

Information about the authors

Saltanat Tleuova – Candidate of Technical Sciences, Associate Professor of the Department "Technology of Inorganic and Petrochemical Industries" of M. Auezov South Kazakhstan University, Shymkent, Republic of Kazakhstan, e-mail: saltanat.talipovna52@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-4764-3500>.

Alibek Tleuov – Doctor of Technical Sciences, Professor of the Department «Technology of Inorganic and Petrochemical Industries» of M. Auezov South Kazakhstan University, Shymkent, Republic of Kazakhstan; e-mail: tleuov@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-8534-9807>.

Dana Pazylova* – PhD Doctor, Senior lecturer of the Department «Physics» of M. Auezov South Kazakhstan University, Shymkent, Republic of Kazakhstan; e-mail: danapazyl@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-7183-3411>.

Nurila Sagindikova – lecturer of the Department «Technology of Inorganic and Petrochemical Industries» of M. Auezov South Kazakhstan University, Shymkent, Republic of Kazakhstan; e-mail: kafedra_xtnv2016@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0009-0009-3136-680X>.

Zhunisebek Turishbekov – doctoral student of the Department «Technology of Inorganic and Petrochemical Industries» of M. Auezov South Kazakhstan University, Shymkent, Republic of Kazakhstan; e-mail: turishbekov@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0009-0003-7240-2404>.

Поступила в редакцию 04.04.2024

Поступила после доработки 18.04.2024

Принята к публикации 19.04.2024

DOI: 10.53360/2788-7995-2024-2(14)-67



МРНТИ: 31.15. 25

Қ. Амантайұлы¹, Е. Сайлауханұлы², Н.Н. Нурғалиев³, С. Азат², Қ. Тоштай^{1*}

¹Әл-Фараби атындағы Қазақ Ұлттық Университеті,
050038, Қазақстан Республикасы, Алматы қ., аль-Фараби д.71

²Satbayev University,
050013, Қазақстан Республикасы, Алматы қ., Сатпаев к. 22

³Семей қаласының Шәкәрім атындағы университеті,
071412, Қазақстан Республикасы, Семей қ., Глинки көшесі, 20

*e-mail: kainaubek.toshtay@kaznu.kz

ЕКІНШІЛІК МЫРЫШ КЕНДЕРІНІҢ ҚҰРАМЫНАН (ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯЛЫҚ) ШАЙМАЛАУ ӘДІСІ АРҚЫЛЫ МЫРЫШ, ҚОРҒАСЫН, МЫС ЖӘНЕ КАДМИЙДІ БӨЛІП АЛУ

Аңдатпа: Түсті металл өндірушілердің қалдық шикізатты қайта кәдеге жаратуы жыл санап тұрақты түрде өсуде. Қалдық материалдардың құрамында әртүрлі ауыр металдардың зиянды қоспалары кездеседі, осы қоспалар қоршаған ортаға өте үлкен зиян тигізіуде. Бұл жұмыста Мырыш балқыту қожының құрамынан мырыш пен мысты және қосымша қорғасын, кадмийді гидрометаллургиялық тәсілмен алу барысы зертханалық масштабта зерттелді. Мырыш балқыту қожының құрамынан металдарды алу үшін (гидрометаллургиялық) шаймалау әдісі қарастырылды. Шаймалау әдісінің тиімділігін зерттеу үшін ерітіндінің концентрациясы, температурасы және қатты/сұйық фаза қатынасы сияқты параметрлер қарастырылды. Шаймалау сұйықтығы ретінде (NH₄Cl) аммоний хлоридінің сулы ерітіндісі қолданылды. Бұл процесс үшін оптимальді шарттар ретінде 80°С температура, 5М NH₄Cl ерітіндісі, шаймалау процесінің ұзақтығы (2сағ), араластыру жылдамдығы 300 айн/мин және сұйықтық/қатты қатынасы 1:25 аңқталды. Осы параметрлер шаймалау агентінің жоғары селективтілігін расталды және максималды тиімділікті көрсетті. Тәжірибе жүзінде алынған ерітіндіде ең жоғары Zn және Cu шығымдары сәйкесінше 93,2% және 67%-ды құрады. Сонымен қатар Pb мен Cd шығымы 80% және 55% құрады. Бұл нәтижелер әр түрлі металдарды бір мезгілде шайып алудың тиімділігін арттыру үшін аммоний хлоридінің концентрациясын және шаймалау параметрлерін оптимизациялаудың маңыздылығын дәлелдейді. Аммоний хлоридінің жоғары селективтілігі мен тиімділігі, оның әртүрлі металдарды алудағы

потенциалын арттырады және қоршаған ортаға зиянды әсерін азайтады, бұл қалдық материалдарды қайта өңдеу әдістерін дамытуда жаңа мүмкіндіктер ашады.

Түйін сөздер: мыс, мырыш, қорғасын, кадмий, металл, өнеркәсіп қалдықтары, гидрометаллургиялық өңдеу.

