

**Beisembayev E.B.¹, Li E.M.¹, Smailova A.B.¹,
Katranova Z.G.², Gani D.³**

¹SSIAIE “Kazmekhanobr”, Almaty c., Kazakhstan

²LLP “Vostochnoye Rudoupravlenie”, Almaty c., Kazakhstan

³“Barit Vostok” Almaty Branch of “Vostochnoe Rudoupravlenie” LLP,
Almaty c., Kazakhstan

DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR PROCESSING BARITE ORE BENEFICIATION WASTE

Abstract. The key task for many processing plants is to fully utilize mineral raw materials by involving man-made mineral formations in the processing cycle. Currently, all attention is focused on producing a gravity barite concentrate to meet the needs of oil and gas industry. During production, hundreds of thousand tons of intermediate products accumulate, containing a high level of barium sulfate (57-60%). Intermediate products stored in close proximity create certain problems and degrade the environmental situation at the industrial site. A gravity concentrates and tailings are separated from monobarite ores using a gravity method. These tailings and screenings make up the waste from barite ore processing. Attempts to separate the gravity concentrate from this waste have not achieved positive results. Gravity methods are used to separate the gravity concentrate and tailings from mono-barite ores. One of the methods for additional recovery barite from waste is flotation and hydrometallurgy. Under laboratory conditions, flotation studies were conducted on the barite ore beneficiation waste to determine the following optimal operating parameters: grinding fineness, optimal pH value, collector dosages, kinetics of rough and scavenger flotations, and number of cleaning operations. Based on the test results, the following parameters were established: grinding fineness P9571 μm ; optimal pH value = 9.2-9.6; collector dosage 140-160 g/t; rough flotation time of 5 minute and scavenger flotation time of 8 minutes.

Keywords: Barite ore, ore beneficiation waste, barite, gravity, flotation tailings, yield, grade, recovery, flotation concentrate.

Introduction. The Republic of Kazakhstan is one of the largest producers of barite products among CIS countries. Barite is a natural barium sulfate, characterized by its high density, chemical inertness, whiteness

and its ability to absorb radiation, including X-rays. It's used as a weighting agent in drilling fluids for oil and gas wells, as an inert filler in specialized rubber products, as an alloying additive in ferrous metallurgy, in the production of cement, plastics, certain types of paper, asbestos-based products, paints, enamels and X-ray technology [1, 2].

The main consumer is the oil and gas industry, which uses it for deep oil drilling. 60-80% of world's total barite production is used as a weighting agent in drilling fluids [1]. In 2013, a decline in barite production began, from 9.2 million tons in 2012 to 7.3 million tons in 2016. This reduction in production affected many countries. In China, production decreased from 4.2 million tons to 2.8 million tons, and in India, from 1.7 million tons to 700 thousand tons. However, production volumes in Turkey and Kazakhstan have not decreased since 2012, but have actually increased slightly [1]. In foreign practice, the use of a gravity process combined with a flotation processing scheme is well-established. When separating ore with a barite grade of 20% in a heavy suspension, an intermediate product with a barite grade of 31% was extracted with a recovery of 85%. By floating this intermediate product, a flotation barite concentrate was obtained with a barite grade of 92% and a recovery of 80%.

By floating the intermediate product, a flotation barite concentrate was obtained with a barite grade of 92% and a recovery of 80%. Processing schemes are known in CIS countries that process barite ores using a combined gravity-flotation method. In these processes, the -5+0.5 mm size fraction was processed by jigging, while the -0.5+0 mm size fraction was directed to flotation after grinding. From ore with barite grade of 56%, a concentrate with barite grade of 87% was obtained with recovery of 87% [2].

The aim of the study. The aim of the work is to develop a combined technology for processing barite ore to obtain gravity concentrate and flotation concentrate based on waste from beneficiation of barite ores.

Materials and methods of Research. The initial barite ore was subjected to gravity separation to obtain a gravity concentrate, and the gravity tailings were subjected to flotation. As a result of experiments conducted on the Falcon L-40 concentrator in various modes on gravity tailings barite products were obtained with a barium sulfate content of 66.32-69.32% and with recovery of 86.98-75.64%. However, a gravity concentrate meeting the requirements of GOST 4682-84 was not obtained from the waste. Thus, flotation is a primary method for the further recovery of barite from barite ore beneficiation waste.

Results. Flotation studies were conducted on barite ore beneficiation waste. Based on the results of the chemical, silicate and assay, it was established that the waste primarily contains barium sulfate (57.00-57.71%) and silicon dioxide (43.52%) m. Insignificant amounts were also determined, including calcium oxide (0.42%), aluminum oxide (0.84%), manganese oxide (0.0001%), total iron (0.53%) and lead (0.01%). Gold and silver were not detected. During the granulometric analysis various fractions were separated, but the sample's particle size distribution is insufficient to characterize it. Therefore, it is necessary to determine the content of the valuable component in the separated size fractions [3]. The content and distribution of the main component across all size fractions was studied in a waste sample that was crushed to a size of -2 + 0 mm. Table 1 presents the granulometric analysis of the waste sample.

Table 1 – Granulometric analysis of the barite ore beneficiation waste sample

Size fractions, mm	Yield, %	Grade BaSO ₄ , %	Distribution, %
-2,0+1,0	25,60	42,81	18,99
-1,0+0,5	17,87	45,82	14,19
-0,50+0,25	14,00	54,97	13,34
-0,25+0,10	12,80	64,96	14,41
-0,10+0,071	11,49	71,29	14,19
-0,071+0,045	8,54	78,35	11,59
-0,045+0	9,70	79,08	13,29
Total	100,0	57,71	100,0

Granulometric analysis revealed that as the size fraction decreases, the barium sulphate content increases from 42.81% (in the -2.0+1.0 mm fraction) to 79.08% (in the -0.045+0 mm fraction). An increase in the proportion of free barite grains is observed as the size of the waste fractions decreases.

Figure 1 shows the fraction yields, the grade and distribution of barium sulfate across the separated size fractions.

