*Статья поступила в редакцию: 12.10.2026*
*Статья принята к публикации: 18.10.2026*
*Статья опубликована: 28.10.2026*

***УДК 669.712: 622.7: 553.4***

**DOI: 10.32743/UniTech.2026.151.10.23579**

# Переработка алунитовых руд месторождения Гушсай (Узбекистан) для получения глинозёма

***Алматов Илхомжон Мирзабек угли***
*д-р техн. наук*
*ст. науч. сотр. Заведующий центром ГУ Институт минеральных ресурсов*
*Республика Узбекистан, г. Ташкент*
*E-mail: ilkhom90@list.ru*

***Алимов Дилшод Ширинкулович***
*базовый докторант*
*Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова*
*Республика Узбекистан, г. Ташкент*
*E-mail: d.alimov1989@gmail.com*

***Нурмухамедов Иброхим Суннатуллаевич***
*начальник лаборатории технологии переработки рудных полезных ископаемых*
*ГУ Институт минеральных ресурсов*
*Республика Узбекистан, г. Ташкент*
*E-mail: nurmuhamedov85@list.ru*

# Processing of alunite ores from the Gushsai deposit, Uzbekistan, for alumina production

***Almatov Ilkhomjon***
*doctor of Technical Sciences, senior researcher*
*Head of the Center of the State Institution Institute of Mineral Resources*
*Republic of Uzbekistan, Tashkent*

***Alimov Dilshod***
*Doctoral student of Tashkent State Technical University named after Islam Karimov*
*Republic of Uzbekistan, Tashkent*

***Nurmukhamedov Ibrokhim***
*Head of the Laboratory of Ore Processing Technology of the State Institution Institute of Mineral Resources*
*Republic of Uzbekistan, Tashkent*

**Библиографическое описание:** Алматов И.М.У., Алимов Д.Ш., Нурмухамедов И.С. Переработка алунитовых руд месторождения Гушсай (Узбекистан) для получения глинозёма // Universum: технические науки : электрон. научн. журн. 2026. 10(151). URL: https://7universum.com/ru/tech/archive/item/23579

## Аннотация

В статье рассматриваются вопросы комплексной переработки алунитовых руд месторождения Гушсай (Узбекистан) с целью селективного извлечения оксида алюминия (глинозёма). В качестве объекта исследования использован алунитовый флотационный концентрат, содержащий 20,19 % $Al_2O_3$ и ~35,62 % алунита. Методология работы основана на сочетании предварительной пирометаллургической активации и последующего сернокислотного выщелачивания в периодическом режиме. Подбор оптимальных параметров осуществлялся варьированием температуры, концентрации растворов и продолжительности фаз. Установлено, что термический обжиг концентрата в интервале 450 – 550°C в течение 120 мин в без доступа кислорода обеспечивает полную дегидроксилацию алунита с формированием активной рентгеноаморфной фазы, при этом абсолютное содержание $Al_2O_3$ в огарке возрастает до 21,23 %. Определены оптимальные условия гидрометаллургического растворения активированного огарка (10 %-й раствор $H_2SO_4$, Ж:Т=5:1, температура 90°C, продолжительность 120 мин, скорость перемешивания 240 об/мин), обеспечивающие переход 79,50 – 87,78 % алюминия в жидкую фазу. Обоснована схема очистки растворов методом селективного гидролитического осаждения примесей (Fe, Cr, Ni) при pH 3,5 – 4,5 и температуре 90°C. Последующее осаждение промежуточного продукта аммиачной водой (pH 6,5-7,0) и финишная кальцинация при 1300°C в течение 60 мин позволили получить кондиционный оксид алюминия со стабильной корундовой структурой (α – $Al_2O_3$) и итоговой чистотой целевого компонента 98,17 %. Полученные результаты могут быть использованы в цветной металлургии и химической промышленности для организации не бокситового производства высокочистого сырья, ориентированного на индустрию технической керамики, огнеупоров и высокопрочных абразивов.



