

Saparcali Retaevich Konuspaev – Doctor of Chemical Sciences, Bekturov institute of chemical sciences, Almaty, Kazakhstan; e-mail: srkonuspayev@mail.ru.

Lyudmila Nikolaevna Vosmerikova – Doctor of Chemical Sciences, Institute of Petroleum Chemistry, SB RAS, Tomsk, Russia; e-mail: lkplu@ipc.tsc.ru. ORCID: <http://orcid.org/0000-0002-9436-6147>.

Aleksander Vladimirovich Vosmerikov – Doctor of Chemical Sciences, Institute of Petroleum Chemistry, SB RAS, Tomsk, Russia; e-mail: pika@ipc.tsc.ru. ORCID: <http://orcid.org/0000-0002-7569-0902>.

Авторлар туралы мәліметтер

Дана Бекмырзаевна Каримова* – докторант, аль-Фараби ҚазҰУ, Алматы, Қазақстан; e-mail: dana.tleugabylova@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-7013-7585>.

Антон Александрович Восмериков – Химия ғылымдарының кандидаты, PFA мұнай химиясы институты, Томск, Ресей; e-mail: antonvosmerikov@gmail.com. ORCID: <http://orcid.org/0000-0003-2876-8647>.

Сапарғали Ретаевич Қоныспаев – Химия ғылымдарының докторы, А.Б. Бектұрова атындағы химия ғылымдары институтының профессоры, Алматы қаласы, Қазақстан Республикасы; e-mail: srkonuspayev@mail.ru.

Людмила Николаевна Восмерикова – Химия ғылымдарының докторы, PFA мұнай химиясы институты, Томск қаласы, Ресей; e-mail: lkplu@ipc.tsc.ru. ORCID: <http://orcid.org/0000-0002-9436-6147>.

Александр Владимирович Восмериков – Химия ғылымдарының докторы, профессор, PFA мұнай химиясы институтының директоры, Томск қаласы, Ресей; e-mail: pika@ipc.tsc.ru. ORCID: <http://orcid.org/0000-0002-7569-0902>.

Received 13.04.2026

Revised 18.05.2026

Accepted 19.05.2026

[https://doi.org/10.53360/2788-7995-2026-2\(22\)-72](https://doi.org/10.53360/2788-7995-2026-2(22)-72)



FTAXP: 31.15.00

Р.Н. Ажигулова^{1,2}, Б.Х. Мусабаева³, А.К. Жусупова^{1,2}, А.Темирова¹, А. Абылайхан^{1,*}

¹Жану проблемалары институты,

Қазақстан Республикасы, Алматы қ., Бөгенбай батыр көшесі, 172

²Әл-Фараби атындағы Қазақ ұлттық университеті,

050040, Қазақстан Республикасы, Алматы қаласы, Әл-Фараби даңғылы, 71

³Астана халықаралық университеті,

Қазақстан Республикасы, Астана қаласы, Қабанбай батыр даңғылы, 8

*e-mail: akerkeabylaikhan2@gmail.com

ТАУ-КЕН ЖӘНЕ МЕТАЛЛУРГИЯ КЕШЕНІНІҢ ТЕХНОГЕНДІК ҚАЛДЫҚТАРЫН БИОЛОГИЯЛЫҚ ШАЙМАЛАУ ӘДІСІМЕН ӨҢДЕУ

Аңдатпа. Бұл мақалада Қазақстан Республикасының тау-кен металлургия кешенінің техногендік қалдықтары түсті және сирек кездесетін металдардың перспективалы екінші реттік көзі ретінде қарастырылады. Зерттеу нысаны ретінде Балқаш байыту фабрикасының мыс кендерін байыту қалдықтары алынды, олар силикатты матрицамен ($Si \approx 36\%$) және $Cu (\approx 0,32\%)$ мен $Zn (\approx 0,77\%)$ қалдық мөлшерлерінің болуымен сипатталады. ICP-OES әдісімен олардың химиялық, гранулометриялық және физика-химиялық құрамына кешенді талдау жүргізілді. Шикізатты дайындау процестері, оның ішінде ұсақтау, майдалау және жіктеу зерттелді, сондай-ақ майдалау режимдерінің оңтайландырылуы жүргізілді. Бөлшек өлшемін <40 мкм дейін азайту шаймалау тиімділігін арттырудың негізгі факторы екені көрсетілді. Микрофлюидтік бөлу мен биошаймалауды қамтитын интеграцияланған қайта өңдеу технологиясы ұсынылды. Микрофлюидтік бөлу процесі мақсатты фракцияда мыстың $0,52-0,58\%$ -ға дейін селективті концентрленуін және $70-75\%$ деңгейінде алынуын қамтамасыз ететіні анықталды. Оңтайлы жағдайларда ($pH\ 1,8-1,9$; $T \approx 31-32^\circ C$) жүргізілген биологиялық шаймалау нәтижесінде металдарды бөліп алу дәрежесі $Cu\ 60-63\%$, $Zn - 55-58\%$ дейін жететіні көрсетілді. Алынған нәтижелер

биологиялық шаймалау процесін техногендік қалдықтарды кешенді өңдеуде және оның қоршаған ортаға әсерін азайту үшін пайдалану мүмкіндігін дәлелдейді.

Түйін сөздер: техногендік қалдықтар, биологиялық шаймалау, ұнтақтау, микрофлюидтік бөлу, металдар.

Кіріспе

Жоғары сапалы минералдық ресурстардың жаһандық сарқылуы және түсті әрі сирек металдарға деген сұраныстың артуы жағдайында екінші реттік шикізат көздерін, соның ішінде тау-кен металлургия кешенінің техногендік қалдықтарын қайта өңдеуге тарту ерекше өзектілікке ие болып отыр. Соңғы зерттеулердің бағалауы бойынша, байыту қалдықтары мен металлургиялық қалдықтар құрамында құрамы кедей кендермен салыстыруға болатын бағалы компоненттердің едәуір мөлшері бар, бұл оларды металдардың перспективалы көзі ретінде қарастыруға мүмкіндік береді [1].

Қазіргі циркулярлық экономика тұжырымдамасы «өндіру-өңдеу-қалдық» сызықтық моделінен ресурстарды тұйық циклде пайдалануға көшуге негізделген. Осыған байланысты техногендік қалдықтар тиімді қайта өңдеу технологияларын енгізу жағдайында кейбір металдардың әлемдік өндірісінің 10-15 %-на дейін қамтамасыз ете алатын екінші реттік ресурстар ретінде қарастырылады [2].

Техногендік шикізатты қайта өңдеу мәселесі тау-кен металлургия өнеркәсібі дамыған елдер үшін ерекше маңызға ие, өйткені жинақталған қалдықтар қоршаған ортаға айтарлықтай теріс әсер етеді. Қалдық қоймалары мен шлак үйінділері топырақ пен судың ауыр металдармен ластану көзі болып табылады, сондай-ақ қышқылды дренаждың түзілуіне себеп болады [3].

Дәстүрлі пирометаллургиялық өңдеу әдістері жоғары энергия сыйымдылығымен және парниктік газдардың айтарлықтай шығарындыларымен сипатталады, бұл олардың төмен сұрыпты шикізатқа қолданылуын шектейді. Осыған байланысты жұмсақ жағдайларда металдарды алуға мүмкіндік беретін және қоршаған ортаға әсері төмен гидрометаллургиялық және биотехнологиялық әдістер кеңінен қолданылуда [4].