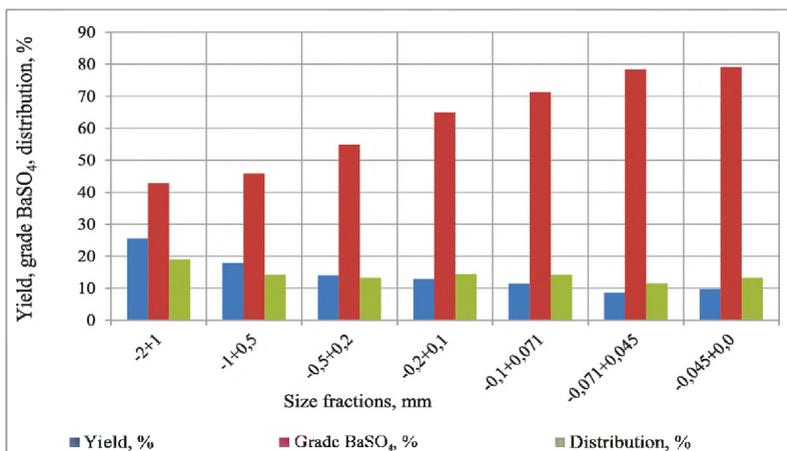


Figure 1 – Yield of fractions, grade and distribution of barium sulfate across the separated size fractions

Figure 2 shows the experimental scheme for selecting the optimal grinding fineness and flotation reagent regimes. During the experiments, oleic acid was used as a collector, sodium carbonate to create pH and liquid glass (sodium silicate) as a depressant.

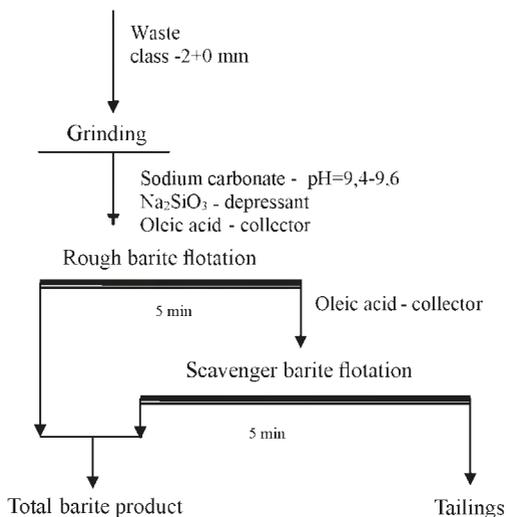


Figure 2 – Experimental scheme for selecting optimal flotation regime parameters

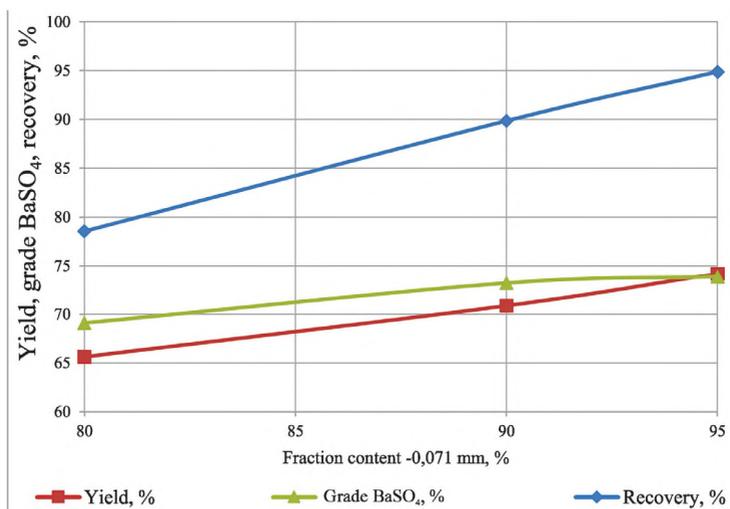


Figure 3 – Graph of the dependence of barium sulfate yield, grade and recovery on grinding fineness

From Figure 3, it is evident that: when the content of the -0.071 mm fraction is 80%, the recovery is 78.54% with a barium sulfate grade of 69.08% and a yield of 65.61%; when the content of the -0.071 mm fraction is 90%, the recovery is 89.85% with a barium sulfate grade of 73.18% and a yield of 70.85%; when the content of the -0.071 mm fraction is 90%, the recovery is 94.88% with a barium sulfate grade of 73.84% and a yield of 74.15%.

Figure 4 presents graphs showing the dependency at various pH values. The pulp alkalinity was created by using sodium carbonate, as using lime (calcium oxide) increases the hardness of the pulp and the deterioration of barite flotation [4].

From Figure 4, it is evident that: at pH = 8.35 (sodium carbonate consumption 0 g/t), the barium sulfate grade is 66.47% with a recovery of 75.59% and a yield of 65.63%; at pH = 9.22 (sodium carbonate consumption 500 g/t), the barium sulfate grade is 70.65% with a recovery of 86.34% and a yield of 70.53%; at pH = 9.60 (sodium carbonate consumption 800 g/t), the barium sulfate grade is 73.84% with a recovery of 94.88% and a yield of 74.15%; at pH = 9.85 (sodium carbonate consumption 1100 g/t), the barium sulfate grade is 72.51% with a recovery of 88.82% and a yield of 70.69%. A decrease in barite recovery is observed when the pH is increased from 9.85 to 10.00.

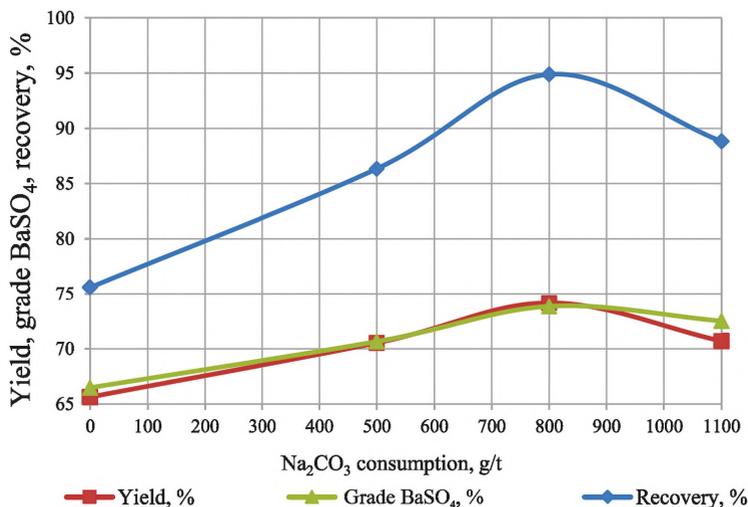


Figure 4 – Dependencies of barium sulfate yield, grade and recovery at various pH values

The main mineral forms in the barite ore beneficiation waste are barite and quartz, with kaolinite, pyrolusite, braunite, psilomelane, iron hydroxides and pyrite having secondary importance. Quartz is widespread with its content in the waste sample being 43.52%.

Liquid glass (sodium silicate) is used to depress the non-metallic minerals, which selectively depresses quartz and activates barite at low dosages. However, when calcium ions (Ca^{2+}) are present in the solution, they adsorb onto the barite. The addition of liquid glass slows down the flotation of barite [4].