## Abstract

The article addresses the integrated processing of alunite ores from the Gushsay deposit (Uzbekistan) with the aim of selectively recovering aluminium oxide (alumina). A flotation alunite concentrate containing 20.19 % $Al_2O_3$ and ~35.62 % alunite was used as the object of study. The methodology combines preliminary pyrometallurgical activation with subsequent sulphuric acid leaching in batch mode; the optimal parameters were selected by varying temperature, solution concentration, and phase duration. It was established that thermal roasting of the concentrate at 450 – 550°C for 120 min under an oxygen-free atmosphere ensures complete dehydroxylation of alunite with the formation of an active X-ray amorphous phase, whereby the absolute $Al_2O_3$ content in the calcine increases to 21.23 %. The optimal conditions for hydrometallurgical dissolution of the activated calcine were determined (10 % $H_2SO_4$ solution, L:S = 5:1, temperature 90°C, duration 120 min, stirring speed 240 rpm), providing the transfer of 79.50 – 87.78 % of aluminium into the liquid phase. A purification scheme for the solutions by selective hydrolytic precipitation of impurities (Fe, Cr, Ni) at pH 3.5-4.5 and 90°C was substantiated. Subsequent precipitation of the intermediate product with ammonia water (pH 6.5 – 7.0) and final calcination at 1300°C for 60 min yielded specification-grade aluminium oxide with a stable corundum structure (α – $Al_2O_3$) and a

final purity of the target component of 98.17 %. The results obtained can be applied in non-ferrous metallurgy and the chemical industry for organising bauxite-free production of high-purity raw materials intended for the technical ceramics, refractories, and high-strength abrasives industries.

**Ключевые слова:** алунитовая руда, флотационный концентрат, термическая активация, дегидроксилация, сернокислотное выщелачивание, гидролитическая очистка, кальцинация, корунд, оксид алюминия.

**Keywords:** alunite ore, flotation concentrate, thermal activation, dehydroxylation, sulphuric acid leaching, hydrolytic purification, calcination, corundum, aluminium oxide.

## Введение

Оксид алюминия (глинозём – $Al_2O_3$) благодаря своим высоким физическим и химическим свойствам широко используется в абразивной, керамической, огнеупорной, цементной и химической промышленности [1, с. 44]. Помимо этого, он остаётся единственным промышленным предшественником металлического алюминия (Al) [2, с. 557].

На сегодняшний день около 90% первичного алюминия в мировом масштабе получают из бокситовых месторождений. Вместе с тем доля целевого компонента в известных запасах бокситов не превышает 10% от общемирового объёма ресурсов данного металла. Нарастающая потребность в $Al_2O_3$ обусловила перестройку минерально-сырьевой базы отрасли: наряду с бокситами в качестве альтернативных источников рассматриваются алуниты и нефелины [3, с. 2678; 4, с. 36]. Среди нетрадиционных видов минерального сырья наибольшие перспективы связываются с алунитовыми рудами состава $KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$ [5, с. 217], комплексная переработка которых позволяет одновременно получать глинозём, сульфат калия и серную кислоту [6, с. 122].

Практика промышленного освоения алунита охватывает несколько этапов. Её историческую основу составляет многолетняя эксплуатация Кировабадского (Гянджинского) глинозёмного завода в Азербайджане на базе руд месторождения Заглик [7, с. 2149]. Следующим шагом стали крупномасштабные испытания опытно-промышленного комплекса Alumet в США, ориентированного на запасы гор Уо-Уо (Wah Wah Mountains, Юта) [8, с. 833]. Современный этап развития технологий представлен гидрометаллургическими разработками корпорации Zijin Mining Group в Китае по утилизации техногенных алунитсодержащих хвостов медной флотации месторождения Цзыцзиньшань [9, с. 2; 10, с. 1029]. В Узбекистане технологический потенциал алунитовых руд месторождения Гушсай изучался в разные годы: в 1972-1975 гг. исследовались возможности получения коагулянтов и алунита, в 1991 г. – комплексной переработки руды, а в 2012-2016 гг. – обогащения алунитового сырья и синтеза алюмокалиевых квасцов [11, с. 250].

Целью настоящего исследования является физико-химическое обоснование и разработка эффективной технологии комплексной переработки алунитовых руд месторождения Гушсай (Узбекистан) с приоритетным извлечением глинозёма.

