

Li E.M.¹, Smailova A.B.¹, Beisembaev E.B.¹, Daulet B.E.²

¹SSIAIE “Kazmekhanobr”, Almaty c., Kazakhstan

²LLP «VCP», Almaty c., Kazakhstan

RESEARCH ON COPPER PROCESSING PLANT TAILINGS TO INCREASE COPPER RECOVERY

Abstract. The object of the study is the waste tailings from the copper processing plant. During the study, the material composition of the source material was studied and flotation reagents were tested with the aim of increasing copper extraction into the concentrate. The optimal reagent regime was selected for testing all collectors under equal conditions. During the tests, not only traditional collectors for sulphide minerals were tried, but also foreign reagents. The experiments were carried out at different collector flow rates, both with each collector fed separately and in combination with xanthate. As a result of the experiments, reagents were selected that allow for the highest-grade concentrate and the highest copper recovery in the concentrate. To improve flotation performance, the addition of gangue depressants and a sulphide mineral flotation activator was tested.

Keywords: waste tailings, enrichment, flotation studies, concentrate, grade, extraction.

Introduction. Kazakhstan’s mineral resources are gradually being depleted. Millions of tons of mining and mineral processing waste are being stored in the country every year [1]. The constantly increasing amount of mining waste each year requires increased capacity in tailings dump and causes ecological harm by contaminating the environment with heavy metal ions. As a result of intensive use of mineral resources, the republic has accumulated over 30 billion tons of production and consumption waste. 700 million tons of industrial waste are generated annually. About 90% of the generated waste consists of mining and mineral processing waste. The total volume of the mining industry waste in 2021 amounted to 470 million tons [2].

As reserves of high-grade and easily-enrichable ores are becoming scarce, it is necessary to develop improved technologies for processing low-grade and difficult-to-enrich ores. Some areas of tailings dump at processing plants contain almost industrial concentrations of valuable

metals and represent man-made deposits suitable for secondary processing [3-5].

Thus, waste tailings, previously of no industrial interest, can now be economically processed to produce concentrates suitable for metallurgical plants. The secondary use of mining waste solves the problems of resource depletion and negative environmental impact. The development of technology for processing waste tailings will lead to a high economic effect due to a reduction in the cost of the concentrates. This is achieved through cheaper transportation of the raw material, reduced grinding costs and the use of existing equipment. It will become possible to restart non-operational production facilities that are currently mothballed, thereby increasing the number of jobs and improving the socioeconomic situation of the region. [6]

The material studied for the research is waste tailings from the tailings dump of copper processing plants. The technological scheme for processing copper ores is typical and includes: crushing, wet grinding, rough copper flotation and scavenger flotation, as well as cleaning of the copper concentrate. The resulting copper concentrate is conditioned and sent for further metallurgical processing to produce a commercial grade metal. The chamber product of the scavenger copper flotation is waste tailings, and after thickening, it is sent for storage in the tailings dump. As a result of copper ore processing, conditioned concentrates with a copper content of at least 15% (grade KM7) and above are obtained. The resulting waste tailings contain about 0.10-0.40% copper.

In addition to copper, valuable components in tailings include gold, silver, lead and zinc, which can be recovered at the same time. The majority of tailings, however, consists of rock-forming minerals, including silicon dioxide and oxides of magnesium, calcium, aluminium and others. Iron can be present as sulfides (pyrite, pyrrhotite) or iron oxides (magnetite, hematite, etc.). Thus, copper tailings are now of industrial interest as a raw material for secondary processing.

The aim of the study. Testing various collectors in the flotation scheme for processing copper tailings from beneficiation plants to improve the technological parameters of the resulting copper concentrate suitable for further hydrometallurgical processing. The study was conducted as part of the research program "Development of innovative resource-saving technologies for the mining and complex processing of mineral and man-made raw materials.

Materials and methods of Research. Laboratory studies were conducted on the flotation of copper tailings to determine the optimal grinding fineness, flotation pH and dosage of flotation reagents. Sodium sulfide (Na_2S) was used as a sulfidizer. The following copper mineral collectors were tested: potassium butyl xanthate, potassium amyl xanthate, sodium ethyl xanthate, butyl aerofloat, Aerophine 3418A, AERO 3894, AERO MX 3715 (Syensqo), and combinations of the reagents AERO 9863, AERO 3894, AERO MX 3715, AERO 400 with potassium butyl xanthate. Flotation tests were conducted on the selected collector to assess the feasibility of using a gangue depressant (Na_2SiO_3 , AERO 650) and a copper mineral activator (CuSO_4). The experimental scheme is shown in Figure 1.