Биологиялық шаймалау техногендік қалдықтарды қайта өңдеудің ең перспективалы бағыттарының бірі болып табылады. Бұл процесс *Acidithiobacillus ferrooxidans* және *Leptospirillum ferrooxidans* сияқты ацидофильді микроорганизмдердің сульфидті минералдарды тотықтырып, металдарды ерігіш күйге ауыстыру қабілетіне негізделген [5].

Қазіргі зерттеулер биологиялық шаймалаудың құрамында металдар мөлшері төмен қалдықтарды, шлактарды және басқа техногендік материалдарды өңдеуде тиімді қолданылатынын көрсетеді [6].

Дамудың маңызды бағыттарының бірі – биологиялық шаймалауды физика-химиялық және гидрометаллургиялық процестермен біріктіру болып табылады. Мұндай кешенді технологиялар синергетикалық әсер есебінен металдарды алу дәрежесін айтарлықтай арттырып, процестің ұзақтығын қысқартуға мүмкіндік береді [7].

Техногендік шикізатты қайта өңдеу тиімділігін арттыруда математикалық модельдеу маңызды рөл атқарады. Ол сілтілеу кинетикасын сипаттауға, технологиялық параметрлердің әсерін ескеруге және процестің оңтайлы шарттарын анықтауға мүмкіндік береді. *Shrinking core* типіндегі модельдер мен биокинетикалық теңдеулерді қолдану эксперименттік зерттеулер көлемін едәуір қысқартып, болжау дәлдігін арттырады [8]. Техногендік қалдықтарды қайта өңдеу саласындағы елеулі жетістіктерге қарамастан, биосілтілеудің төмен жылдамдығы, процестерді масштабтаудың күрделілігі және қолданыстағы технологиялық схемалардың жеткіліксіз тиімділігі сияқты шешілмеген мәселелер сақталуда. Бұл физика-химиялық және биотехнологиялық әдістерді үйлестіретін интеграцияланған тәсілдерді әзірлеу қажеттілігін айқындайды.

Қазақстан Республикасының тау-кен металлургия кәсіпорындары құрамында түсті және сирек металдардың (Cu, Zn, Pb, Fe, REE) қалдық мөлшерлері бар қатты техногендік қалдықтардың (шаң, шлак, флотация қалдықтары) едәуір көлемін түзеді. Бұл материалдар күрделі химиялық және фазалық құрамымен сипатталады және қоршаған ортаға экологиялық жүктеме түсіре отырып, сонымен қатар әлеуетті екінші реттік ресурс болып табылады. Оларды тиімді қайта өңдеу технологияларын әзірлеу үшін химиялық, гранулометриялық және физика-

химиялық қасиеттерін кешенді талдау, сондай-ақ қайта өңдеудің оңтайлы параметрлерін болжау және экологиялық тәуекелдерді бағалау мақсатында деректерді жүйелеу қажет [9].

Балқаш байыту фабрикасындағы мыс кендерін байыту қалдықтары негізінен Жезқазған және Балқаш кен аудандарының карьерлерінен жеткізілетін мыс-порфирлі кендерді флотациялық өңдеу нәтижесінде қалыптасқан. Мыс концентраттары бөлінгеннен кейін қалған пульпа қалдық қоймаларына тасымалданып, онда қатты фазаның тұнуы мен жинақталуы жүреді [10]. Kazakh Research Institute of Mining and Metallurgy жүргізген геологиялық-минералогиялық зерттеулердің мәліметтері бойынша, Балқаш байыту фабрикасының қалдық қоймасы аумағында құрамында 0,1-0,4% мыс бар 630 млн тоннадан астам материал жинақталған.

Бұл қалдықтардағы мыстың жалпы геологиялық қоры шамамен 2 миллион тонна деп бағаланады. Осылайша, зауыттың қалдық қоймалары екінші реттік өңдеу үшін өнеркәсіптік әлеуеті бар ірі жасанды кен орны болып табылады. Қалдық – негізінен кварц, дала шпаты, хлорит, серпентин және саз минералдарынан тұратын ұсақ шашыраңқы, сұр-жасыл түсті материал. Сульфид фазалары (халькопирит, борнит және халькоцит) тау жыныстарын түзетін минералдардың түйіршіктерінде микродиссеминация ретінде пайда болады. Мыс құрамды минералды қоспалар әдетте 10-50 мкм-ден аспайды. Минералогиялық зерттеулер сульфидтердің мөлшері бойынша микроскопиялық екенін және біркелкі емес таралғанын, негізінен негізгі тау жыныстарының түйіршіктерінде екенін көрсетеді [11]. Бұл дәстүрлі әдістерді қолдана отырып, мысты қалпына келтірудің төмен жылдамдығын анықтайды және биологиялық шаймалау, микротолқынды белсендіру немесе гидротермиялық өңдеу сияқты балама технологияларды пайдалануды қажет етеді.

Физикалық қасиеттеріне сәйкес, қалдықтар қатты фазаның тығыздығы 2,6-2,9 г/см³, ылғалдылығы 35-40% және қоршаған ортаның бейтараптан аздап сілтілі реакциясымен (pH 7,0-8,5) сипатталады. Материал бірнеше картаға түсірілген қалдық қоймаларында жиналады; олардың кейбіреулері белсенді емес, ал басқалары жұмыс істеп тұр. Қалдықтар IV қауіптілік класына жатады; дегенмен, ұзақ мерзімді сақтау кезінде сульфидті минералдардың тотығу процестері және Cu²⁺, Zn²⁺ және Pb²⁺ иондарының сүзгі суларына миграциясы мүмкін [12]. Сондықтан, Балқаш зауытының техногендік жинақталуы екі жақты маңызды нысан ретінде қарастырылады – экологиялық жауапкершілік және қайталама металл өндіруге арналған әлеуетті минералды шикізат;

Материалдар мен әдістер

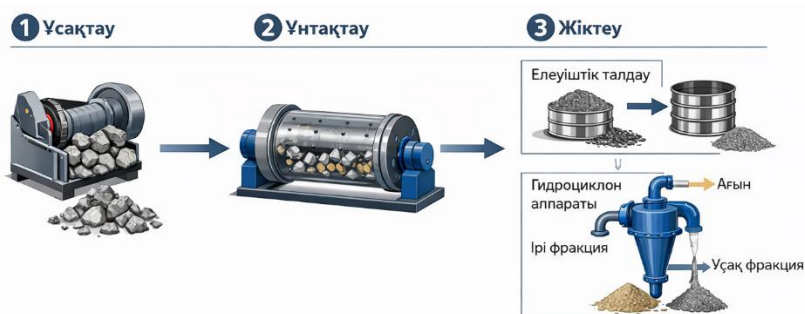
Бұл жұмыстың зерттеу нысаны Балқаш өңдеу зауытының қалдықтары болып табылады. Олар химиялық құрамының салыстырмалы түрде тар диапазонындағы вариациялары бар ұсақ дисперсті кварц-саз материалдар. Сынамалар алу стандартты төртке бөлу әдісін қолдана отырып жүргізілді, салмағы 5-10 кг болатын біріктірілген үлгілер жасалды. Содан кейін үлгілер 105°C температурада тұрақты салмаққа дейін кептіріліп, ұсақталып, зертханалық салмаққа дейін азайтылды.