## Материалы и методы

Объектом исследования являлась средняя проба алунитовой руды месторождения Гушсай (Ташкентская область, Узбекистан). Химический состав руды определяли спектрофотометрическим методом UV-VIS и титрованием, гранулометрический состав – методом ситового анализа с использованием аппарата ASM200 (Siebtechnik GmbH, Германия), минералогический состав – микроскопическим исследованием шлифов и аншлифов на микроскопе Polam-R312. Исходная проба содержала 20,19 % $Al_2O_3$, 40,61 % $SiO_2$, 4,24 % $Fe_2O_3$, 4,24 % $K_2O$ и 22,63 % потерь при прокаливании. Основными минералами являлись алунит (35,62 %) и кварц (34,51 %); также были установлены каолинит (4,10 %) и плагиоклаз (4,93 %). В мелких гранулометрических классах содержание $Al_2O_3$ достигало 22,74 %. Подробные результаты исследования вещественного состава и гранулометрических характеристик руды представлены в наших предыдущих работах [12, с. 90].

В предыдущих исследованиях была изучена флотационная обогатимость алунитовой руды при различной крупности измельчения, pH среды и расходе собирателей. Установлены следующие оптимальные параметры: содержание класса -0,074 мм – 85 %, pH пульпы – 10, расход олеата натрия и таллового масла – по 500 г/т. Извлечение алунита в суммарный концентрат составило 94,3 %, а в замкнутом цикле содержание алунита в концентрате достигло 60,97 % при извлечении 87,48 % [12, с. 93]. Полученные результаты использовали в качестве исходной научно-технологической основы для дальнейшего исследования химической переработки алунитсодержащего сырья.

Начальная стадия пирометаллургической переработки включала термическую активацию полученного алунитового флотационного концентрата, которую проводили в лабораторной муфельной печи в интервале температур 450 – 550°C в течение 2 ч. Данный процесс осуществляли в изолированном от доступа воздуха (бескислородном) режиме с целью селективной декарбонизации сырья и частичного удаления углекислых газов из сопутствующих карбонатных минералов без окисления сульфидных фаз. В результате удаления конституционной влаги, конституционных газов и сопутствующего снижения массы термоактивированного продукта условное содержание $Al_2O_3$ в прокаленной шихте возрастало до 21,23 %.