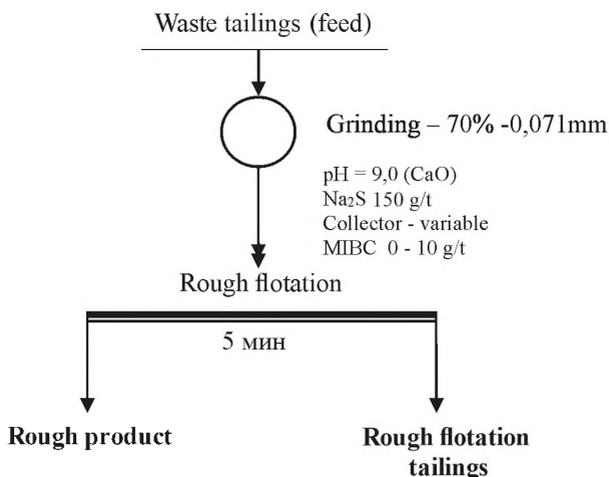


Figure 1 – The experimental scheme

Results and discussions. During the study of the material composition of the source material, the contents of the main elements were determined (Table 1): gold – 0.04 g/t, silver – 0.55 g/t, copper – 0.20%, lead – 0.05%, zinc – 0.25%, total iron – 6.01%, total sulphur – 0.90%, silicon – 30.82%, aluminium – 2.52%, magnesium – 0.51, calcium – 3.60%, manganese – 0.11%.

According to the results of phase analysis indicate that copper is represented by 58.75% sulfide and 41.25% oxidized minerals. The sulfide minerals, in turn, consist of primary (18.97%) and secondary minerals (39.78%), while the oxidized minerals are comprised of chrysocolla (18.94%) and malachite (22.31%). Based on the ratio of sulfide and oxi-

dized copper minerals, the tailings sample under study can be classified as mixed type.

Table 1 – Chemical composition and fire assay of the initial tailings sample

Elements and compounds	Au, g/t	Ag, g/t	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Si	Al	Mg	Ca	Mn
Content, %	0,04	0,55	0,20	0,05	0,25	6,01	0,90	30,82	2,52	0,51	3,60	0,11

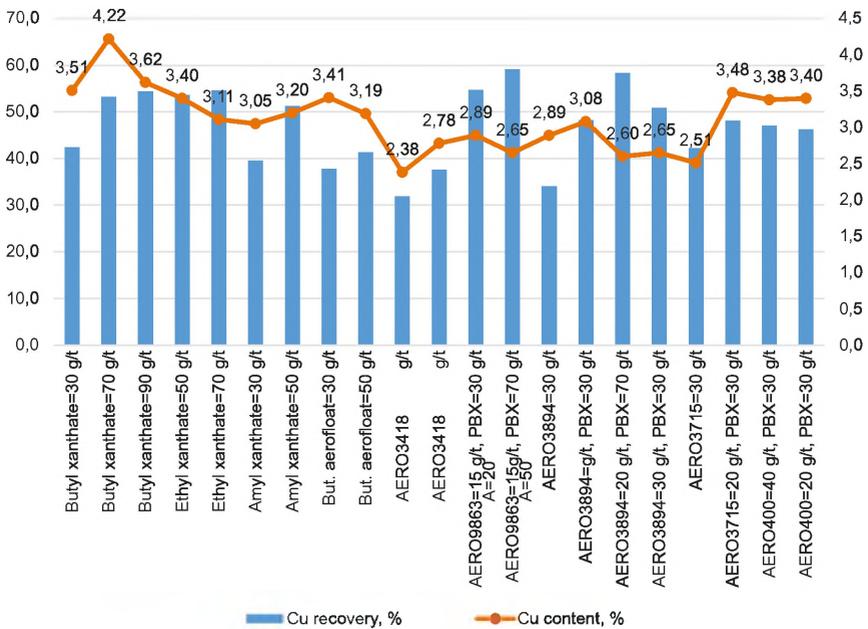


Figure 2 - Results of experiments with various collectors

The optimal conditions for rough flotation were determined experimentally: grinding fineness –70% minus 0.071 mm, pulp pH – 9.0, and Na₂S sulfidizer dosage – 150 g/t. Methyl isobutyl carbinol (MIBK) was used as a frother. The flotation time for all tests was 5 minutes. Various collectors were tested using the scheme shown in Figure 1, the results are shown in Figure 2. The best results for each collector in the test series are presented in Table 2.