Үлгіні дайындау зерттеудің маңызды кезеңі болды және біркелкі гранулометриялық құрамы мен көрсетілген сипаттамалары бар материалды алуға бағытталған ұсақтау, ұнтақтау және жіктеудің кезекті кезеңдерін қамтыды.

Бастапқы ұсақтау жақ ұсатқышта 5 мм-ден аз бөлшектердің өлшеміне дейін жүргізілді. Содан кейін ұсақтау Fritsch Pulverisette 5 Classic Line планеталық шарлы диірменінде қажетті бөлшектердің өлшеміне ($D_{50} = 40-50$ мкм) жеткенше жүргізілді.

Ұнтақтау режимдерін оңтайландыру ұнтақтау уақыты, диірменнің толтырылу дәрежесі және шарлардың материалға қатынасы (B/P) ескеріліп жүргізілді, бұл майдалау дәрежесі, энергия шығындары және өнімділік арасындағы оңтайлы компромистік жағдайларды анықтауға мүмкіндік берді. Ұнтақтаудан кейін үлгілер елек талдауы (>40 мкм бөлшектер үшін), тұндыру және лазерлік дифракция (ұсақ фракциялар үшін) арқылы өлшемі бойынша жіктелді. Нәтижесінде келесі жұмыс фракциялары алынды: <40 мкм (биосілтемелеу үшін), 40-100 мкм (салыстырмалы зерттеулер үшін) және >100 мкм.

Бөлшектердің өлшемінің таралуының біртектілігін қамтамасыз етуге ерекше назар аударылды. Ол үшін әрбір фракция қосымша араластырылып, төртке бөлінді. 1-суретте техногендік материалдарды қайта өңдеуге дайындау процесінің сызбасы көрсетілген, ол үш дәйекті кезеңді қамтиды: ұсақтау, ұнтақтау және жіктеу.



Сурет 1 – Техногендік материалдарды қайта өңдеуге дайындау процесінің сызбасы

Бірінші кезең бастапқы материалды механикалық ұсақтау жабдықтарын пайдаланып ұсақтауды қамтиды, бұл ірі кесектердің өлшемін кейінгі ұнтақтауға жарамды бөлікке дейін азайтады. Бұл кезең материалдың құрылымын алдын ала бұзуға және одан әрі өңдеуді жеңілдетуге бағытталған.

Екінші кезең шарлы диірменде ұнтақтауды қамтиды, мұнда ұнтақтаушы денелердің соққылы-үйкелісті әсері нәтижесінде бөлшектердің терең диспергирленуі жүреді. Нәтижесінде материалдың меншікті беті айтарлықтай артады, бұл гидрометаллургиялық және биологиялық шаймалау процестерін интенсификациялаудың аса маңызды факторы болып табылады.

Үшінші кезең жіктеу процесімен сипатталады, ол елеуіштік талдау және гидроциклондық бөлу әдістерін қолдану арқылы жүзеге асырылады. Елеуіштік талдау бөлшектерді ірілігі бойынша қажетті фракцияларға бөлуге мүмкіндік береді, ал гидроциклон орталықтан тепкіш күштердің әсерінен материалды құмдарға (ірі фракция) және ағымға (ұсақдисперсті фракция) тиімді бөледі.

Осылайша, ұсынылған схема шикізатты дайындаудың кешенді тәсілін көрсетеді және кейінгі технологиялық операциялар үшін оңтайлы сипаттамалары бар, гранулометриялық құрамы бойынша біртекті материал алуды қамтамасыз етеді.

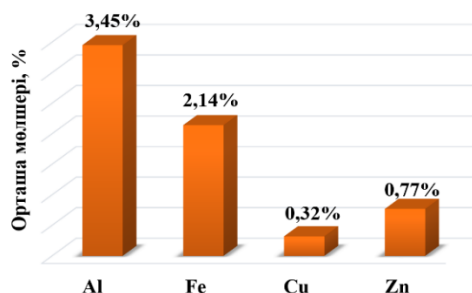
Аналитикалық деректерді верификациялау үшін тәуелсіз аспаптық әдіс – индуктивті байланысқан плазмамен атомдық-эмиссиялық спектрометрия (ICP-OES) қолданылды. Зерттеулер ICP-OES PerkinElmer Optima 8000 (PerkinElmer, АҚШ) аспабында жүргізілді. Талдау алдында барлық үлгілер 105 °С температурада тұрақты массаға дейін кептіріліп, <0,1 мм фракцияға дейін ұнтақталды. Одан әрі материалдың түріне және қолданылатын талдау әдісіне байланысты 0,1-0,5 г навескаларды бірнеше нұсқа бойынша қышқылдық ыдырату жүргізілді. Кремнезем, алюмосиликаттар және темір-силикат фазаларының жоғары мөлшерімен ерекшеленетін жатқызылған флотациялық хвосттар үшін $\text{HNO}_3 + \text{HF} + \text{HCl}$ (1:1:1) қоспасы қолданылды. Үлгілер TANK-есо микротолқынды ыдырату қондырғысында 160-170 °С температурада 120 минут бойы толық ерігенге дейін қыздырылды. Суығаннан кейін ерітінділер дистилденген сумен 50 мл көлемге дейін жеткізіліп, сүзгіден өткізіліп, ICP-OES талдауына жіберілді.

Биологиялық шаймалау зертханалық жағдайда көлемі 1-ден 5 литрге дейінгі шыны топтамалы биореакторларды қолдану арқылы жүргізілді. Қоректік орта ретінде микроорганизмдердің өсуі мен метаболикалық белсенділігін қамтамасыз ететін макро- және микроэлементтерге бай стандартты 9К ортасы пайдаланылды. Тәжірибелер 30-35 °С температурада және рН 1,5-2,0 мәндерінде жүргізілді, бұл ацидофильді хемолитотрофты бактериялардың дамуы үшін оңтайлы жағдайларға сәйкес келеді. Пульпа тығыздығы 5-10% аралығында ұсталды, бұл тиімді массалмасуды және микроорганизм жасушаларына оттегінің жеткізілуін қамтамасыз етті. Жүйені аэрациялау қарқындылығы 1–2 л/мин деңгейінде жүзеге асырылды, ал араластыру жылдамдығы 200-400 айн/мин болды, бұл қатты және сұйық фазалардың біркелкі таралуына және бөлшектердің тұнуының алдын алуға ықпал етті. Процестің ұзақтығы тәжірибе шарттарына және зерттелетін материалдың сипаттамаларына байланысты 5-тен 15 тәулікке дейін созылды. Биологиялық шаймалауды бастар алдында микроорганизмдерді зерттелетін субстратқа 3–5 тәулік бойы алдын ала бейімдеу жүргізілді, бұл олардың тұрақтылығын қамтамасыз етіп, металдарды кейінгі алу процесінің тиімділігін арттырды.

Нәтижелер және талқылаулар

Балқаш байыту фабрикасының мыс кендерін байыту қалдықтары силикатты типтегі ұсақдисперсті материал болып табылады. Олардың химиялық құрамының негізін кремнезем ($\text{Si} \approx 36\%$) құрайды, сондай-ақ алюминий ($\approx 3,4\%$), темір ($\approx 2,1\%$), мыс ($\approx 0,32\%$) және мырыш ($\approx 0,77\%$) мөлшерлері кездеседі.