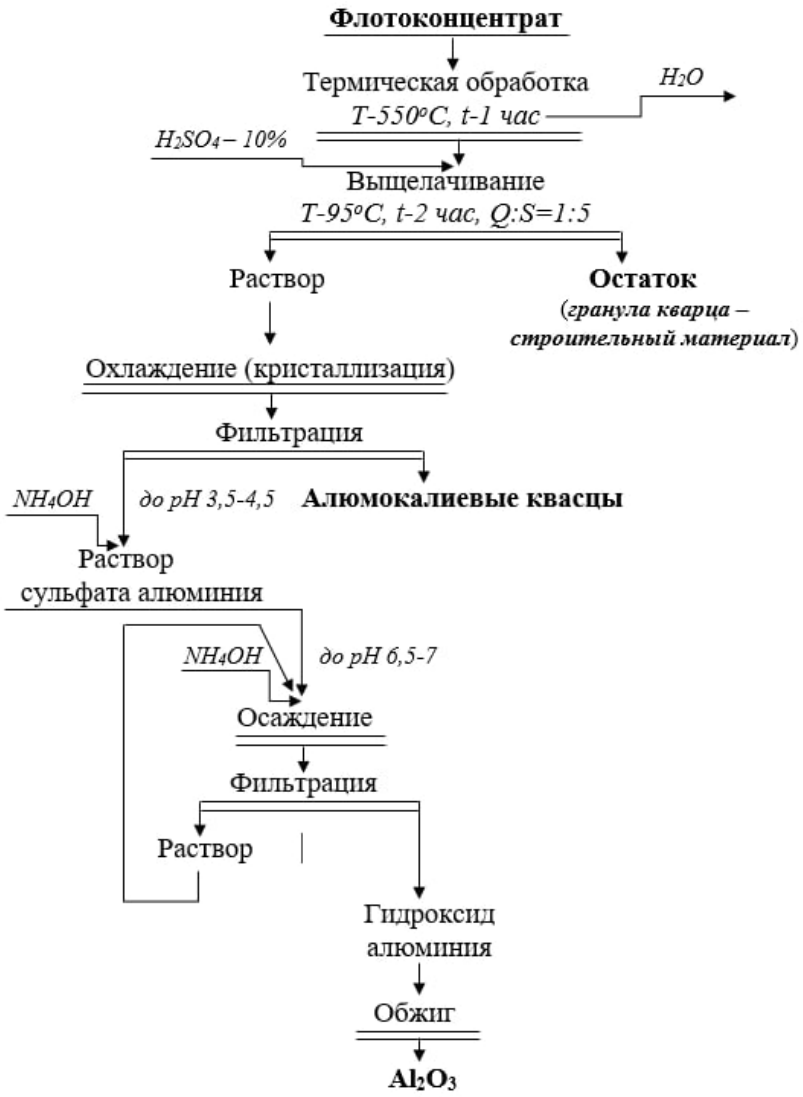



***Рисунок 1. Принципиальная технологическая схема переработки флотационного концентрата***

В ходе серии поисковых экспериментов по последовательному варьированию ключевых факторов (температуры, концентрации растворов и продолжительности фаз) были установлены следующие оптимальные параметры гидрометаллургической переработки активированного огарка (рис.1.). Выщелачивание осуществляли 10 %-ным раствором $H_2SO_4$ в периодическом режиме при соотношении жидкой и твердой фаз Ж:Т=5:1 [13, с. 28]. Процесс растворения протекал в течение 2 ч при интенсивном механическом перемешивании со скоростью 240 об/мин, обеспечивая переход 79,50-87,78 % алюминия в жидкую фазу. Разделение полученной суспензии на кремнийсодержащий кек (нерастворимый остаток) и продуктивный сульфатный раствор выполняли методом фильтрации.

Извлечение алюмокалиевых квасцов из полученного фильтрата проводили путем его контролируемого охлаждения с последующим отделением образовавшейся кристаллической фазы. Оставшийся маточный раствор очищали от примесей железа, хрома и никеля методом гидролитического осаждения; для этого при температуре 90°C в систему вводили аммиачную воду до достижения значений pH 3,5 – 4,5, после чего бурый осадок гидроксидов примесных металлов отделяли на вакуум-фильтре. На финишном этапе очищенный раствор нейтрализовали аммиачной водой до pH 6,5 – 7,0 для полного осаждения промежуточного

алюминий содержащего соединения. Полученный гидроксидный осадок подвергали вакуумному фильтрованию, высушиванию и последующему высокотемпературному кальцинационному обжигу в течение 60 мин при температуре 1300°C. Данная технологическая последовательность позволила получить конечный кондиционный оксид алюминия (глинозем) с итоговым содержанием целевого компонента $Al_2O_3$ на уровне 98,17 %.

## Результаты и обсуждения

Исследовано влияние параметров термической активации флотационного алунитового концентрата, кинетики сернокислотного выщелачивания и температуры финальной кальцинации на показатели полупродуктов и конечного продукта.

**Термическая активация концентрата.** Обжиг осуществляли в интервале 450-550°C в течение 120 мин в отсутствие доступа воздуха. В указанных условиях протекает полная дегидроксилация алунита $KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$ с удалением конституционной влаги и формированием рентгеноаморфной фазы, легкорастворимой в кислых средах; а также частичное разложение сопутствующих карбонатов. Бескислородная атмосфера предотвращает окисление пирита до растворимых сульфатов железа и ограничивает загрязнение продуктивных растворов. Потеря массы огарка за счёт удаления летучих компонентов обусловливает рост содержания $Al_2O_3$ с 20,19 до 21,23 %. Данный прирост (5,15 % отн.) носит концентрационный характер и не связан с обогащением материала.

**Кинетика сернокислотного выщелачивания огарка.** Выщелачивание огарка проводили 10 %-ным раствором $H_2SO_4$ при Ж:Т=5:1, варьируя продолжительность (60, 90, 120, 150 мин) и температуру (70, 80, 90, 100°C). При повышении температуры от 70 до 90°C и увеличении продолжительности от 60 до 120 мин извлечение алюминия в раствор достигало 79,50-87,78 %. Лимитирующей стадией, по-видимому, является диффузия кислоты через пористый кремнеземистый слой к реакционной зоне, и при 90°C её скорость становится оптимальной. Увеличение продолжительности до 150 мин и повышение температуры до 100°C не приводит к дальнейшему росту извлечения алюминия, но ускоряет растворение кварца и диккита, что увеличивает содержание кремния в растворе. Пульпу фильтровали с отделением нерастворимого кремнистого кека от продуктивного сульфатного раствора.