Figure 5 shows a graph of the dependence of barium sulfate yield, grade and recovery on liquid glass consumption.

From Figure 5, it can be seen that: with a liquid glass consumption of 700 g/t, the barium sulfate grade is 68.08% with a recovery of 94.64% and a yield of 80.22%; with a liquid glass consumption of 1000 g/t, the barium sulfate grade is 73.84% with a recovery of 94.88% and a yield of 74.15%. Increasing the liquid glass consumption from 1000 to 1600 g/t leads to a decrease in yield and recovery due to the depression of barium sulfate.

Barite (BaSO_4) is the most easily floatable of the alkaline earth minerals. It floats well with fatty acids, alkyl sulfates and cationic collectors [4]. Oleic acid was used as the main barite collector.

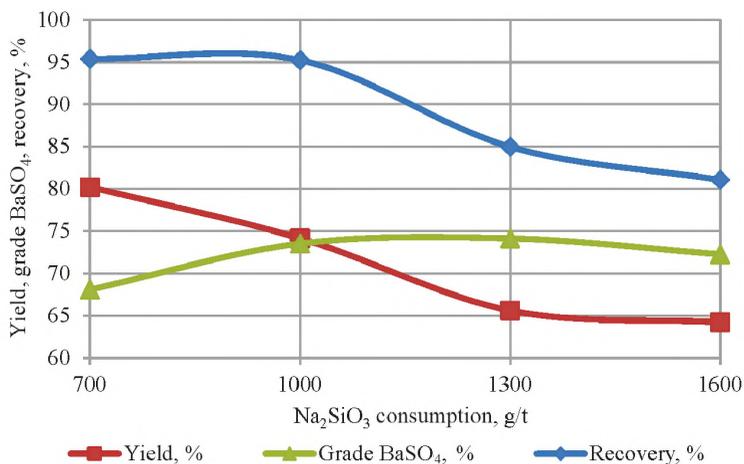


Figure 5 – Graph of the dependence of barium sulfate yield, grade and recovery on liquid glass consumption.

Figure 6 shows a graph of the dependence of barium sulfate yield, grade and recovery on oleic acid consumption.

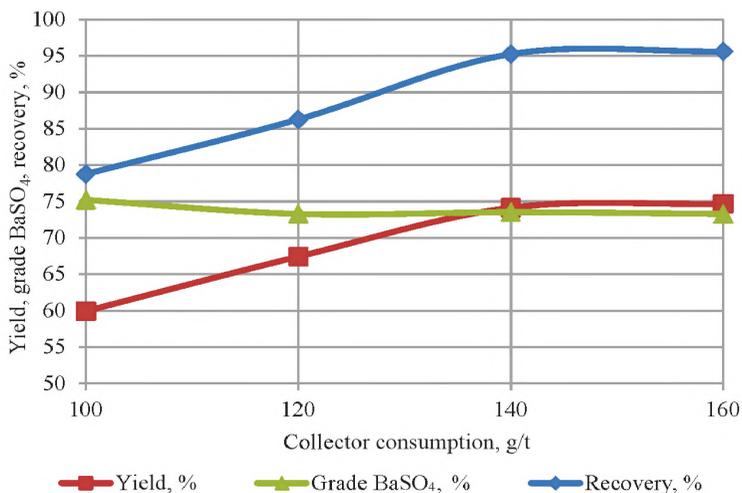


Figure 6 – Graph of the dependence of yield, grade and recovery on oleic acid consumption

From Figure 6, it is visible that: with an oleic acid consumption of 100 g/t, the barium sulfate grade is 75.22% with a recovery of 78.14% and a yield of 59.95%; with a consumption of 120 g/t, the barium sulfate grade is 73.25% with a recovery of 85.59% and a yield of 67.43%; with a consumption of 140 g/t, the barium sulfate grade is 73.84% with a recovery of 94.88% and a yield of 74.15%; with a consumption of 160 g/t, the barium sulfate grade is 73.29% with a recovery of 94.84% and a yield of 74.68%.

As a result of the studies conducted, the optimal reagent dosages were determined: pulp pH = 9.4-9.6, depressant consumption in rough flotation – 1000 g/t and total collector consumption – 220 g/t. An experiment was conducted using these optimized parameters in a closed-circuit flotation according to the scheme presented in Figure 7 [5]. The results of the closed-circuit flotation are provided in Table 2.

Table 2 – Results of the closed-circuit flotation

Products	Yield, %	Grade BaSO ₄ , %	Recovery, %
Barite Concentrate 1	20,15	90,17	33,42
Barite Concentrate 2	11,09	89,60	18,27
Total Barite Concentrate	31,24	89,97	51,69
Tailings	68,76	38,20	48,31
Barite ore beneficiation waste	100,0	54,37	100,0

From Table 2, it follows that during the processing of barite ore beneficiation waste, a barite concentrate was obtained with a grade of 89.97% at a recovery of 51.69%. The resulting concentrate is barite concentrate KB-3, which meets the requirements of GOST 4682-84.

Discussions. The use of a gravity process combined with a flotation beneficiation scheme is well-known. An intermediate product is separated using the gravity method, and a flotation barite concentrate is obtained by floating this intermediate product. Barite ores are processed using a combined gravity-flotation scheme: the -5+0.5 mm size fraction by jiggling, while the -0.5+0 mm size fraction by the flotation. In this work, a gravity-flotation scheme was developed to obtain a gravity concentrate, and a flotation concentrate from the barite ore beneficiation waste (Figure 7) [5].