Table 2 – Consolidated results of experiments for each collector series

Name and consumption of the collector, g/t	Product	Yield, %	Cu content, %	Cu recovery, %	Efficiency coefficient, %
Butyl xanthate – 70	Rough product	2,63	4,22	53,26	50,74
	Flotation tailings	97,37	0,10	46,74	
	Feed	100,00	0,21	100,00	
Ethyl xanthate – 70	Rough product	3,54	3,11	54,59	51,15
	Flotation tailings	96,46	0,10	45,41	
	Feed	100,00	0,20	100,00	
Amyl xanthate – 50	Rough product	3,24	3,20	51,24	48,10
	Flotation tailings	96,76	0,10	48,76	
	Feed	100,00	0,20	100,00	
Butyl aerofloat – 50	Rough product	2,58	3,19	41,32	38,82
	Flotation tailings	97,42	0,12	58,68	
	Feed	100,00	0,20	100,00	
AERO 3418A – 50	Rough product	2,74	2,78	37,61	34,94
	Flotation tailings	97,26	0,13	62,39	
	Feed	100,00	0,20	100,00	
AERO 9863 – 15, Butyl xanthate – 70	Rough product	4,49	2,65	59,17	54,79
	Flotation tailings	95,51	0,09	40,83	
	Feed	100,00	0,20	100,00	
AERO 3894 – 20, Butyl xanthate – 70	Rough product	4,62	2,60	58,33	53,82
	Flotation tailings	95,38	0,09	41,67	
	Feed	100,00	0,21	100,00	

AERO MX 3715 – 20, Butyl xanthate – 30	Rough product	2,85	3,48	48,13	45,37
	Flotation tailings	97,15	0,11	51,87	
	Feed	100,00	0,21	100,00	
AERO 400 – 20, Butyl xanthate – 30	Rough product	2,71	3,40	46,26	43,64
	Flotation tailings	97,29	0,11	53,74	
	Feed	100,00	0,20	100,00	

According to the experimental results, the highest grade of the rough product (copper content 4.22%) was achieved using potassium butyl xanthate (with a dosage of 70 g/t). In this process, the copper recovery into the rough product was 53.26%, product yield was 2.63%, and efficiency coefficient was 50.74%.

The maximum copper recovery into the rough product (59.17%) was achieved with the combined use of AERO 9863 (15 g/t) and potassium butyl xanthate (70 g/t). In this case, the copper content in the rough product was 2.65%, the product yield – 4.49% and the efficiency coefficient – 54.79%. This combination of collectors was selected as optimal for the flotation of copper minerals from the initial tailings.

Based on the chemical composition results, it was determined that the rough copper product has a silicon content of 10.24%, a calcium content of 2.67%, and a magnesium content of 0.39%. To reduce these levels, studies were conducted on the feasibility of using gangue depressants in rough flotation. “Liquid glass” (Na_2SiO_3) and AERO 650 (from the company “Syensqo”) were tested as depressants. Tests were also conducted with the addition of a sulfide mineral flotation activator – copper sulfate (CuSO_4).

It is known that copper cation has the main influence on the collector’s adsorption onto the surface of copper minerals. Therefore, the more copper atoms are on the mineral surface, the higher adsorption activity and the greater floatability [7]. For this purpose, the addition of copper sulfate was tested. The experimental results are presented in Table 3.

According to the obtained results, the use of depressants Na_2SiO_3 and AERO 650 in rough copper flotation doesn’t have a positive effect on improving the technological parameters of the flotation process. The addition of copper sulfate to the rough flotation also does not increase copper recovery into the rough product. Consequently, the use of depressant and activator in the rough flotation is ineffective.

Table 3 – Results on the feasibility of using depressant and activator

Name and consumption of the collector, g/t	Product	Yield, %	Cu content, %	Cu recovery, %	Efficiency coefficient, %
Base test	Rough product	4,49	2,65	59,17	54,79
	Flotation tailings	95,51	0,09	40,83	
	Feed	100,00	0,20	100,00	
With the addition of gangue depressant					
Na ₂ SiO ₃ – 100	Rough product	5,08	2,22	54,31	49,33
	Flotation tailings	94,92	0,10	45,69	
	Feed	100,00	0,21	100,00	
Na ₂ SiO ₃ – 150	Rough product	5,08	2,23	54,42	49,44
	Flotation tailings	94,92	0,10	45,58	
	Feed	100,00	0,21	100,00	
AERO 650 – 100	Rough product	5,13	2,37	57,44	52,42
	Flotation tailings	94,87	0,095	42,56	
	Feed	100,00	0,21	100,00	
AERO 650 – 150	Rough product	4,46	2,47	53,57	49,21
	Flotation tailings	95,54	0,10	46,43	
	Feed	100,00	0,21	100,00	
With the addition of copper mineral activator					
CuSO ₄ – 100	Rough product	5,13	2,21	54,44	49,41
	Flotation tailings	94,87	0,10	45,56	
	Feed	100,00	0,21	100,00	

CuSO ₄ – 200	Rough product	4,96	1,92	47,67	42,80
	Flotation tailings	95,04	0,11	52,33	
	Feed	100,00	0,20	100,00	

Conclusion. Thus, the studies have established that butyl xanthate is the most selective collector for the flotation of copper minerals from tailings of mineral processing plant, resulting in the highest-grade copper concentrate. Furthermore, the combined use of AERO 9863 and butyl xanthate demonstrated the best results for increasing copper recovery into the concentrate. Reagent consumption was 15 g/t of AERO 9863 and 70 g/t of butyl xanthate. The addition of gangue depressant and sulfide mineral activator did not improve flotation technological parameters. After 5 minutes of rough flotation of copper tailings the resulting product grade was 2.65%, product yield was 4.49%, and copper recovery was 59.17%.