Материал бөлшектерінің орташа өлшемімен ($D_{50} \approx 45$ мкм), жоғары ылғалдылығымен (35-40%) және ортаның әлсіз сілтілі реакциясымен (pH 7-8,5) сипатталады. Мыстың төмен мөлшері мен күрделі минералогиялық құрылымы дәстүрлі өңдеу әдістерінің тиімділігін шектейді, алайда биогидрометаллургиялық технологияларды, атап айтқанда биосілтілеуді қолдануға алғышарттар жасайды 2-суретте ICP-OES әдісімен талданған Балқаш байыту фабрикасының мыс кендерін байыту қалдықтарының 49 үлгісі бойынша алынған нәтижелер көрсетілген.



Сурет 2 – ICP-OES деректері бойынша Балқаш байыту фабрикасының мыс кендерін байыту қалдықтарындағы элементтердің орташа мөлшері

2-суретте ICP-OES әдісімен анықталған байыту қалдықтарындағы негізгі элементтердің орташа мөлшері көрсетілген. Алюминий мен темірдің мөлшері сәйкесінше 3,45% және 2,14% деңгейінде екені анықталды, бұл алюмосиликатты матрицаға тән. Түсті металдардың концентрациясы айтарлықтай төмен: мыстың орташа мөлшері шамамен 0,32 %, ал мырыш – 0,77%. Салыстырмалы түрде төмен мөлдеріне қарамастан, бұл элементтерді өндіру тұрғысынан практикалық қызығушылық тудырады. 1-кестеде майдалау параметрлерінің процесс көрсеткіштеріне әсері келтірілген.

Кесте 1 – Ұнтақтау параметрлерінің процесс көрсеткіштеріне әсері

Параметр	Жағдай	D50, мкм	Энергия, кВт сағ/т	Өнімділік, кг/сағ
Уақыт	5-15 мин	57-135	7.5-26.9	136-442
Жүктелу	25-35%	57-135	7.5-26.9	136-442
В/Р	3:1-7:1	57-135	7.5-26.9	136-442

2-кесте ұнтақтау уақытының 5-тен 15 минутқа дейін артуы D_{50} көрсеткішінің 135-тен 57 мкм-ге дейін төмендеуіне әкелетінін көрсетеді. Сонымен қатар, меншікті энергия шығыны 7,5-тен 26,9 кВт·сағ/т дейін артады, ал өнімділік 442-ден 136 кг/сағ дейін төмендейді. Жүктемені 35 %-ға дейін арттыру өнімділікті 442 кг/сағ дейін көбейтеді және энергия шығынын 7,5 кВт·сағ/т дейін төмендетеді, алайда бөлшектердің іріленуімен (135 мкм дейін) қатар жүреді. В/Р қатынасын 7:1 дейін арттыру неғұрлым ұсақ ұнтақтауды (57-111 мкм) қамтамасыз етеді, бірақ энергия тұтынудың өсуіне (26,9 кВт·сағ/т дейін) алып келеді. Ұнтақтау кезеңінен кейін барлық үлгілер бөлшектердің өлшемі сілтілеу процестерінің кинетикасына әсерін болдырмау және тар фракциялар алу мақсатында ірілігі бойынша жіктелді. Биологиялық шаймалау үшін <40 мкм фракциясы оңтайлы екені анықталды, өйткені ол өзара әрекеттесу бетінің дамуы есебінен металдарды максималды дәрежеде алуды қамтамасыз етеді.

Өнеркәсіптік қалдықтарды микрофлюидтік әдіспен бөлу

Микрофлюидтік жүйелер реагенттер мен энергия шығынын барынша азайта отырып, бөлшектерді жоғары дәлдікпен бөлуге мүмкіндік береді, бұл оларды техногендік және минералдық суспензияларды өңдеуде тиімді құрал етеді [13-16]. Бұл жүйелер дара фракцияларды бөліп алуға, бөлшектердің өлшемі мен тығыздығы бойынша таралуын бақылауға, сондай-ақ аналитикалық тұрғыдан таза үлгілер алуға мүмкіндік береді. Аталған тәсіл әсіресе ұсақ дисперсті материалдар (күл қалдықтары, шламдар, катализаторлар, «қара

масса») үшін өзекті, себебі дәстүрлі әдістер бұл жағдайда көп еңбек талап етеді және тиімділігі төмен болады.

Мыс кендерін байыту қалдықтарын бөлу үшін микроканалдық реактор әзірленді – шыны пластиналар мен қалыңдығы 150-200 мкм желімдік қабықша негізінде жасалған сэндвич-түріндегі микрофлюидтік ұяшық. Құрылғы арналар жүйесінен тұрады (3 кіріс, фокустау аймағы, 3 шығыс). Реактор ішінде бөлшектер ламинарлық ағын және арна геометриясының әсерінен таралады. Ағынды фокустау бүйірлік ағындар есебінен жүзеге асырылады, ал бөлшектердің бөлінуі инерциялық және гидродинамикалық әсерлер нәтижесінде жүреді, бұл олардың арна ені бойынша таралуына және кейін жеке шығыс арналары арқылы шығарылуына мүмкіндік береді.

Кесте 3 – Бөлу өнімдерінің салыстырмалы сипаттамалары

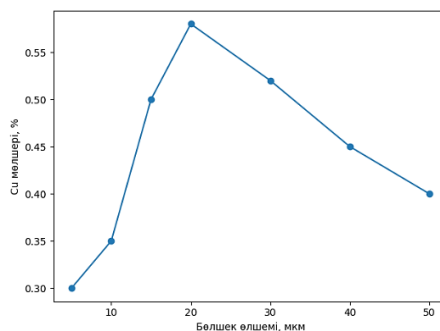
Параметр	Бастапқы материал	Орталық ағын	Бүйірлік ағын
Си құрамы, %	0,28	0,52-0,58	0,12-0,18
Си экстракциясы, %	-	70-75	25-30
Өнімнің өнімділігі, %	100	40-42	58-60
Бөлшектердің өлшемі, мкм	5-50	15-30	<15 және >30

3 кестеде келтірілген деректер микрофлюидтік бөлу кезінде пайда болған орталық және бүйірлік ағындар арасындағы негізгі айырмашылықтарды көрсетеді. Орталық өнімдегі мыс мөлшері 0,39-0,52% аралығында жоғары болатыны анықталды, ал бүйірлік ағындағы Си концентрациясы едәуір төмен және 0,11-0,23% құрайды. Орташа мәндер (тиісінше ~0,45% және ~0,18 %) ағындар арасында металдың таралуында тұрақты градиенттің бар екенін дәлелдейді.

Анықталған айырмашылықтар бөлудің физика-гидродинамикалық механизмдерімен түсіндіріледі. Орталық ағын негізінен мыс құрамды, тығыздығы жоғары және ірі бөлшектермен байытылған, олар инерциялық күштердің әсерінен арнаның осьтік аймағында шоғырланады. Ал бүйірлік ағын тұрақтандырушы ағындардың әсерімен шығарылатын жеңіл және ұсақдисперсті силикатты матрицамен сипатталады.