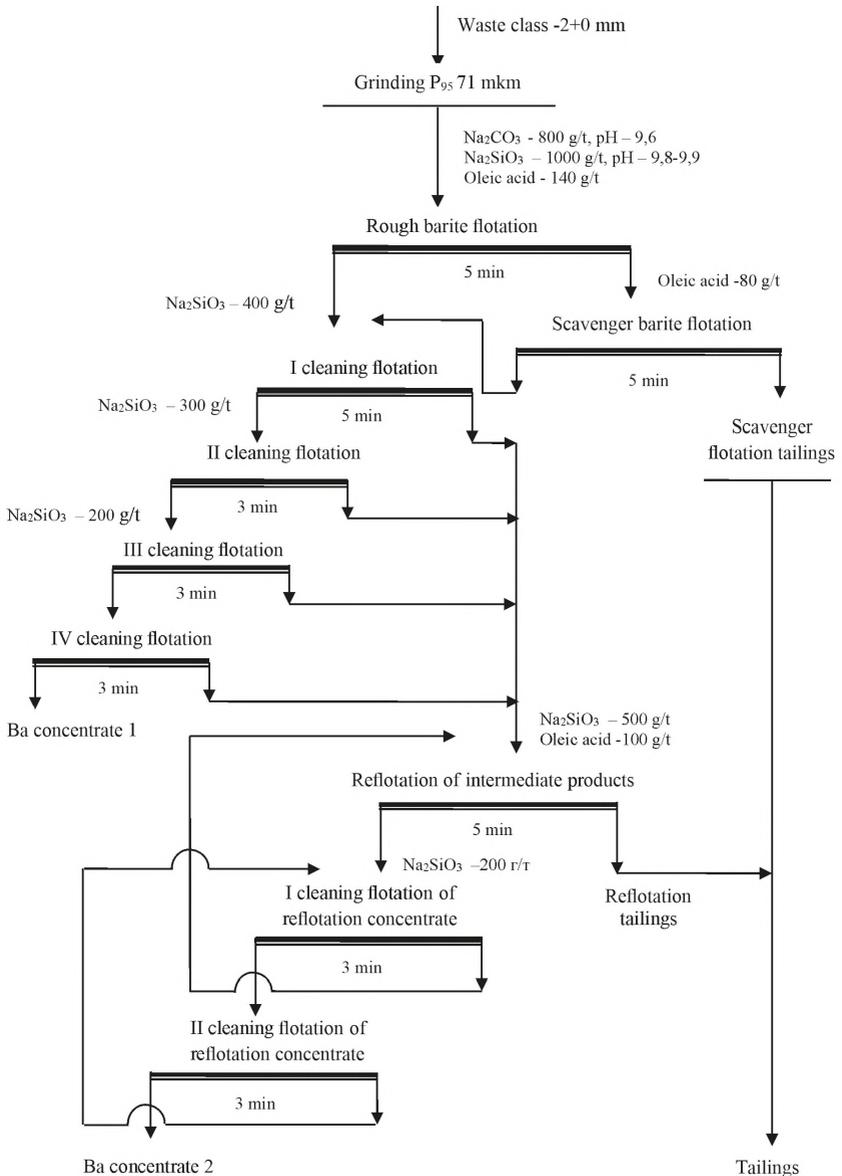


Figure 7 – Flotation scheme for processing barite ore beneficiation waste

Conclusion. Based on the conducted research on barite ore beneficiation waste under optimally selected conditions, a closed-circuit flotation was carried out. The following results were obtained: barite concentrate 1 with a barium sulfate grade of 90.17%, a recovery of 33.41% and a yield of 20.15%; barite concentrate 2 with a barium sulfate grade of 89.60%, a recovery of 18.27% and a yield of 11.09%; total barite concentrate with a barium sulfate grade of 89.97%, a total recovery of 51.69% and a total yield of 31.24%.

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 Kuznetsov D.S., Burtsev I.N., Kuznetsov S.K. The barite raw materials market and prospects for developing deposits in the Komi Republic // North and the Market: Formation of Economic Order. – 2022. – № 3.
- 2 Studenetsov V.V., Niyazov A.A., Abevova T.A. Development trend in the processing of barite-containing ores in domestic and foreign practice. Analytical review. Kazakh state research institute of scientific and technical information. – A.: 1999.
- 3 Mitrofanov S.I., Barsky L.A., Samygin V.D. Research on the enrichability of ores. – M.: Nedra, 1974.
- 4 Mitrofanov, S. I. Selective Flotation. – M: Nedra, 1967.
- 5 Akishev K.S., Ismagulov D.S., Chirkov S.V., Li E.M. Shalgymbaev S.T. Method for obtaining barite concentrate from monobarite ores. – Almaty, 2022. Author's certificate No.110526.

Бейсембаев Э.Б.¹, Ли Э.М.¹, Смайлова А.Б.¹, Катранова З.Г.², Гани Д.³

¹«Қазмеханообр» МӨЭФӨБ, Алматы қ., Қазақстан

²«Восточное Рудоуправление» ЖШС, Алматы қ., Қазақстан

³«Барит Восток» АФ «Восточное Рудоуправление» ЖШС, Алматы қ., Қазақстан

БАРИТ КЕНІН БАЙЫТУ ҚАЛДЫҚТАРЫН ӨНДЕУ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ӨЗІРЛЕУ

Түйіндеме. деуге енгізу арқылы минералдық ресурстарды толық пайдалануға қол жеткізу көптеген кәсіпорындар үшін негізгі міндет болып табылады. Қазіргі уақытта барлық назар мұнай-газ саласының қажеттіліктерін қанағаттандыру үшін гравитациялық барит концентратын өндіруге бағытталған.

Өндірістік қызмет процесінде құрамында 57-60% барий сульфаты бар жүздеген мың тонна өнеркәсіптік аралық өнім жиналады. Тікелей жақын жерде сақталған аралық өнімдер белгілі бір мәселелер туғызады және өнеркәсіп алаңындағы экологиялық жағдайды бұзады. Монобаритті кендерден гравитациялық тәсілмен гравиконоцентрат пен қалдықтар бөлінеді. Қалдықтар мен себінділер барит кенін байыту қалдықтарын құрайды. Қалдықтардан гравиконоцентрат бөліп алу оң нәтиже берген жоқ. Қалдықтардан баритті толық айықтырудың бір тәсілі флотация және гидрометаллургия болып табылады. Зертханалық жағдайларда режимдік параметрлерді таңдау бойынша барит кенін байыту қалдықтарында флотациялық зерттеулер жүргізілді: ұнтақтау дәрежесін таңдау; рН оңтайлы мәні; жинағыштардың шығындары; негізгі және бақылау флотациясының кинетикасын анықтау; тазарту операцияларының санын анықтау. Тәжірибе нәтижелері бойынша: ұсақтау дәрежесі Р9571 мкм; рН = 9,2-9,6 оңтайлы мәні; жинағыштардың шығыны 140-160 г/т; негізгі флотацияның уақыты 5 минут және бақылау флотациясы 8 минут. Түйінді сөздер. Барит кені, байыту қалдықтары, барит, гравитация, флотация қалдықтары, шығым, үлес, алым, флотациялық концентрат.

Түйінді сөздер: Барит кені, байыту қалдықтары, барит, гравитация, флотация қалдықтары, шығым, үлес, алым, флотациялық концентрат.