**Гидролитическая очистка и получение оксида алюминия.** Охлаждением продуктивного раствора выделяли алюмокалиевые квасцы, что обеспечивало первичное отделение основной массы алюминия и калия. Маточный раствор очищали от примесей Fe, Cr, Ni методом селективного гидролитического осаждения при 90°C. Поддержание pH в диапазоне 3,5-4,5 дозированием аммиачной воды обеспечивает практически полное осаждение железа в виде $Fe(OH)_3$, тогда как алюминий остаётся в растворе. После вакуум-фильтрации осадка pH очищенного фильтрата повышали до 6,5-7,0, осаждая промежуточный гидроксид алюминия.

***Таблица 1. Результаты термической обработки соединения алюминия***

| Продукт | Количество, %; $Al_2O_3$ | Температура, °C |
|---|---|---|
| Алюминиевый продукт | 96,3 | 1200 |
| Алюминиевый продукт | 97,2 | 1250 |
| Алюминиевый продукт | 98,17 | 1300 |
| Алюминиевый продукт | 98,17 | 1350 |

Влияние температуры кальцинации (1200-1350°C, 60 мин) на содержание $Al_2O_3$ в конечном продукте показано на рис.2. При 1200°C оно составляет 96,3 %, что указывает на неполное разложение остаточных сульфатных фаз. При 1250°C содержание возрастает до 97,2 %, а при 1300°C достигает максимума – 98,17 %, вследствие завершения десульфатизации и перекристаллизации низкотемпературных модификаций в стабильную высокоплотную фазу α – $Al_2O_3$ (корунд). Нагрев до 1350°C чистоту не изменяет (98,17 %), что подтверждает стабильность корундовой структуры.

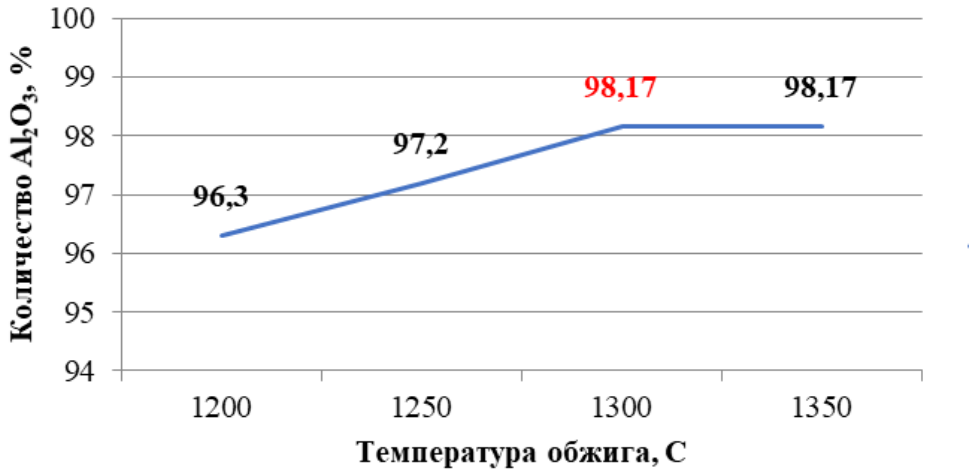



***Рисунок 2. Зависимость количества $Al_2O_3$ от температуры обжига, %***

## Заключение

На основе экспериментальных исследований по разработке технологии комплексной переработки алунитовых руд месторождения Гушсай сформулированы следующие выводы:

Установлено, что термическая активация флотационного концентрата в интервале 450 – 550°C в течение 120 мин в бескислородной атмосфере обеспечивает полную дегидроксилацию алунита с формированием рентгеноаморфной фазы. Вследствие удаления летучих компонентов содержание $Al_2O_3$ в огарке возрастает с 20,19 до 21,23 % (прирост 5,15 % отн.), что носит исключительно концентрационный характер.

Определены оптимальные параметры сернокислотного выщелачивания термоактивированного огарка: 10 %-й раствор $H_2SO_4$, Ж:Т=5:1, температура 90°C, продолжительность 120 мин, скорость перемешивания 240 об/мин. Указанные условия обеспечивают максимальный перевод алюминия в сульфатный раствор на уровне 79,50 – 87,78 %; лимитирующей стадией процесса является диффузия кислоты через пористый кремнеземистый слой.