Осылайша, кесте микрофлюидтік бөлудің жоғары селективтілігін көрсетеді, бұл бөлшектерді олардың физикалық сипаттамалары бойынша кеңістіктік тұрғыдан бөлуге және мыс құрамды фракцияны орталық өнімде тиімді шоғырландыруға мүмкіндік береді.

Тәжірибе нәтижелері микрофлюидті бөлу қалдық бөлшектерінің мөлшері мен тығыздығы бойынша селективті таралуын тиімді түрде қамтамасыз ететінін көрсетті. Бөлшектердегі мыс мөлшерінің олардың ірілігіне едәуір тәуелді екені және 15–30 мкм аралығында айқын максимумға ие болатыны анықталды. Бұл 3-суретте көрсетілген графикалық тәуелділікпен расталады: бөлшек өлшемі аталған диапазонға дейін артқан сайын Си концентрациясы өседі, одан кейін оның мәні төмендейді.



Сурет 3 – Микрофлюидтік бөліну кезінде бөлшек өлшеміне байланысты Си мөлшерінің тәуелділігі

3-суретте мыс мөлшерінің бөлшек өлшемі артқан сайын өсіп, 15-30 мкм аралығында максимумға жететіні, одан кейін біртіндеп төмендейтіні көрсетілген. Мұндай тәуелділік мыс негізінен орташа өлшемді бөлшектерде шоғырланатынын дәлелдейді. Ал ұсақ фракциялар дисперсті табиғатына байланысты металдың төмен мөлшерімен сипатталады, ал ірі бөлшектерде бұл силикатты матрицаның болуына байланысты байқалады.

Бұл әсер материалдың минералогиялық ерекшеліктерімен түсіндіріледі: мыс негізінен орташа өлшемді бөлшектерде шоғырланған, ал ұсақ фракциялар силикатты матрицаның үлесінің жоғары болуымен және сәйкесінше металдың төмен мөлшерімен сипатталады. Ірі бөлшектер өз кезегінде бос жыныс қосындылары бар агрегаттар болып табылады, бұл да Cu концентрациясының төмендеуіне әкеледі.

Бөлу механизмі микроканалдағы ламинарлық ағын жағдайларымен анықталады, мұнда инерциялық және гидродинамикалық күштердің әсерінен әртүрлі физикалық сипаттамалары бар бөлшектер ағын бойында әртүрлі позицияларды алады. Бүйірлік ағындарды пайдалану суспензияның шоғырлануын қамтамасыз етеді, ал кейінгі арна тармақталуы байытылған және сарқылған фракцияларды бөлуге мүмкіндік береді.

Осылайша, микрофлюидтік технология мыстың дара бөлшектер өлшемі диапазонында тиімді концентрациялауға мүмкіндік береді. Ол аналитикалық таза фракциялардың өндірілуін қамтамасыз етеді және кейінгі өңдеуге жіберілетін материал көлемін азайтуға көмектеседі.

Өнеркәсіптік қалдықтарды биологиялық шаймалау

Балқаш байыту фабрикасынан алынған биосілтемелеу қалдықтарының эксперименттік зерттеулері металл алу тиімділігі процестің параметрлерінің үйлесіміне айтарлықтай байланысты екенін көрсетті. 24 тәжірибенің нәтижелері бойынша мыс алу жылдамдығы 38-63%, мырыш 34-58% және темір 19-43% аралығында болды.

Балқаш байыту фабрикасының қалдықтарын биологиялық шаймалау бойынша жүргізілген тәжірибелік зерттеулер нәтижесінде металдарды алу тиімділігі процестің технологиялық параметрлерінің жиынтығына айтарлықтай тәуелді екенін көрсетті. 4-кестеде мысты бөліп алу дәрежесінің жүргізілген 24 тәжірибесінің орташа диапазоны көрсетілген. нәтижелері бойынша мыс алу дәрежесі 38-63%, мырыш – 34-58%, ал темір – 19-43% аралығында өзгеретіні анықталды.

Кесте 4 – Процесс жағдайларына байланысты биосілтеме тиімділігі

Металл	Орташа экстракция диапазоны, %	Процесс сипаттамалары
Cu	38-63	Аэрация жеткіліксіз, pH $\geq$ 2.0
Zn	34-58	Орташа процесс жағдайлары
Fe	19-43	Оңтайлы параметрлер (pH 1,8–1,9, T $\approx$ 32 °C)

24 тәжірибе нәтижелері бойынша мысты бөліп алу дәрежесі 38-63%, мырыш – 34-58%, ал темір – 19-43% аралығында өзгеретіні анықталды. Тәжірибелік деректерді талдау (4-кесте) металды қалпына келтірудің жоғарылауына pH мәнін 1,8-ге дейін төмендету, температураны 32°C-қа дейін көтеру және аэрацияны және инокулят үлесін (7-10%) арттыру арқылы қол жеткізілетінін көрсетеді. Бұл ацидофильді микроорганизмдердің белсенділігіне байланысты: *Acidithiobacillus ferrooxidans* Fe^{2+} -ны Fe^{3+} -ға дейін тотықтырады, ол сульфидті минералдардың негізгі тотықтырғышы ретінде әрекет етеді және Cu мен Zn-нің еруін қамтамасыз етеді.

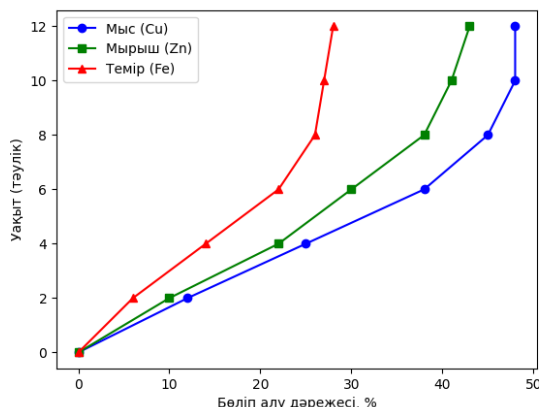
Сонымен қатар, *A. thiooxidans* күкіртті күкірт қышқылына дейін тотықтырады, pH төмен деңгейін сақтайды және бөлшектер бетінің пассивтенуіне жол бермейді. Температура мен аэрацияның жоғарылауы Fe^{2+}/Fe^{3+} жүйесіндегі тотығу-тотықсыздану процестерін жеделдетеді, бұл Eh жоғарылауына және шаймалаудың күшеюіне әкеледі.

Пульпа тығыздығы екіжақты әсер етеді: 12-15 % кезінде металдардың қолжетімділігі артады, алайда массаалмасу нашарлайды. Ең жоғары бөліп алу көрсеткіштері (Cu – 63%, Zn – 58%, Fe – 43%) биологиялық белсенділігі жоғары жағдайларда, әсіресе № 16 тәжірибеде айқын байқалды.

Керісінше, жұмсақ жағдайларда (pH $\geq$ 2,0, температура $\leq$ 28-29 °C, аэрация төмен және инокулюм 5 %) процестің тиімділігі айтарлықтай төмендейді: Cu алу 38-45 %-дан аспайды, Zn – 34-40%, Fe – 19-25%. Бұл ортаның қышқылдығы мен биологиялық тотығу қарқындылығының шешуші рөл атқаратынын көрсетеді.