Research funding source. This research is funded by the Committee of Industry of the Ministry of Industry and Construction of the Republic of Kazakhstan under program-targeted funding for scientific research for 2024-2026, BR23991563: “Creation of Innovative Resource-Saving Technologies for Mining and Integrated Processing of Mineral and Technogenic Raw Materials.”

References

- 1 Prospects for the development of man-made mineral formations in Kazakhstan. “Mining Industry. Central Asia”. <https://dprom.kz/> <https://dprom.kz/pererabotka/tyehnyyenniyee-meenyeralniyee-obrazovaneeya-rk/> 23.08.2023.
- 2 Sabekov S. How much hazardous waste has accumulated in Kazakhstan. Kazinform International Information Agency. https://www.inform.kz/ru/skol-ko-opasnyh-otnodov-nakopilos-v-rk_a4004554 21.11.2022
- 3 Golik V.I., Dmitrak Yu.V., Komashchenko V.I., Razorenov Yu.I. Ecological aspects of ore tailings storage in the mining region // Ecology and industry of Russia. – 2018. – Vol. 22. – №6. – PP. 35-39.
- 4 Li G., Zhou Q., Zhu Z., Luo J., Rao M., Peng Z., Jiang T. Selective leaching of nickel and cobalt from limonitic laterite using phosphoric acid: An alternative for value-added processing of laterite // Journal of Cleaner Production. – 2018. – №189. – PP. 620-626.
- 5 Dushin A.V., Valiev N.G., Lagunova Yu.A., Shorin A.G. Ural Mining University and Moscow Mining University: interaction of universities. // Mining Journal. - 2018. - No. 4. - P. 4-10.

6 Aleksandrova T.N. Complex and deep processing of mineral raw materials of natural and man-made origin: state and prospects // Notes of the Mining Institute. - 2022. - No. 256. - P. 503-504.

7 Abramov A.A. Technology for beneficiation of oxidized and mixed non-ferrous metal ores. – М.: Nedra, 1986.

Ли Э.М.¹, Смайлова А.Б.¹, Бейсембаев Э.Б.¹, Дәулет Б.Е.²

¹«Қазмеханообр» МӨЭФӨБ, Алматы қ., Қазақстан

²«VCP» ЖШС, Алматы қ., Қазақстан

МЫС БАЙЫТУ ФАБРИКАСЫНЫҢ ҚАЛДЫҚТАРЫНДА МЫС АЛУ ДЕҢГЕЙІН АРТТЫРУҒА БАҒЫТТАЛҒАН ЗЕРТТЕУЛЕР

Түйіндеме. Зерттеу нысаны – мыс байыту фабрикасының үйінді қалдықтары болып табылады. Зерттеу барысында бастапқы материалдың минералдық құрамы зерттеліп, мыстың концентратқа алыну деңгейін арттыру мақсатында флотациялық реагенттер сыналды. Барлық жинағыштарды бірдей жағдайда апробациялау үшін оңтайлы реагенттік режим таңдалды. Сынақтарда сульфидті минералдарға арналған дәстүрлі жинағыштармен қатар шетелдік реагенттер де қолданылды. Тәжірибелер әртүрлі реагент шығынында жүргізілді: әрбір жинағышты жеке беру кезінде де, сондай-ақ оны ксантогенатпен үйлестіре қолданғанда да. Жүргізілген тәжірибелер нәтижесінде концентраттың жоғары сапасы мен мыстың концентратқа алыну дәрежесін қамтамасыз ететін реагенттер анықталды. Флотациялық көрсеткіштерді жақсарту үшін бос жыныстың депрессорларын және сульфидті минералдардың флотациясы белсендіргіштерін енгізу сынақтан өткізілді.

Түйінді сөздер: үйінді қалдықтары, байыту, флотациялық зерттеулер, концентрат, құрамы, алыну дәрежесі.

