concentrates // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. 2017, vol. 27, pp. 1888–1895. DOI: 10.1016/S1003-6326(17)60213-9.

13. Cao Q., Huang Y., Zou H., Wen S. The surface features of activated stibnite surface with copper or lead ion // Physicochemical Problems of Mineral Processing. 2018, pp. 763–770. DOI: 10.5277/ppmp1884.



14. Комогорцев Б. В., Вареничев А. А. Применение селективных реагентов-собирателей в технологиях флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2016. — № 12. — С. 231 — 241.
15. Алгебраистова Н. К., Прокопьев И. В., Маркова А. С., Колотушкин Д. М. Разработка технологической схемы и реагентного режима коллективного цикла флотации свинцово-цинковой руды // Горный журнал. — 2017. — № 1. — С. 50 — 54. DOI: 10.17580/gzh.2017.01.10.
16. Sinche-Gonzalez M., Fornasiero D. Understanding the effect of sulphate in mining-process water on sulphide flotation // Minerals Engineering. 2021, vol. 165, article 106865. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106865.
17. Ikumapayi F., Rao K. H. Recycling process water in complex sulfide ore flotation: Effect of calcium and sulfate on sulfide minerals recovery // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2015, vol. 36. DOI: 10.1080/08827508.2013.868346.
18. Di Feo A., Hill-Svehla C. M., Hart B. R., Volchek K., Morin L., Demers A. The effects of water recycling on flotation at a North American concentrator // Minerals Engineering. 2021, vol. 170, article 107037. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107037.
19. Segura-Salazar J., Brito-Parada P. Stibnite froth flotation. A critical review // Minerals Engineering. 2021, vol. 163, article 106713. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106713.
20. Qin X., Deng J., Lai H., Zhang X. Beneficiation of Antimony oxide ore. A review // Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2017, vol. 58, pp. 321 — 329. DOI: 10.3103/S1067821217040186. **VIAS**

## REFERENCES

1. Matveeva T. N., Gromova N. K., Lantsova L. B. Development of a method for selective flotation of antimony and arsenic sulfides in the enrichment of complex gold-bearing ores. *Tsvetnye Metally*. 2019, no. 4, pp. 6 — 12. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2019.04.01.
2. Solozhenkin P. M. Development of principles for selecting reagents for flotation of antimony and bismuth minerals. *Doklady Akademii nauk*. 2016, vol. 466, no. 5, pp. 559. [In Russ]. DOI: 10.7868/S0869565216050145.
3. Cui W., Zhang J., Liu Z. Selective enhancement of jamesonite flotation using Aerophine 3418A/DDTC mixture. *Minerals Engineering*. 2023, vol. 191, article 107934. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107934.
4. Solozhenkin P. M., Kushakov S. T., Kovalev V. N. Creation of technology of industrial processing gold — antimony concentrates in region of the far North. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no. S1, pp. 395 — 407. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-1-1-395-407.
5. Kanarskii A. V., Adamov E. V., Krylova L. N. Flotation concentration of the sulfide antimony-arsenic gold bearing ore. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya*. 2012, no. 2, pp. 12 — 17. [In Russ].
6. Matveeva T. N., Ivanova T. A., Getman V. V., Gromova N. K. New flotation agents for recovery of micro- and nanoparticles of precious metals from rebellious ore. *Gornyi Zhurnal*. 2017, no. 11, pp. 89 — 94. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2017.11.16.
7. Jianhua Chen The interaction of flotation reagents with metal ions in mineral surfaces. A perspective from coordination chemistry. *Minerals Engineering*. 2021, vol. 171, article 107067. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107067.
8. Ozer M. Flotation of antimony ores with high arsenic content. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2022, vol. 5, article 52865. DOI: 10.37190/ppmp/152865.
9. Dembele S., Akcil A., Panda S. Technological trends, emerging applications and metallurgical strategies in antimony recovery from stibnite. *Minerals Engineering*. 2022, vol. 175, article 107304. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107304.
10. Ignatkina V. A., Kayumov A. A., Yergesheva N. D. Floatability and calculated reactivity of gold and sulfide minerals. *Russian Journal of Non-Ferrous Metals*. 2022, vol. 63, pp. 473 — 481. DOI: 10.3103/S1067821222050054.
11. Zhengyao Li, Yuanyuan Wang, Muxin Jia, Ligang Wen, Xuewen Wang, Jinzhi Wei Effect and mechanism of depressant disodium carboxymethyl trithiocarbonate on flotation Separation of stibnite and pyrite. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2022, vol. 39, pp. 1267 — 1275. DOI: 10.1007/s42461-022-00582-4.
12. Guo X., Xin Yu., Wang H., Tian Q. Mineralogical characterization and pretreatment for antimony extraction by ozone of antimony-bearing refractory gold concentrates. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. 2017, vol. 27, pp. 1888 — 1895. DOI: 10.1016/S1003-6326(17)60213-9.
13. Cao Q., Huang Y., Zou H., Wen S. The surface features of activated stibnite surface with copper or lead ion. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2018, pp. 763 — 770. DOI: 10.5277/ppmp1884.