* * *

Бейсембаев Э.Б.¹, Ли Э.М.¹, Смайлова А.Б.¹, Катранова З.Г.², Гани Д.³

¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Қазмеханообр», г. Алматы, Казахстан

²«Восточное Рудоуправление», г. Алматы, Казахстан

³«Барит Восток» АФ «Восточное Рудоуправление», г. Алматы, Казахстан

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ БАРИТОВОЙ РУДЫ

Аннотация. Реализация проблемы полноты использования минерального сырья за счет вовлечения в переработку техногенных минеральных образований является основной задачей на многих предприятиях. В настоящее время все внимание уделяется на получение гравитационного баритового концентрата для удовлетворения потребностей нефте-газовой промышленности. В процессе производственной деятельности скапливаются сотни тысяч тонн промпродуктов с высоким содержанием сульфата бария 57-60%. Заскладированные в непосредственной близости промпродукты создают определенные проблемы и нарушают экологическую обстановку на промплощадке. Из монобаритовых руд гравитационным способом выделяют гравиконоцентрат и хвосты. Хвосты и отсевы составляют отходы обогащения баритовой руды. Выделить из отходов гравиконоцентрат не дало положительных результатов. Одним из способов доизвлечения барита из отходов являются флотация и гидрометаллургия. В лабораторных условиях проведены флотационные исследования на отходах обогащения баритовой руды по подбору режимных параметров: подбора степени измельчения; оптимального значения рН; расходов собирателей; определения кинетики основной и контрольной

флотации; определение количества перемешивающих операций. По результатам опытов установлено: степень измельчения Р9571 мкм; оптимальное значение рН = 9,2-9,6; расход собирателей 140-160 г/т; время основной флотации 5 и контрольной 8 минуты.

Ключевые слова: Баритовая руда, отходы обогащения, барит, гравитация, хвосты флотации, выход, содержание, извлечение, флотационный концентрат.

Information about the authors

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

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 Batyrkanovna – 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

Katranova Zeynala Ganievna – Candidate of technical sciences, General director of “Vostochnoe Rudoupravlenie” LLP, Almaty c., Kazakhstan, kzg2003@mail.ru

Gani Diana – Senior manager of «Barit Vostok» Almaty Branch of «Vostochnoe rudoupravlenie» LLP, Almaty c., Kazakhstan, dianka777@yahoo.co.uk

Авторлар туралы мәліметтер

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

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

Катранова Зейнала Ганиевна – техника ғылымдарының кандидаты, «Шығыс кен басқармасы» ЖШС бас директоры, Алматы қ., Қазақстан, kzg2003@mail.ru

Гани Диана – «Барит» АФ аға менеджері, Алматы қ., Қазақстан, dianka777@yahoo.co.uk

Сведения об авторах

Бейсембаев Эльдар Булатович – Директор ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан, mmm.vko@gmail.com

Ли Эра Мөңгуковна – 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

Катранова Зейнала Ганиевна – Кандидат технических наук, Генеральный директор ТОО «Восточное рудоуправление», г. Алматы, Казахстан, kzg2003@mail.ru

Гани Диана – Старший менеджер АФ «Барит», г. Алматы, Казахстан, dianka777@yahoo.co.uk

ПЕРЕВОД СТАТЬИ / МАҚАЛАНЫҢ АУДАРМАСЫ

Бейсембаев Э.Б.¹, Ли Э.М.¹, Смайлова А.Б.¹, Катранова З.Г.², Гани Д.³

¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханообр», г. Алматы, Казахстан

²«Восточное Рудоуправление», г. Алматы, Казахстан

³«Барит Восток» АФ ТОО «Восточное Рудоуправление» г. Алматы, Казахстан

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ БАРИТОВОЙ РУДЫ

Аннотация. Реализация проблемы полноты использования минерального сырья за счет вовлечения в переработку техногенных минеральных образований является основной задачей на многих предприятиях. В настоящее время все внимание уделяется на получение гравитационного баритового концентрата для удовлетворения потребностей нефте-газовой промышленности. В процессе производственной деятельности скапливаются сотни тысяч тонн промпродуктов с высоким содержанием сульфата бария 57-60%. Заскладированные в непосредственной близости промпродукты создают определенные проблемы и нарушают экологическую обстановку на промплощадке. Из монобаритовых руд гравитационным способом выделяют гравиоконцентрат и хвосты. Хвосты и отсевы составляют отходы обогащения баритовой руды. Выделить из отходов гравиоконцентрат не дало положительных результатов. Одним из способов доизвлечения барита из отходов являются флотация и гидрометаллургия. В лабораторных условиях проведены флотационные исследования на отходах обогащения баритовой руды по подбору режимных параметров: подбора степени измельчения; оптимального значения pH; расходов собирателей; определения кинетики основной и контрольной флотации; определение количества перечистных операций. По результатам опытов установлено: степень измельчения P9571 мкм; оптимальное значение pH = 9,2-9,6; расход собирателей 140-160 г/т; время основной флотации 5 и контрольной 8 минуты.

Ключевые слова: Баритовая руда, отходы обогащения, барит, гравитация, хвосты флотации, выход, содержание, извлечение, флотационный концентрат.

Введение. Республика Казахстан является одним из крупнейших продуцентов баритовой продукции среди стран СНГ. Барит – природный сульфат бария, характеризующийся высокой плотностью, химической инертностью, белизной, способностью поглощать радиоактивные излучения, включая рентгеновские лучи. Барит применяют в качестве утяжелителя буровых растворов при бурении нефтяных и газовых

скважин, инертного наполнителя в специальные резины, легирующих добавок в черной металлургии, при производстве цемента, пластмасс, некоторых сортов бумаги, в асбестотехнических изделиях, красках, эмалях, рентгенотехнике [1, 2].

Основной потребитель - нефтегазодобывающая промышленность, использующая его при глубоком бурении нефтяных скважин. 60-80% всего производимого в мире барита используется в качестве утяжелителя буровых растворов [1]. В 2013 г. началось снижение объемов добычи барита, с 9,2 млн. тонн в 2012 г. до 7,3 млн. тонн в 2016 г. Снижение объемов добычи барита коснулось многих стран. В Китае добыча снизилась с 4,2 млн. тонн до 2,8 млн. тонн, в Индии – с 1,7 млн. тонн до 700 тыс. тонн. Вместе с этим, объемы добычи в Турции и Казахстане с 2012 г. не сократились, а наоборот несколько выросли [1]. В зарубежной практике известны применение гравитационного процесса в сочетании с флотационной схемой обогащения. При разделении в тяжелой суспензии при содержании в руде 20% барита выделили промпродукт с содержанием 31% барита при извлечении 85%. При флотации промпродукта получили флотационный баритовый концентрат с содержанием барита 92% при извлечении 80%. Известны схемы обогащения в странах СНГ, перерабатывающие баритовые руды по комбинированной гравитационно-флотационной схеме. Класс -5+0,5 мм подвергали отсадке, класс -0,5+0 мм после измельчения направляли на флотацию. Из руды с содержанием 56% барита получен концентрат с содержанием 87% барита при извлечении 87% [2].