* * *

Ли Э.М.¹, Смайлова А.Б.¹, Бейсембаев Э.Б.¹, Дәулет Б.Е.²

¹ГНПОПЭ «Казмеханообр», г. Алматы, Казахстан

²ТОО «VCP», г. Алматы, Казахстан

ПРОВЕДЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ НА ХВОСТАХ МЕДНОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ

Аннотация. Объектом исследования являются отвальные лежалые хвосты медной обогатительной фабрики. В ходе исследования проведено изучение вещественного состава исходного материала и испытания флотационных реагентов с целью повышения извлечения меди в концентрат. Был подобран оптимальный реагентный режим для апробации всех собирателей в равных условиях. В ходе испытаний были пробованы не только традиционные собиратели для сульфидных минералов, но и зарубежные реагенты. Опыты проводились при различных расходах собирателей, как при отдельной подаче каждого собирателя, так и в сочетании с ксантогенатом. В результате проведенных опытов выделены реагенты, позволяющие получить наибольшее

качество концентрата и наибольшее извлечение меди в концентрат. Для повышения флотационных показателей опробовано добавление депрессоров пустой породы и активатора флотации сульфидных минералов.

Ключевые слова: лежалые хвосты, обогащение, флотационные исследования, концентрат, содержание, извлечение.

Information about the authors

Li Era Mengukovna – Head of the Department of mineral processing and semi-industrial testing, State Scientific-Industrial Association of Industrial Ecology “Kazmekhanobr”, Almaty c., Kazakhstan, li-era@mail.ru

Smailova Alina Bатыркановна – senior researcher at the Department of mineral processing and semi-industrial testing, State Scientific-Industrial Association of Industrial Ecology “Kazmekhanobr”, Almaty c., Kazakhstan, smiles_alina2009@mail.ru

Beisembaev Eldar Bulatovich – director of the State Scientific-Industrial Association of Industrial Ecology “Kazmekhanobr”, Almaty c., Kazakhstan, kazmekhanobr@mail.ru

Daulet Bakyt Ertasuly – Director of “VCP” LLP, Almaty c., Kazakhstan, vcp.corp.main@gmail.com

Авторлар туралы мәліметтер

Ли Эра Менгуковна – «Қазмеханобр» МӨЭФӨБ Минералды шикізатты байыту және жартылай өндірістік сынақ бөлімі бастығы, Алматы қ., Қазақстан, li-era@mail.ru

Смайлова Алина Батырканқызы – «Қазмеханобр» МӨЭФӨБ Минералды шикізатты байыту және жартылай өндірістік сынақ бөлімі аға ғылыми қызметкері, Алматы қ., Қазақстан, smiles_alina2009@mail.ru

Бейсембаев Эльдар Булатұлы – «Қазмеханобр» МӨЭФӨБ директоры, Алматы қ., Қазақстан, kazmekhanobr@mail.ru

Дәулет Бақыт Ертасұлы – «VCP» ЖШС директоры, Алматы қ., Қазақстан, vcp.corp.main@gmail.com

Сведения об авторах

Ли Эра Менгуковна – начальник Отдела обогащения минерального сырья и полупромышленных испытаний ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан, li-era@mail.ru

Смайлова Алина Батыркановна – старший научный сотрудник Отдела обогащения минерального сырья и полупромышленных испытаний ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан, smiles_alina2009@mail.ru

Бейсембаев Эльдар Булатович – директор ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан, kazmekhanobr@mail.ru

Даулет Бақыт Ертасұлы – директор ТОО «VCP», г. Алматы, Казахстан, vcp.corp.main@gmail.com

ПЕРЕВОД СТАТЬИ / МАҚАЛАНЫҢ АУДАРМАСЫ

Ли Э.М.¹, Смайлова А.Б.¹, Бейсембаев Э.Б.¹, Даулет Б.Е.²

¹ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан

²«УСР», г. Алматы, Казахстан

«ПРОВЕДЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ НА ХВОСТАХ МЕДНОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ С ЦЕЛЮ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ»

Аннотация. Объектом исследования являются отвальные лежалые хвосты медной обогатительной фабрики. В ходе исследования проведено изучение вещественного состава исходного материала и испытания флотационных реагентов с целью повышения извлечения меди в концентрат. Был подобран оптимальный реагентный режим для апробации всех собирателей в равных условиях. В ходе испытаний были пробованы не только традиционные собиратели для сульфидных минералов, но и зарубежные реагенты. Опыты проводились при различных расходах собирателей, как при отдельной подаче каждого собирателя, так и в сочетании с ксантогенатом. В результате проведенных опытов выделены реагенты, позволяющие получить наибольшее качество концентрата и наибольшее извлечение меди в концентрат. Для повышения флотационных показателей опробовано добавление депрессоров пустой породы и активатора флотации сульфидных минералов.

Ключевые слова: лежалые хвосты, обогащение, флотационные исследования, концентрат, содержание, извлечение

Введение. Минерально-сырьевая база Казахстана постепенно истощается, ежегодно в стране складываются миллионы тонн отходов добычи и обогащения полезных ископаемых [1]. С каждым годом постоянно увеличивающееся количество отходов горнодобывающих предприятий требует увеличения объемов хвостохранилищ и наносит экологический вред, загрязняя окружающую среду ионами тяжелых металлов. В результате интенсивного использования продуктов недр в республике накоплено более 30 млрд. т отходов производства и потребления. Ежегодно образуется 700 млн. т промышленных отходов. Около 90% образовавшихся отходов составляют отходы добычи и обогащения полезных ископаемых. Общий объем отходов горнодобывающей промышленности за 2021 год составил 470 млн. т [2].