14. Komogortsev B. V., Varenichev A. A. The use of selective collecting agents in technology flotation gold-sulfide ores. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2016, no. 12, pp. 231 – 241. [In Russ].

15. Algebraistova N. K., Prokopiev I. V., Markova A. S., Kolotushkin D. M. Flow sheet and reactant treatment for lead-zinc ore bulk flotation. *Gornyi Zhurnal.* 2017, no. 1, pp. 50 – 54. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2017.01.10.

16. Sinche-Gonzalez M., Fornasiero D. Understanding the effect of sulphate in mining-process water on sulphide flotation. *Minerals Engineering.* 2021, vol. 165, article 106865. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106865.

17. Ikumapayi F., Rao K. H. Recycling process water in complex sulfide ore flotation: Effect of calcium and sulfate on sulfide minerals recovery. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review.* 2015, vol. 36. DOI: 10.1080/08827508.2013.868346.

18. Di Feo A., Hill-Svehla C. M., Hart B. R., Volchek K., Morin L., Demers A. The effects of water recycling on flotation at a North American concentrator. *Minerals Engineering.* 2021, vol. 170, article 107037. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.107037.

19. Segura-Salazar J., Brito-Parada P. Stibnite froth flotation. A critical review. *Minerals Engineering.* 2021, vol. 163, article 106713. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106713.

20. Qin X., Deng J., Lai H., Zhang X. Beneficiation of Antimony oxide ore. A review. *Russian Journal of Non-Ferrous Metals.* 2017, vol. 58, pp. 321 – 329. DOI: 10.3103/S1067821217040186.

### ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Алгебраистова Наталья Константиновна*<sup>1</sup> – канд. техн. наук, доцент, e-mail: algebraistova@mail.ru, ORCID ID: 0000-0002-0185-8389,

*Прокопьев Иван Владимирович* – канд. техн. наук, доцент, Северо-Восточный федеральный университет, e-mail: prokopiev.iv@yandex.ru, ORCID ID: 0000-0002-9230-6415,

*Ананенко Екатерина Сергеевна*<sup>1</sup> – аспирант, e-mail: ananenkoes@inbox.ru, ORCID ID: 0000-0002-1299-5397,

*Кинякин Александр Ильич*<sup>1</sup> – аспирант, e-mail: mrak81083@mail.ru, ORCID ID: 0000-0002-0040-4473,

<sup>1</sup> Сибирский федеральный университет.

**Для контактов:** Ананенко Е.С., e-mail: ananenkoes@inbox.ru.

### INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*N.K. Algebraistova*<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, e-mail: algebraistova@mail.ru, ORCID ID: 0000-0002-0185-8389,

*I.V. Prokopiev*, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, 677000, Yakutsk, Republic of Sakha, Russia, e-mail: prokopiev.iv@yandex.ru, ORCID ID: 0000-0002-9230-6415,

*E.S. Ananenko*<sup>1</sup>, Graduate Student, e-mail: ananenkoes@inbox.ru, ORCID ID: 0000-0002-1299-5397,

*A.I. Kinyakin*<sup>1</sup>, Graduate Student, e-mail: mrak81083@mail.ru, ORCID ID: 0000-0002-0040-4473,

<sup>1</sup> Siberian Federal University, 660025, Krasnoyarsk, Russia.

**Corresponding author:** E.S. Ananenko, e-mail: ananenkoes@inbox.ru.

Получена редакцией 23.09.2022; получена после рецензии 18.01.2024; принята к печати 10.03.2024.

Received by the editors 23.09.2022; received after the review 18.01.2024; accepted for printing 10.03.2024.