Процестің тиімділігіне технологиялық параметрлердің әсерін талдау үшін базалық ретінде барлық өзгермелі факторлардың орташа мәндерімен сипатталатын № 5 тәжірибе таңдалды (пульпа тығыздығы 12%, pH = 1,9, температура 30 °C, ауа шығыны 0,7 л/мин, инокулюм 7 %). Бұл режим биологиялық шаймалау үдерісінің типтік жағдайларын көрсетеді және репрезентативті деп қарастырылуы мүмкін, өйткені алынған Cu, Zn және Fe шығару мәндері тәжірибелер сериясы бойынша орташа көрсеткіштерге жақын.

Процесті күшейтудің әсерін бағалау үшін бастапқы режим (№ 5 жұмыс) мен мәжбүрлі режим (№ 16 жұмыс) арасында салыстыру жүргізілді, бұл микробтық белсенділік үшін қолайлы жағдайларды ұсынады. Осы жағдайларда металл алудың салыстырмалы талдауы тиісті диаграммада айқын көрсетілгендей, биологиялық шаймалау тиімділігінің артуына негізгі параметрлердің (рН, температура, аэрация және инокулят концентрациясы) қосқан үлесін көрсетеді. 4-суретте биологиялық шаймалау кезінде (№5 жұмыс) ерітіндіде уақыт өте келе Cu, Zn және Fe жиналуы көрсетілген. Биологиялық шаймалау (№5 тәжірибе) Тәжірибелер әртүрлі негізгі процесс параметрлерімен жүргізілді: пульпа тығыздығы (10-15%), рН (1,8-2,0), температура (28-32°C) және ауа ағыны (0,5-1,0 л/мин). Инокулят фракциясы 5-10% құрады, ал эксперименттер 10-14 күнге созылды. Таңдалған жағдайлар әртүрлі режимдерді қамтиды, бұл бізге процесс факторларының металл алу тиімділігіне әсерін бағалауға мүмкіндік береді.



Сурет 4 – Уақытқа бөліп алу дәрежесінің тәуелділік графигі

Fe^{2+} және күкірт құрамдас қосылыстардың микробиологиялық тотығуының белсенді фазасынан туындаған Cu, Zn және Fe концентрацияларының тез артуы тіркеледі, содан кейін минералданған матрицаның бұзылуы орын алады. 10 күннен кейін Cu концентрациясы ≈ 155 мг/л деңгейінде тұрақтанады, бұл оңай еритін фазалардың сарқылуын және диффузиямен шектелген режимге өтуді көрсетеді. Cu-тан айырмашылығы, Zn және Fe концентрациялары тәжірибе аяқталғанға дейін (сәйкесінше 376,7 және 705,6 мг/л дейін) артады, бірақ жинақталу жылдамдығы айтарлықтай төмендейді.

5-кестеде әртүрлі биологиялық шаймалау режимдерінде (№ 5 және № 16 тәжірибелер) Cu, Zn және Fe экстракциялау дәрежесінің салыстырмалы көрсеткіштері көрсетілген.

Кесте 5 – Әртүрлі биологиялық шаймалау режимдері кезінде металдарды алудың салыстырмалы тиімділігі

Металл	№ 5 тәжірибе (негізгі режим), %	№ 16 тәжірибе (қарқынды режим), %
Cu	48	63
Zn	43	58
Fe	28	43

Орташа жағдайлардан (№ 5 тәжірибе) күшейтілген жағдайларға (№ 16 тәжірибе) ауысу зерттелген барлық металдардың экстракция жылдамдығының артуымен қатар жүрді. Cu үшін жылдамдық 48-ден 63%-ға дейін, Zn үшін 43-тен 58%-ға дейін және Fe үшін 28-ден 43%-ға дейін өсті. Бұл байқалған әсер ортаның тотығу-тотықсыздану потенциалының артуына және температураның, аэрация қарқындылығының және инокулят фракциясының жоғарылауымен микробиологиялық тотығу процестерінің жеделдеуіне байланысты.

Биологиялық шаймалау кезінде Cu және Zn-нің қалпына келуі олардың минералогиялық формасымен және еру механизмдерімен анықталады. Мыс негізінен сульфидті фазаларда болады, оның еруі Fe^{3+} қатысатын тотығу механизмімен басқарылады, бұл жоғары Eh және ацидофильді микроорганизмдердің жоғары белсенділігін қажет етеді. Сондықтан Cu-ның қалпына келуі температураға, рН-ға, аэрацияға және инокулят концентрациясына сезімтал.

Ал мырыш, керісінше, негізінен мобильді формалардың қышқылдық еруі арқылы сілтісізденеді және тотығу потенциалына аз тәуелді. Оның қалпына келуі төмен рН деңгейін сақтау арқылы анықталады және рН жоғарылауымен және пульпа тығыздығы артуымен ықтимал тұнбамен шектеледі. Оңтайлы жағдайларда мысты қалпына келтіру 60-63%-ға дейін және мырышты қалпына келтіру 55-58%-ға дейін жетеді.

Темір ерітіндіге Fe^{2+} -ден Fe^{3+} -ге микробтық тотығу арқылы да енеді, бірақ нысана компоненті емес. Оның артық жиналуы жағымсыз, себебі ол беттік пассивацияны тудыруы және түсті металдардың бөлінуін нашарлатуы мүмкін. Fe ең жоғары мөндері ($\approx 40\text{-}43\%$) күшейтілген жағдайларда байқалады, ал жұмсақ жағдайларда оның концентрациясы төмен, бұл технологиялық тұрғыдан тиімдірек.

Алынған нәтижелер Балқаш байыту фабрикасының қалдықтары үшін биологиялық шаймалау процесінің негізгі технологиялық параметрлерге жоғары сезімталдығын көрсетеді. Оңтайлы жағдайларда (рН 1,8-1,9; температура 31-32°C; аэрация 0,9-1,0 л/мин; инокулят 8-10%; пульпа тығыздығы 12-15%), максималды экстракция жылдамдығына қол жеткізіледі: Cu – 60-63%, Zn – 55-58%, Fe – 40-43%. Жұмсақ жағдайларға ауысқанда (рН $\geq 2,0$; температура $\leq 29^\circ\text{C}$; аэрация мен инокуляттың шамамен 5% төмендеуі), процестің тиімділігі айтарлықтай төмендейді, ал қалпына келтіру Cu үшін 38-48%, Zn үшін 34-43% және Fe үшін 19-28% құрайды.

Қорытынды

Жүргізілген зерттеулер нәтижесінде Балқаш байыту зауытының байыту қалдықтары, олардың құрамындағы Cu $\approx 0,3\%$, Zn $\approx 0,7\%$ және күрделі минералогияға қарамастан, түсті металдарды өндірудің перспективалы нысаны болып табылатыны анықталды.

Өңдеу тиімділігі шикізатты дайындау кезеңіне айтарлықтай байланысты екені көрсетілген. Ұнтақтау параметрлерін оңтайландыру бөлшектердің өлшемін 57 микронға дейін азайтуға мүмкіндік береді, бұл реактивті беттік ауданды арттырады және шаймалау процестерін күшейтеді.

Микрофлюидті бөлу бөлшектердің селективті таралуын және орталық ағындағы мыс концентрациясын 0,52-0,58%-ға дейін, қалпына келтіруді 70-75%-ға дейін қамтамасыз ететіні анықталды. Биологиялық шаймалау процесс параметрлеріне жоғары сезімталдық көрсетті: оңтайлы жағдайларда мысты қалпына келтіру 60-63%, мырышты 55-58% және темірді 40-43% деңгейінде жүзеге асырылды.