Поскольку запасов богатых и легкообогатимых руд с каждым годом становится все меньше, приходится разрабатывать усовер-

шенствованные технологии переработки бедных и труднообогатимых руд. Отдельные участки хвостохранилищ обогатительных фабрик содержат практически промышленные концентрации ценных металлов и представляют собой техногенные месторождения, пригодные для вторичной переработки [3-5].

Таким образом, отвальные хвосты, которые ранее не представляли промышленный интерес, теперь могут быть экономически рентабельно переработаны с получением концентратов, пригодных для металлургических предприятий. Вторичное использование отходов горного производства решает проблемы истощения недр и негативного воздействия на экологию. Разработка технологии переработки лежалых хвостов позволит получить высокий экономический эффект вследствие уменьшения себестоимости получаемых концентратов за счет удешевления процесса транспортировки исходного сырья, уменьшения расходов на измельчение, использования имеющегося оборудования. Станет возможным запуск нефункционируемых производств, находящихся на консервации, с увеличением числа рабочих мест и улучшением социально-экономической сферы региона. [6]

Исходным материалом для проведения исследования являются отвальные хвосты с хвостохранилищ медных обогатительных фабрик. Технологическая схема переработки медных руд является типовой и включает: дробление, мокрое измельчение, основную медную и контрольную флотации, а также перерешетки медного концентрата. Получаемый медный концентрат является кондиционным и направляется на дальнейшую металлургическую переработку с получением товарного металла. Камерный продукт контрольной медной флотации является отвальными хвостами и после сгущения направляется для складирования в хвостохранилище. В результате обогащения медных руд получают кондиционные концентраты с содержанием меди не менее 15% (марка КМ7) и выше. А получаемые отвальные хвосты содержат ~0,10-0,40% меди.

Ценными компонентами в хвостах помимо меди являются золото, серебро, свинец и цинк, которые могут быть попутно извлечены. Основная же часть хвостов представлена порообразующими минералами, в состав которых входят диоксид кремния, оксиды магния, кальция, алюминия и т.д. Железо может присутствовать в виде сульфидов (пирит, пирротин) или оксидов железа (магнетит, гематит и т.д.). Таким образом, медные хвосты, представляя промышленный интерес как сырье для вторичной переработки.

Цель исследования. Испытание различных собирателей по флотационной схеме переработки лежалых медных хвостов обогатительных фабрик для повышения технологических показателей получаемого медного концентрата, пригодного для дальнейшей гидрометаллургической переработки. Исследование проводилось в рамках проведения исследований по программе «Создание инновационных ресурсосберегающих технологий добычи и комплексной переработки минерального и техногенного сырья».

Материалы и методы исследований. Проведены лабораторные исследования по флотации отвальных медных хвостов с подбором оптимальной степени измельчения, pH флотации и расходов флотационных реагентов. В качестве сульфидизатора применялся сернистый натрий (Na_2S). Испытаны следующие собиратели медных минералов: бутиловый ксантогенат калия, амиловый ксантогенат калия, этиловый ксантогенат натрия, бутиловый аэрофлот, Aerophine 3418A, AERO 3894, AERO MX 3715 (компания Syensqo), а также сочетания реагентов AERO 9863, AERO 3894, AERO MX 3715, AERO 400 с бутиловым ксантогенатом калия. На подобранном собирателе проведены флотационные испытания по целесообразности применения депрессора пустой породы (Na_2SiO_3 , AERO 650) и активатора медных минералов (CuSO_4). Схема проведения опытов представлена на рисунке 1.

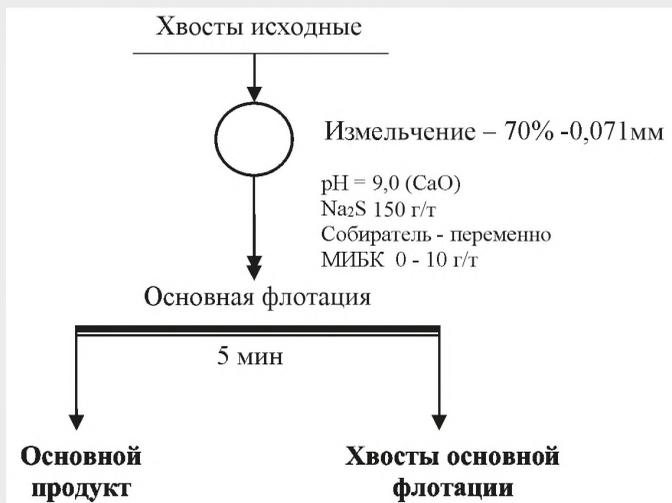


Рисунок 1 – Схема проведения опытов

Результаты исследований и обсуждения. В ходе изучения вещественного состава исходного материала определены содержания основных элементов (таблица 1): золота – 0,04 г/т, серебра – 0,55 г/т, меди – 0,20%, свинца – 0,05%, цинка – 0,25%, железа общего – 6,01%, серы общей – 0,90%, кремния – 30,82%, алюминия – 2,52%, магния – 0,51, кальция – 3,60%, марганца – 0,11%.