Цель исследования. Цель работы - разработка комбинированной технологии переработки баритовой руды с получением гравитационного концентрата и флотационного - на отходах обогащения баритовых руд.

Методы исследования. Исходная баритовая руда подвергалась гравитации с получением гравитационного концентрата, а хвосты гравитации – флотации. Проведенными опытами на концентраторе Falcon L-40 в различных режимах на хвостах гравитации, получены баритовые продукты с содержанием сульфата бария 66,32-69,32% при извлечении 86,98-75,64%. На отходах не получен гравитационный концентрат, соответствующий требованиям ГОСТа 4682-84. Таким образом, основным из способов доизвлечения барита из отходов обогащения баритовой руды является флотация.

Результаты исследования. На отходах обогащения баритовой руды проведены флотационные исследования. По результатам хи-

мического, силикатного и пробирного анализов установлено, что в отходах, в основном, присутствуют сульфат бария 57,00-57,71% и диоксид кремния 43,52%. В незначительных количествах определены содержания оксида кальция 0,42%, оксида алюминия 0,84%, оксида марганца 0,0001%, железа ^{общ.} 0,53%, свинца 0,01%. Золота, серебра не обнаружено. При гранулометрическом анализе выделены различные фракции, однако характеристика пробы с распределением частиц по размерам недостаточна, поэтому необходимо определить содержание ценного компонента в выделенных классах крупности [3]. На пробе отходов, дробленной до класса -2+0 мм, изучено содержание и распределение основного компонента по всем классам крупности. В таблице 1 приведен гранулометрический анализ пробы отходов.

Таблица 1 – Гранулометрический анализ пробы отходов обогащения баритовой руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание BaSO ₄ , %	Распределение, %
-2,0+1,0	25,60	42,81	18,99
-1,0+0,5	17,87	45,82	14,19
-0,50+0,25	14,00	54,97	13,34
-0,25+0,10	12,80	64,96	14,41
-0,10+0,071	11,49	71,29	14,19
-0,071+0,045	8,54	78,35	11,59
-0,045+0	9,70	79,08	13,29
Итого	100,0	57,71	100,0

Гранулометрическим анализом выявлено, что с уменьшением крупности классов наблюдается повышение содержания сульфата бария с 42,81% (класс -2,0+1,0 мм) до 79,08% (класс -0,045+0 мм). Увеличение доли свободных зерен барита наблюдается по мере уменьшения крупности классов отходов.

На рисунке 1 приведены выходы классов, содержание и распределение сульфата бария по выделенным классам крупности.

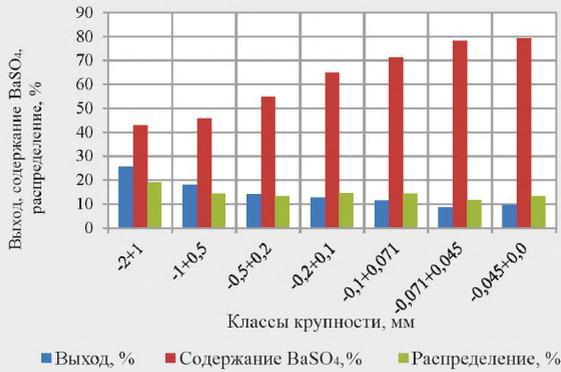


Рисунок 1 – Выход классов, содержание и распределение сульфата бария по выделенным классам крупности

На рисунке 2 приведена схема опытов по подбору оптимальной степени измельчения и реагентных режимов флотации. При проведении опытов были использованы в качестве: собирателя – олеиновая кислота, для создания pH – сода, депрессора – жидкое стекло.



Рисунок 2 – Схема проведения тестовых опытов по подбору оптимальных режимных параметров флотации

Из рисунка 3 видно, что при содержании 80% класса $-0,071$ мм извлечение составляет 78,54% при содержании сульфата бария 69,08% и выходе 65,61%; при содержании 90% класса $-0,071$ мм извлечение 89,85% при содержании сульфата бария 73,18% и выходе 70,85%; при содержании 90% класса $-0,071$ мм извлечение составляет 94,88% при содержании сульфата бария 73,84% и выходе 74,15% (Рисунок 3).

На рисунке 4 приведены графики зависимости при различных значениях pH. Щелочность пульпы создавалась содой, так как известь приводит к увеличению жесткости пульпы и ухудшению флотации барита [4].

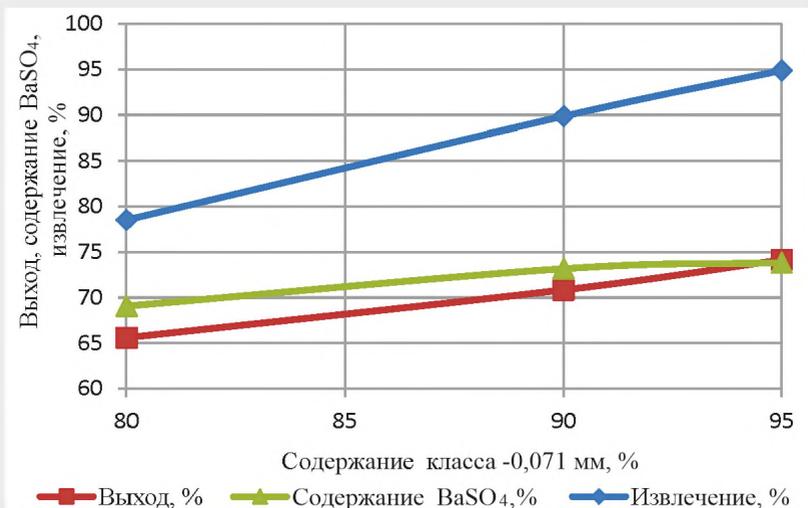


Рисунок 3 – График зависимости выхода, содержания, извлечения сульфата бария от тонины помола

Из рисунка 4 видно, что при $pH = 8,35$ (расход соды 0 г/т) содержание сульфата бария 66,47% при извлечении 75,59% и выходе 65,63%; при $pH = 9,22$ (расход соды 500 г/т) содержание сульфата бария 70,65% при извлечении 86,34% и выходе 70,53%; при $pH = 9,60$ (расход соды 800 г/т) содержание сульфата бария 73,84% при извлечении 94,88% и выходе 74,15%; при $pH = 9,85$ (расход соды 1100 г/т) содержание сульфата бария 72,51% при извлечении 88,82% и выходе 70,69%. При повышении pH с 9,85 до 10,00 наблюдается снижение извлечения барита.