Осылайша, ұсынылған тәсілдер, микрофлюидтік бөлу және биологиялық шаймалау, металды бөліп алудың тиімділігін арттырады және қоршаған ортаға түсетін ауыртпалықты азайта отырып, жасанды қалдықтарды өңдеу үшін ұсынылуы мүмкін.

Әдебиеттер тізімі

1. Lottermoser B.G. Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts / B.G. Lottermoser // Springer, Berlin. – 2010. <https://doi.org/10.1007/978-3-642-12419-8>
2. A review of circular economy strategies for mine tailings / K. Paivi et al // Cleaner Engineering and Technology. – 2022. – № 8. – P. 100499. <https://doi.org/10.1016/j.clet.2022.100499>.
3. Cacciuttolo C. Socio-Environmental Risks Linked with Mine Tailings Chemical Composition: Promoting Responsible and Safe Mine Tailings Management Considering Copper and Gold Mining Experiences from Chile and Peru / C. Cacciuttolo, D. Cano, M. Custodio // Toxics. – 2023. – № 11(5). – P. 462. <https://doi.org/10.3390/toxics11050462>.
4. Peeyush P. A scientometrics study of advancing sustainable metal recovery from e-waste: processes, challenges, and future directions / P. Peeyush, K. Sushil, Meher Wan // RSC Sustainability. – 2025. – № 3. – P. 2434-2454. <https://doi.org/10.1039/d5su00049a>.
5. Unveiling the Bioleaching Versatility of Acidithiobacillus ferrooxidans / L. Tonietti et al // Microorganisms. – 2024. – № 12(12). – P. 2407. <https://doi.org/10.3390/microorganisms12122407>.
6. Johnson D.B. Biomining-biotechnologies for extracting and recovering metals from ores and waste materials / D.B. Johnson // Current Opinion in Biotechnology. – 2014. – P. 24-31. <https://doi.org/10.1016/j.copbio.2014.04.008>.
7. Current scenario of chalcopyrite bioleaching: A review on the recent advances to its heap-leach technology / S. Panda et al // Bioresource Technology Reports. – 2015. <https://doi.org/10.1016/j.biortech.2015.08.064>.
8. Bioleaching Modeling – A Review / M. Saldaña et al // Materials. – 2023. – № 16. – P. 3812. <https://doi.org/10.3390/ma16103812>.

9. Recovery of Secondary Metals and Concrete Modification from Recycled PC Electronic Waste / N. Kulenova et al // Recycling. – 2026. – № 11. – P. 39. <https://doi.org/10.3390/recycling11020039>.
10. Environmental Impact Variability of Copper Tailing Dumps in Fushe Arrez (Northern Albania): The Role of Pyrite Separation during Flotation / G. Grieco et al // Sustainability. – 2021. – № 13. – P. 9643. <https://doi.org/10.3390/su13179643>.
11. Gümüşsoy A. Economic potential and environmental impact of metal recovery from copper slag flotation tailings / A. Gümüşsoy, M. Başığit, E.U. Kart // Resources Policy. – 2023. – T. 80. – P. 103232. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.103232>.
12. The Challenges and Prospects of Recovering Fine Copper Sulfides from Tailings Using Different Flotation Techniques: A Review / M. Bilal et al // Minerals. – 2022. – № 12. – P. 586. <https://doi.org/10.3390/min12050586>.
13. Song W. Mine-on-a-chip: megascale opportunities for microfluidics in critical materials and minerals recovery / W. Song // Lab on a Chip. – 2025. – T. 25, № 18. – P. 4461-4472. <https://doi.org/10.1039/D5LC00387C>.
14. Critical elements: opportunities for microfluidic processing and potential for ESG-powered mining investments / T.N.Q. Le et al // Green Chemistry. – 2022. – T. 24, № 23. – P. 8879-8898. <https://doi.org/10.1039/D2GC02214A>.
15. Size-based separation of fine mineral particles using inertial microfluidics: A case of jarosite and anglesite / X. Liu et al // Chemical Engineering Journal. – 2024. – T. 500. – P. 157509. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2024.157509>.
16. Production of high purity silica by microfluidic-inclusion fracture using microwave pre-treatment / A.J. Buttress et al // Minerals Engineering. – 2019. – T. 131. – P. 407-419. https://ui.adsabs.harvard.edu/link_gateway/2019MiEng.131..407B/doi:10.1016/j.mineng.2018.11.025.

Қаржыландыру

Жұмыс BR28712667 «Қоршаған ортаға әсерді азайту және тиімділікті арттыру үшін тау-кен металлургия өнеркәсібінің өндірістік қалдықтарын өңдеудің инновациялық технологияларын дамыту» жоба аясында орындалды.

Р.Н. Ажигулова^{1,2}, Б.Х. Мусабаева³, А.К. Жусупова^{1,2}, А. Темирова¹, А. Абылайхан^{1,2*}

¹Институт проблем горения,

Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Богенбай батыра, 172

²Казахский национальный университет имени аль-Фараби,
050040, Республика Казахстан, Алматы, пр. Аль-Фараби, 71

³Международный университет Астана,

Республика Казахстан, г. Астана, проспект Кабанбай батыра, 8

*e-mail: akerkeabylaikhan2@gmail.com

ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА МЕТОДОМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В работе рассмотрены техногенные отходы горно-металлургического комплекса Республики Казахстан как перспективный вторичный источник цветных и редких металлов. Объектом исследования являлись хвосты обогащения медных руд Балхашской обогатительной фабрики (ОФ), характеризующиеся силикатной матрицей ($Si \approx 36\%$) и наличием остаточных количеств Cu ($\approx 0,32\%$) и Zn ($\approx 0,77\%$). Проведён комплексный анализ их химического, гранулометрического и физико-химического состава с использованием метода ICP-OES. Изучены процессы подготовки сырья, дробление, измельчение и классификацию, а также выполнена оптимизация режимов измельчения. Показано, что уменьшение размера частиц до <40 мкм является критическим фактором повышения эффективности выщелачивания. Предложена интегрированная технология переработки, включающая микрофлюидное разделение и биовыщелачивание. Установлено, что микрофлюидное разделение обеспечивает селективное концентрирование меди до $0,52-0,58\%$ в целевой фракции при извлечении $70-75\%$. Биовыщелачивание при оптимальных условиях ($pH\ 1,8-1,9$; $T \approx 31-32\ ^\circ C$) обеспечивает извлечение Cu до $60-63\%$, Zn – до $55-58\%$. Полученные результаты подтверждают перспективность применения процесса биовыщелачивания для комплексной переработки техногенных отходов и снижения их экологической нагрузки.

Ключевые слова: техногенные отходы, биовыщелачивание, измельчение, микрофлюидное разделение, металлы.