Таблица 1 – Химический и пробирный анализ исходной пробы хвостов

Элементы и соединения	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Si	Al	Mg	Ca	Mn
Содержание, %	0,04	0,55	0,20	0,05	0,25	6,01	0,90	30,82	2,52	0,51	3,60	0,11

По результатам фазового анализа следует, что медь на 58,75% представлена сульфидными и 41,25% окисленными минералами. В свою очередь сульфидные минералы представлены первичными (18,97%) и вторичными минералами (39,78%), а окисленные минералы – хризоколлой (18,94%) и малахитом (22,31%). Исходя из соотношения сульфидных и окисленных минералов меди исследуемую пробу хвостов можно отнести к смешанному типу.

Опытным путем подобраны оптимальные условия основной флотации: степень измельчения исходного материала – 70% класса минус 0,071 мм, значение pH пульпы 9,0, расход сульфидизатора Na_2S – 150 г/т. В качестве пенообразователя применялся метил изобутил карбинол (МИБК). Время флотации во всех опытах составляет 5 минут. По схеме, представленной на рисунке 1, проведены испытания различных собирателей, результаты которых приведены на рисунке 2. Наилучшие результаты по серии опытов для каждого собирателя приведены в таблице 2.

Согласно результатам опытов наибольшее качество основного продукта (содержание меди 4,22%) достигнуто с применением бутилового ксантогената калия (расход 70 г/т). При этом извлечение меди в основной продукт составило 53,26%, выход продукта – 2,63%, а коэффициент эффективности составил 50,74%.

Максимальное извлечение меди в основной продукт (59,17%) получено при совместном использовании AERO 9863 - 15 г/т с бу-

тиловым ксантогенатом калия - 70 г/т. При этом содержание меди в основном продукте составило 2,65%, выход продукта – 4,49%, а коэффициент эффективности - 54,79%. Данное сочетание собирателей выбрано как оптимальное для флотации медных минералов из исходных хвостов.



Рисунок 2 – Результаты опытов с различными собирателями

Таблица 2 – Сводные результаты опытов для каждой серии собирателя

Наименование и расход собирателя, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Кoeff-т эфф-ти, %
Бут. ксант. – 70	Основной пр-т	2,63	4,22	53,26	50,74
	Хвосты фл-ции	97,37	0,10	46,74	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	

Этил. ксант. – 70	Основной пр-т	3,54	3,11	54,59	51,15
	Хвосты фл-ции	96,46	0,10	45,41	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	
Амил. ксант. – 50	Основной пр-т	3,24	3,20	51,24	48,10
	Хвосты фл-ции	96,76	0,10	48,76	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	
Бут. аэрофлот – 50	Основной пр-т	2,58	3,19	41,32	38,82
	Хвосты фл-ции	97,42	0,12	58,68	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	
AERO 3418A – 50	Основной пр-т	2,74	2,78	37,61	34,94
	Хвосты фл-ции	97,26	0,13	62,39	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	
AERO 9863 – 15Бут.ксант. – 70	Основной пр-т	4,49	2,65	59,17	54,79
	Хвосты фл-ции	95,51	0,09	40,83	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	
AERO 3894 – 20Бут.ксант. – 70	Основной пр-т	4,62	2,60	58,33	53,82
	Хвосты фл-ции	95,38	0,09	41,67	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	
AERO MX 3715 – 20Бут. ксант. – 30	Основной пр-т	2,85	3,48	48,13	45,37
	Хвосты фл-ции	97,15	0,11	51,87	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	

AERO 400 – 20Бут.ксант. – 30	Основной пр-т	2,71	3,40	46,26	43,64
	Хвосты фл-ции	97,29	0,11	53,74	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	