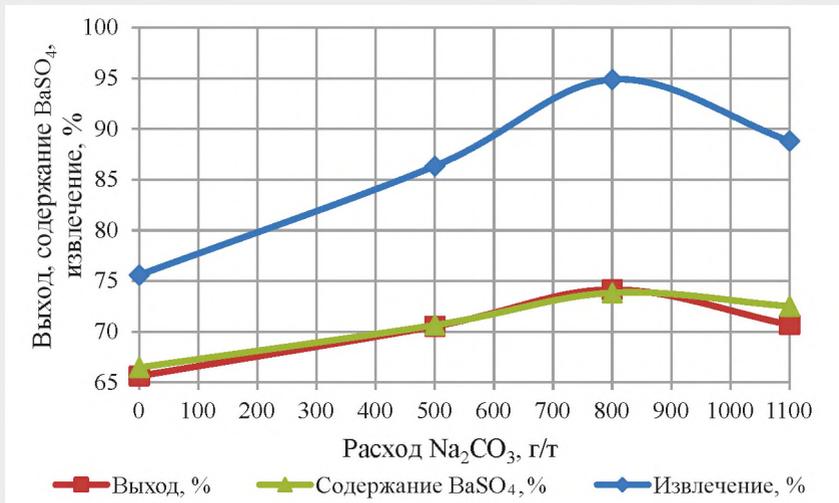


Рисунок 4 – Зависимости выхода, содержания и извлечения сульфата бария при различных значениях pH

В отходах обогащения баритовой руды главными минеральными формами являются барит и кварц, подчиненное значение имеют каолинит, пиролюзит, браунит, псиломелан, гидроксиды железа, пирит. Кварц распространен повсеместно, его содержание в пробе отходов составляет 43,52%. Для депрессии нерудных минералов используют жидкое стекло, который избирательно депрессирует кварц и при малых расходах активирует барит. Однако при наличии в растворе ионов Ca^{2+} , который адсорбируется на барите, при добавлении жидкого стекла флотация барита замедляется [4].

На рисунке 5 приведен график зависимости выхода, содержания и извлечения сульфата бария от расхода жидкого стекла.

Из рисунка 6 видно, что при расходе олеиновой кислоты 100 г/т содержание сульфата бария 75,22% при извлечении 78,14% и выходе 59,95%; при расходе 120 г/т содержание сульфата бария 73,25% при извлечении 85,59% и выходе 67,43%; при расходе 140 г/т содержание сульфата бария 73,84% при извлечении 94,88% и выходе 74,15%; при расходе 160 г/т содержание сульфата бария 73,29% при извлечении 94,84% и выходе 74,68%.

В результате проведенных исследований определены оптимальные расходы реагентов: pH пульпы = 9,4-9,6, расход депрессора в

основную флотацию – 1000 г/т, общий расход собирателя – 220 г/т. В отработанном режиме проведен опыт в замкнутом цикле по схеме, приведенной на рисунке 7 [5]. В таблице 2 приведены результаты замкнутого опыта.

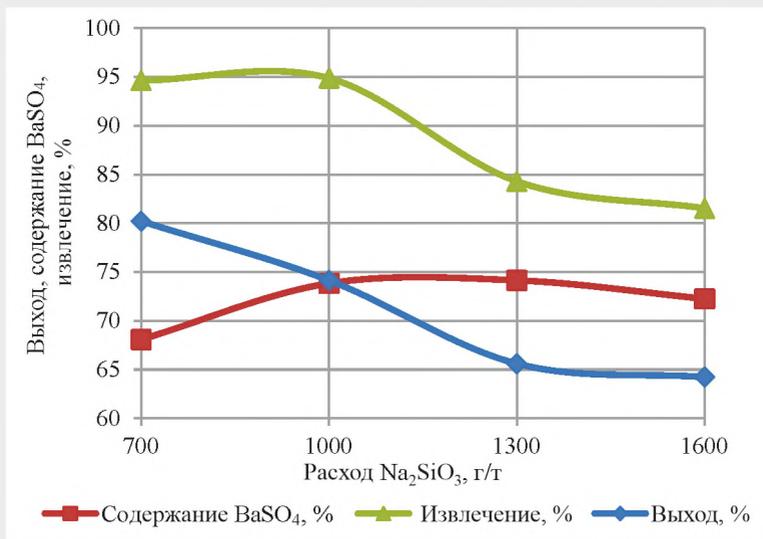


Рисунок 5 – График зависимости выхода, содержания и извлечения сульфата бария от расхода жидкого стекла.

Из рисунка 5 видно, что при расходе жидкого стекла 700 г/т содержание сульфата бария 68,08% при извлечении 94,64% и выходе 80,22%; при расходе жидкого стекла 1000 г/т содержание сульфата бария 73,84% при извлечении 94,88% и выходе 74,15%. Увеличение расхода жидкого стекла от 1000 до 1600 г/т приводит к снижению выхода и извлечения за счет депрессии сернокислого бария.

Барит BaSO_4 – наиболее легко флотируемый из щелочноземельных минералов. Он хорошо флотируется с жирными кислотами, алкилсульфатами, катионными собирателями [4].

В качестве основного собирателя барита использовали олеиновую кислоту. На рисунке 6 приведен график зависимости выхода, содержания и извлечения сернокислого бария от расхода олеиновой кислоты.

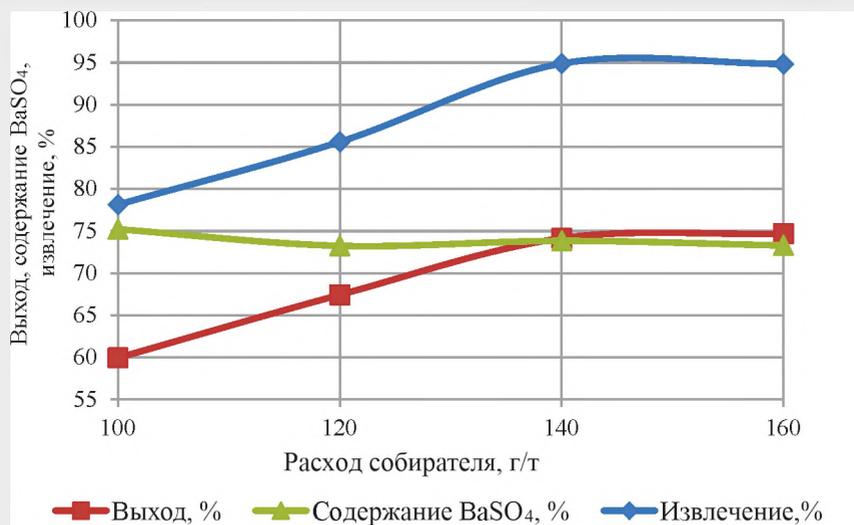


Рисунок 6 – График зависимости выхода, содержания и извлечения от расхода олеиновой кислоты