R.N. Azhigulova^{1,2}, B.X. Musabayeva³, A.K. Zhusupova^{1,2}, A. Temirova¹, A. Abylaikhan^{1,2*}

¹Institute of Combustion Problems,
Republic of Kazakhstan, Almaty, Bogenbai Batyr St., 172

²Al-Farabi Kazakh National University,
050040, Republic of Kazakhstan, Almaty, Al-Farabi, 71

³Astana International University,
Republic of Kazakhstan, Astana, Kabanbai Batyr, 8

*e-mail: akerkeabylaikhan2@gmail.com

PROCESSING OF TECHNOGENIC WASTE FROM THE MINING AND METALLURGICAL COMPLEX BY BIOLEACHING

The study considers technogenic waste from the mining and metallurgical complex of the Republic of Kazakhstan as a promising secondary source of non-ferrous and rare metals. The object of investigation was copper ore tailings from the Balkhash Concentration Plant, characterized by a silicate matrix (Si ≈ 36%) and the presence of residual amounts of Cu (≈0.32%) and Zn (≈0.77%). A comprehensive analysis of their chemical, granulometric, and physicochemical composition was carried out using the ICP-OES method. The processes of raw material preparation, including crushing, grinding, and classification, were studied, and the grinding conditions were optimized. It was shown that reducing the particle size to <40 μm is a critical factor for enhancing leaching efficiency. An integrated processing technology combining microfluidic separation and bioleaching is proposed. It was established that microfluidic separation provides selective concentration of copper up to 0.52-0.58% in the target fraction with a recovery of 70-75%. Bioleaching under optimal conditions (pH 1.8-1.9; T ≈ 31-32 °C) ensures copper recovery up to 60-63% and zinc recovery up to 55-58%. The obtained results confirm the potential of bioleaching for the integrated processing of technogenic waste and the reduction of its environmental impact.

Key words: technogenic waste, bioleaching, grinding, microfluidic separation, metals.

Авторлар туралы мәліметтер

Рыскуль Ниниловна Ажигулова – х.ғ.к., Әл-Фараби атындағы ҚазҰУ физикалық химия, катализ және мұнайхимия кафедрасының аға оқытушысы; e-mail: azhigulova.ryskul@kaznu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-4498-8439>.

Бинур Хабасовна Мусабаева – х.ғ.к., профессор, Астана Халықаралық университеті, e-mail: mussabayevabinur@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-2209-1209>.

Айсулу Каиргельдиновна Жусупова – х.ғ.к., физикалық химия, катализ және мұнайхимия кафедрасының қауымдастырылған профессоры; e-mail: Zh.aisulu@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-3012-0145>.

Айман Темирова – PhD, Жану проблемалары институты жетекші ғылыми қызметкері; e-mail: aika179@mail.ru.

Акерке Абылайхан* – х.ғ.к., Әл-Фараби атындағы ҚазҰУ Жаңа химиялық технологиялар мен материалдар ғылыми-зерттеу институты жетекші ғылыми қызметкері; e-mail: akerkeabylaikhan2@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1489-9603>.

Сведения об авторах

Рыскуль Ниниловна Ажигулова – к.х.н., старший преподаватель кафедры физической химии, катализа и нефтехимии КазНУ им. аль-Фараби; e-mail: azhigulova.ryskul@kaznu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-4498-8439>.

Бинур Хабасовна Мусабаева – к.х.н., профессор, Международный университет Астана; e-mail: mussabayevabinur@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-2209-1209>.

Айсулу Каиргельдиновна Жусупова – х.ғ.к., физикалық химия, катализ және мұнайхимия кафедрасының қауымдастырылған профессоры; e-mail: Zh.aisulu@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-3012-0145>.

Айман Темирова – PhD, Жану проблемалары институты жетекші ғылыми қызметкері; e-mail: aika179@mail.ru.

Акерке Абылайхан* – к.х.н., ведущий научный сотрудник научно-исследовательского института новых химических технологий и материалов КазНУ им. аль-Фараби; e-mail: akerkeabylaikhan2@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1489-9603>.

Information about the authors

Ryskul Azhigulova – PhD, Senior Lecturer at the Department of Physical Chemistry, Catalysis and Petrochemistry, Al-Farabi Kazakh National University; e-mail: azhigulova.ryskul@kaznu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-4498-8439>.

Binur Mussabayeva – PhD, Professor, Astana International University; e-mail: mussabayevabinur@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-2209-1209>.

Aisulu Zhussupova – PhD, Associate Professor at the Department of Physical Chemistry, Catalysis and Petrochemistry, Al-Farabi Kazakh National University; e-mail: Zh.aisulu@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-3012-0145>.

Aiman Temirova – PhD, Leading Researcher at Institute of Combustion Problems; e-mail: aika179@mail.ru.

Akerke Abylaykhan* – PhD, Leading Researcher at Scientific Research Institute for New Chemical Technologies and Materials at Al-Farabi KazNU; e-mail: akerkeabylaykhan2@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1489-9603>.

Редакцияға енуі 02.04.2026

Өңдеуден кейін түсуі 30.04.2026

Жариялауға қабылданды 04.05.2026

[https://doi.org/10.53360/2788-7995-2026-2\(22\)-73](https://doi.org/10.53360/2788-7995-2026-2(22)-73)



MPHTI: 61.53.19, 61.45.31, 87.15.09

А.Н. Сабитова, Ж.Ш. Шарипхан, Б.Б. Баяхметова, Ә.Қ. Қабылқақов, Н.Н. Нургалиев*

Шәкәрім университет,
071412, Республика Казахстан, Семей, ул.Глинки, 20

*e-mail: n.nurgaliyev@shakarim.kz

РАЗРАБОТКА МЕТОДА ОЧИСТКИ И УТИЛИЗАЦИИ ОТРАБОТАННЫХ МОТОРНЫХ МАСЕЛ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕНТОНИТОВЫХ СОРБЕНТОВ

Аннотация: В работе рассмотрены современные подходы к регенерации масел, включая физические, химические и сорбционные методы, и обоснован выбор адсорбционной очистки как экологически безопасной и технологически простой альтернативы. Разработан эффективный метод очистки и утилизации отработанных моторных масел с использованием природных и модифицированных бентонитовых сорбентов. Объектами исследования являлись отработанное моторное масло KIXX 10W-40, бентониты П1Т1А и «13 горизонт», а также их модифицированные формы, полученные методами кислотной и перекисной активации. Экспериментальные исследования проводились с применением вакуумной маслоочистительной установки и сорбционной фильтрации. Для оценки эффективности очистки использованы методы FTIR-спектроскопии, термогравиметрического анализа (TGA) и ICP-MS. Результаты показали значительное снижение содержания воды, продуктов окисления, серосодержащих соединений и металлических примесей. Наибольшая эффективность достигнута при использовании модифицированного бентонита П1Т1А, обеспечивающего максимальное снижение концентрации загрязнений. Установлено, что модификация повышает удельную поверхность и сорбционную ёмкость, что способствует более эффективному протеканию процессов адсорбции. Предложенный метод отличается простотой реализации, экономичностью и возможностью масштабирования. Он не образует вторичных токсичных отходов и пригоден для промышленного внедрения, обеспечивая снижение экологической нагрузки.

Ключевые слова: отработанные моторные масла, бентонитовые сорбенты, сорбционная очистка, регенерация масел, модифицированные глины, вакуумная дегазация, экологическая безопасность.

Введение

Проведён анализ современных направлений в области очистки и утилизации отработанных моторных масел, а также обоснован выбор эффективного метода регенерации

©А.Н. Сабитова, Ж.Ш. Шарипхан, Б.Б. Баяхметова, Ә.Қ. Қабылқақов, Н.Н. Нургалиев, 2026