Из результатов химического анализа установлено, что в основном медном продукте содержание кремния составляет – 10,24%, кальция – 2,67%, магния – 0,39%. Для снижения их содержания проведены исследования по целесообразности применения депрессоров пустой породы в основной флотации. В качестве депрессоров пустой породы испытаны жидкое стекло (Na_2SiO_3) и AERO 650 (компании «Syensqo»). Также проведены испытания с добавлением активатора флотации сульфидных минералов – медного купороса (CuSO_4). Известно, что основное влияние на адсорбцию собирателя поверхностью медных минералов оказывает катион меди. Поэтому, чем больше на поверхности минерала находится атомов меди, тем выше адсорбционная активность и тем больше флотуемость [7]. С этой целью было испытано добавление медного купороса. Результаты опытов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты по целесообразности применения депрессора и активатора

Наименование и расход реагентов, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Кэфф-т эфф-ти, %
Базовый опыт	Основной пр-т	4,49	2,65	59,17	54,79
	Хвосты фл-ции	95,51	0,09	40,83	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	
С добавлением депрессора пустой породы					
Na_2SiO_3 – 100	Основной пр-т	5,08	2,22	54,31	49,33
	Хвосты фл-ции	94,92	0,10	45,69	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	

Na ₂ SiO ₃ – 150	Основной пр-т	5,08	2,23	54,42	49,44
	Хвосты фл-ции	94,92	0,10	45,58	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	
AERO 650 – 100	Основной пр-т	5,13	2,37	57,44	52,42
	Хвосты фл-ции	94,87	0,095	42,56	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	
AERO 650 – 150	Основной пр-т	4,46	2,47	53,57	49,21
	Хвосты фл-ции	95,54	0,10	46,43	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	
С добавлением активатора медных минералов					
CuSO ₄ – 100	Основной пр-т	5,13	2,21	54,44	49,41
	Хвосты фл-ции	94,87	0,10	45,56	
	Исх. хвосты	100,00	0,21	100,00	
CuSO ₄ – 200	Основной пр-т	4,96	1,92	47,67	42,80
	Хвосты фл-ции	95,04	0,11	52,33	
	Исх. хвосты	100,00	0,20	100,00	

Согласно полученным результатам, применение депрессоров Na₂SiO₃ и AERO 650 в основной медной флотации не оказывает положительного эффекта на повышение технологических показателей флотации. Добавление медного купороса в основную флотацию также не повышает извлечения меди в основной продукт. Следовательно, подача депрессора и активатора в основную флотацию малоэффективна.

Вывод. Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что наиболее селективным собирателем для

флотации медных минералов из хвостов обогатительной фабрики является бутиловый ксантогенат, позволяющий получить наибольшее качество медного концентрата. При этом для повышения извлечения меди в концентрат наилучшие результаты показала совместная подача собирателей: AERO 9863 и бутилового ксантогената. Расход реагентов составил AERO 9863 – 15 г/т, бутилового ксантогената – 70 г/т. При этом добавление депрессора пустой породы и активатора сульфидных минералов не повышает флотационные показатели. Качество полученного продукта после 5 мин. основной флотации медных хвостов составило 2,65%, выход продукта – 4,49%, извлечение меди – 59,17%.

Источник финансирования исследований. Данное исследование финансируется Комитетом промышленности Министерства промышленности и строительства Республики Казахстан в рамках целевого финансирования научных исследований на 2024-2026 годы, BR23991563: «Создание инновационных ресурсосберегающих технологий для добычи и комплексной переработки минерального и техногенного сырья».

Список литературы/References

- 1 Перспективы освоения техногенных минеральных образований Казахстана. «Добывающая промышленность. Центральная Азия». <https://dprom.kz/> <https://dprom.kz/pererabotka/tyehnoogyenniye-meenyeralniye-obrazovaneeya-rk/> 23.08.2023.
- 2 *Сабеев С.* Сколько опасных отходов накопилось в РК. «Международное информационное агентство «Казинформ» https://www.inform.kz/ru/skol-opasnyh-othodov-nakopilos-v-rk_a4004554 21.11.2022
- 3 *Golik V.I., Dmitrak Yu.V., Komashchenko V.I., Razorenov Yu.I.* Ecological aspects of ore tailings storage in the mining region // Ecology and industry of Russia. – 2018. – Vol. 22. – №6. – PP. 35-39.
- 4 *Li G., Zhou Q., Zhu Z., Luo J., Rao M., Peng Z., Jiang T.* Selective leaching of nickel and cobalt from limonitic laterite using phosphoric acid: An alternative for value-added processing of laterite // Journal of Cleaner Production. – 2018. – №189. – PP. 620-626.
- 5 *Душин А.В., Валиев Н.Г., Лагунова Ю. А., Шорин А.Г.* Уральский горный университет и Московский горный университет: взаимодействие вузов. // Горный журнал – 2018. – №4. – С. 4-10.
- 6 *Александрова Т.Н.* Комплексная и глубокая переработка минерального сырья природного и техногенного происхождения: состояние и перспективы // Записки Горного института. – 2022. – № 256. – С. 503–504.
- 7 *Абрамов А.А.* Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. – М. Недра, 1986.