Таблица 2 – Результаты замкнутого опыта

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание BaSO ₄ , %	Распределение, %
-2,0+1,0	25,60	42,81	18,99
-1,0+0,5	17,87	45,82	14,19
-0,50+0,25	14,00	54,97	13,34
-0,25+0,10	12,80	64,96	14,41
-0,10+0,071	11,49	71,29	14,19
-0,071+0,045	8,54	78,35	11,59
-0,045+0	9,70	79,08	13,29
Итого	100,0	57,71	100,0

Из таблицы 2 следует, что при переработке отходов обогащения баритовой руды получен баритовый концентрат с содержанием 89,97% при извлечении 51,69%. Получен баритовый концентрат КБ-3, соответствующий ГОСТу 4682-84.

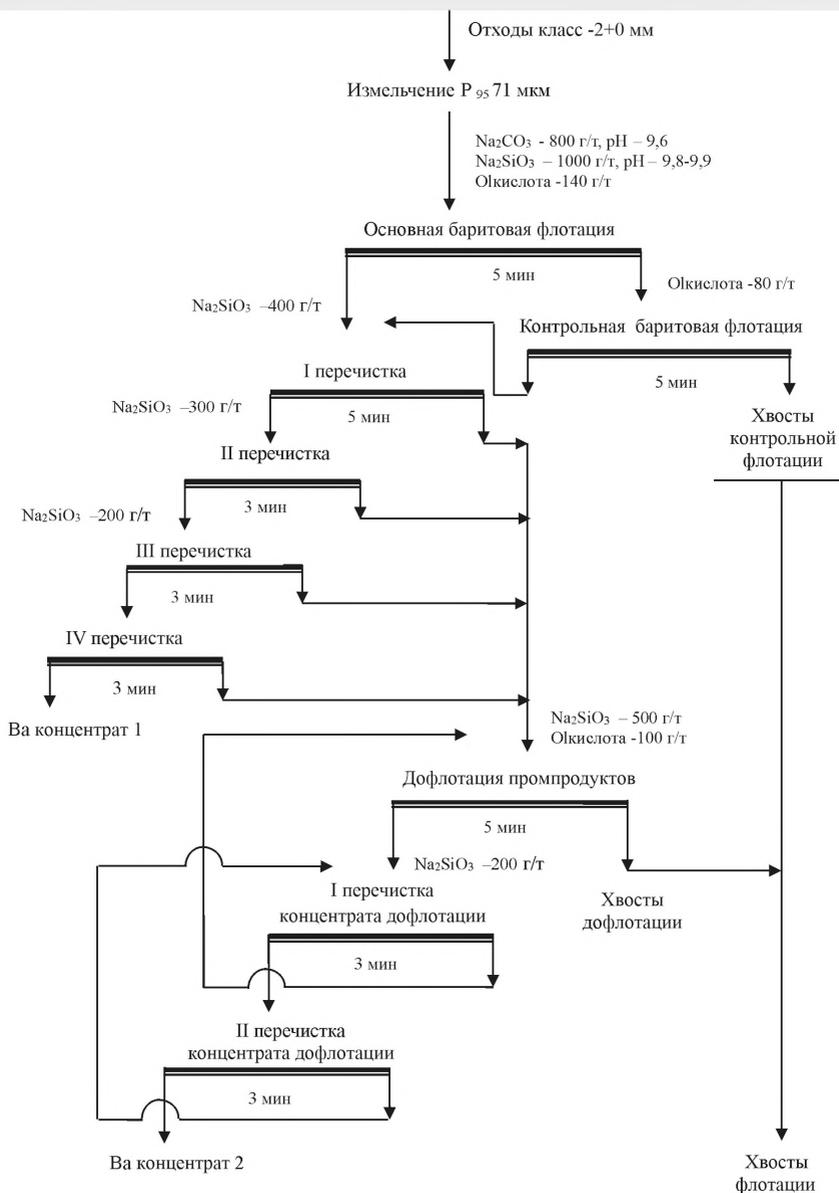


Рисунок 7 – Флотационная схема переработки отходов обогащения баритовой руды

Обсуждение результатов. Известны применение гравитационного процесса в сочетании с флотационной схемой обогащения. Гравитационным методом выделяют промпродукт и при флотации промпродукта получен флотационный баритовый концентрат. Перерабатывают баритовые руды по комбинированной гравитационно-флотационной схеме: класс $-5+0,5$ мм - отсадке, а класс $-0,5+0$ мм – флотации. В данной работе разработана гравитационно-флотационная схема с получением гравитационного концентрата, а из отходов обогащения баритовой руды - флотационного концентрата (рисунок 7) [5].

Вывод. На основании проведенных исследований на отходах обогащения баритовой руды в оптимально подобранных режимах проведен замкнутый опыт.

Получены: баритовый концентрат 1 с содержанием сульфата бария 90,17% при извлечении 33,41% и выходе 20,15%; баритовый концентрат 2 с содержанием сульфата бария 89,60% при извлечении 18,27% и выходе 11,09%; суммарный баритовый концентрат с содержанием сульфата бария 89,97% при извлечении 51,69% и выходе 31,24%.

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

- 1 Кузнецов Д.С., Бурцев И.Н., Кузнецов С.К. Рынок баритового сырья и перспективы освоения месторождений Республики Коми // Север и рынок: формирование экономического порядка. 2022. №3.
- 2 Студенцов В.В., Ниязов А.А., Абевова Т.А. Тенденция развития переработки баритосодержащих руд в отечественной и зарубежной практике. Аналитический обзор. Казахский Государственный научно-исследовательский институт научно-технической информации. – А.: 1999.
- 3 Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследования руд на обогатимость. – М.: Недра, 1974.
- 4 Митрофанов С. И. Селективная флотация. – М.: Недра, 1967.
- 5 Акишев К.С., Исмагулов Д.С., Чирков С.В., Ли Э.М. Шалгымбаев, С.Т. Способ получения баритового концентрата из монобаритовых руд. – Алматы, 2022. Удостоверение автора №110526.