Обоснована технологическая схема глубокой очистки маточных растворов методом селективного гидролитического осаждения примесей при 90°C и pH 3,5 – 4,5. Последующее осаждение аммиачной водой при pH 6,5 – 7,0 и финальная кальцинация промежуточного продукта при 1300°C в течение 60 мин обеспечивают получение кондиционного оксида алюминия со стабильной корундовой структурой (α – $Al_2O_3$) и чистотой целевого компонента 98,17 %.

## Список литературы


1. Bray E.L. Bauxite and alumina // Mining Engineering. – 2011. – T. 63, № 6. – P. 44–45.
2. Barry T.S., Uysal T., Birinci M., Erdemoğlu M. Thermal and Mechanical Activation in Acid Leaching Processes of Non-bauxite Ores Available for Alumina Production – A Review // Mining, Metallurgy & Exploration. – 2019. – T. 36. – P. 557–569. – DOI: 10.1007/s42461-018-0025-7.
3. Babayeva P. Heydərov A., Turan M.D. et al. Optimization of Aluminum Leaching from Alunite Ore with NaOH Using Response Surface Methodology (RSM) // Journal of Sustainable Metallurgy. – 2025. – T. 11. – P. 2677–2687. – DOI: 10.1007/s40831-025-01156-6.
4. Taghiyev E.I., Tagijev E., Agajeva L. Cost Effective Technology of Alunite Ore Processing // International Journal of Chemistry. – 2019. – T. 11, № 1. – P. 36–42. – DOI: 10.5539/ijc.v11n1p36.
5. Özdemir M., Çetişli H. Extraction kinetics of alunite in sulfuric acid and hydrochloric acid // Hydrometallurgy. – 2005. – T. 76, № 3–4. – P. 217–224. – DOI: 10.1016/j.hydromet.2004.11.003.
6. Gamidov R.G., Teymurova E.A., Jafarov Y., Ibragimov A., Ibragimova F., Mammadov A., Abdullaev N. Development of ammonia-alkaline method of complex processing of alunite ore // Azerbaijan Chemical Journal. – 2023. – № 1. – P. 122–128. – DOI: 10.32737/0005-2531-2023-1-122-128.
7. Ibrahimov A.A., Namazov S., Safarov J., Yusubov F., Vakilova R., Hasanov R.I. Innovative Sulphite Method for Optimizing Aluminum Oxide Production from Alunite Ore // International Journal of Design & Nature and Ecodynamics. – 2024. – T. 19, № 6. – P. 2149–2159. – DOI: 10.18280/ijdne.190631.
8. Miller J.D., Ackerman J.B. Bench scale flotation of alunite ore with oleic acid // Fine Particles Processing: Proceedings of the International Symposium on Fine Particles Processing, Las Vegas, Nevada. – 1980. – T. 1. – P. 832–852.
9. Zhao W., Yao X.-L., Zhong S.-P., Zhu Y.-Y., Yang X., Yi L., Li G., Song J., Yu H., Ruan R., Qi T. Extraction of Al and K salts from associated alunite tailings by an acid calcination-water leaching method // Journal of Cleaner Production. – 2015. – P. 1–7. – DOI: 10.1016/j.jclepro.2015.05.103.
10. Zhu M., Chen H., Zhong S.-P., Huang Z., Chen X., Hu Z.-B. Beneficiation of Ga from alunite concentrates by selective acid leaching and alkaline precipitation // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2019. – P. 1028–1038. – DOI: 10.5277/PPMP19024.

11. Badalov F.A., Almatov I.M., Alimov D. Sh. Alunit ma’danlarini qayta ishlash bo‘yicha jahon tajribasi va O‘zbekiston sharoitida ularni qo‘llash istiqbollari // Zarafshon vohasini kompleks innovatsion rivojlantirish yutuqlari, muammolari va istiqbollari: V xalqaro ilmiy-amaliy anjuman materiallari. – 2024.
12. Almatov I.M., Bekpulatov J.M., Alimov D. Sh. Go‘shsoy koni alunit ma’dani texnologik namunalarining flotatsion boyitiluvchanligini tadqiq qilish // Sanoatda Raqamli Texnologiyalar. – 2025. – T. 3, № 4. – P. 89–93. – DOI: 10.70769/3030–3214.SRT.3.4.2025.12.
13. Almatov I.M., Usenov R.B., Makhmarezhabov D.B. Comprehensive processing methods for oil shale from the Aktau deposit (Uzbekistan) // Obogashchenie Rud. – 2023. – № 6. – P. 28–32. – DOI: 10.17580/or.2023.06.05.