1. Кіріспе

Бос жыныстарды және минералды қалдықтарды кеніш алаңдарында және оған жақын жерде сақтау ұзақ мерзімді инженерлік, экологиялық проблема болып табылады. Кейде шахталық қалдықтарды сақтау үшін пайдаланылатын жүйенің істен шығуы салдарынан қоршаған ортаның апатты ластануы орын алды [1]. Компаниялар жыл сайын құрамында 10-25% Zn, 3% Pb және басқа да құнды элементтерден тұратын тонна-тонна шлактарды шығаратындықтан, метал қорыту зауытының қождарын маңызды қосалқы ресурс деп санауға болады [2]. Мырыш балқыту шлактары қауіпті қатты қалдықтарға жатады. Мырыш балқыту қожын өндеудің дәстүрлі гидрометаллургиялық технологиясы мырыш алуға бағытталған, бірақ қосалқы металдарға айтарлықтай назар аударылмайды [3]. Шаңның құрамында мырыш, кадмий, қорғасын, хром және никель сияқты түсті металдардың айтарлықтай мөлшері бар, оларды қалпына келтіруге, қоршаған ортаға әсерді азайтуға болады [4]. Қарқынды индустрияландыру ауыр металдарға сұранысты арттыруда, бірақ жоғары сұрыпты кендердің қолжетімділігі азайып есесіне құрамында ауыр металдары бар улы элементтерден тұратын өнеркәсіптік қалдықтардың пайда болуына әкелді. Бұл қалдықтарды дұрыс кәдеге жаратпау аумақтардың ластануына ықпал етіп, күрделі экологиялық проблемаларды тудырады. Кейбір металдардың биологиялық жартылай ыдырауы ұзақ және канцерогенді болып табылады. Өнеркәсіпте өндірілетін негізгі қалдықтарға электронды сынықтар, медициналық қалдықтар, металл өңдеу өнеркәсібінің қалдықтары, пайдаланылған мұнай катализаторлары, батарея қалдықтары және күл. Бұл қатты қалдықтардың құрамында Au, Ag, Ni, Mo, Co, Cu, Zn және Cr сияқты ауыр металдар бар [5]. Түсті металл өндірушілердің қалдық шикізатты қайта кәдеге жаратуы жыл санап тұрақты түрде өсуде. Қалдық материалдармен бірге өндіріс пештеріне міндетті түрде әртүрлі қоспалар енеді, олар материалдың химиялық құрамын, содан кейін операциялық өнімдер мен жанама өнімдердің физикалық және химиялық қасиеттерін айтарлықтай өзгерте алады. Мырыш өндеуден қалған қождардағы басым метал ретінде мырышты және Cd, Cu және Pb ды қарастыруға болады [6].

Аммоний хлоридімен шаймалау әдісі әдетте металл өңдеу қалдықтарынан мырыш пен мысты және басқа құрамдас металдарды алу үшін қолданылады. Аммоний хлоридімен шаймалау әдісі металл өңдеу қалдықтарының ерекше сипаттамаларына және қажетті экстракция тиімділігіне негізделген оңтайландыру мен түзетуді қажет етуі мүмкін екенін ескеру маңызды. Аммиакты шаймалау ерітінділері халькопиритті еріту үшін тиімді лиxiviant ретінде қарастырылды. Алайда, қышқылдық халькопириттің еруінің кең ауқымды зерттеулерімен салыстырғанда, аммиак ерітінділеріндегі халькопириттің еру механизмі қосымша түсінуді қажет етеді [7]. Аммоний хлориді ерітіндісіндегі гемиморфит $Zn_4Si_2O_7(OH)_2 \cdot H_2O$ сілтісіздендірудің егжей-тегжейлі кинетикасы қарастырылып. Араластыру жылдамдығының (150-350 айн/мин), сілтілеу температурасының (75-108 °C), гемиморфит бөлшектерінің мөлшерінің (45-150 м), аммоний хлоридінің концентрациясының (3,5-5,5 моль/л) мырыш алу жылдамдығына әсері зерттелген. Араластыру жылдамдығы жоғарылағанда мырыштың алыну жылдамдығы біршама өсті, бірақ шаймалау температурасы мен аммоний хлоридінің концентрациясын сатылап көтергенде металдың мөлшері күрт артты [8]. Тәжірибелерде параметр ретінде аммиак пен аммоний хлоридінің концентрациясы, кен бөлшектерінің мөлшері, қатты-сұйықтық қатынасы және температура таңдалды. Нәтижелер температура, аммиак концентрациясы және аммоний хлориді мыс оксиді кендерінің шаймалану жылдамдығына қолайлы әсер ететінін көрсетті. Дегенмен, шаймалау жылдамдығы бөлшектердің мөлшері мен қатты-сұйықтық қатынасының ұлғаюымен төмендейді [9]. Қажет болған жағдайда, жоғары таза мырыш пен мысты алу үшін қосымша тазарту қадамдарын қолдануға болады. Бұл қадамдарға еріткіш экстракциясы, электролиз немесе басқа тазарту процестері кіруі мүмкін. Сүзу сатысынан алынған шайма суда еріген мырыш пен мыс иондары бар. Бұл металдарды тазартып, бөліп алу үшін тұндыру, еріткішпен экстракциялау немесе

электрлі алу сияқты әртүрлі әдістерді қолдануға болады. Таңдалған арнайы әдіс сұйық фазаға ауысқан металдардың концентрациясы және соңғы өнімдердің құрамдық тазалығы сияқты факторларға байланысты болады. Құрамы әртүрлі шаймалау агенттері бар. Оларға NH_3 , $(\text{NH}_4)_3$, $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$, $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, NH_4Cl сияқты аммиакты шаймалау жүйесін қолданып домна пешінің шаңынан мырыштың алынуы зерттелген. Шаймалау процесінің өнімділігіне әсер етуі мүмкін келесі параметрлері қарастырылады: температура, реакция уақыты, араластыру жылдамдығы, қатты-сұйықтық қатынасы, аммиактың жалпы концентрациясы, аммиак/аммиак қатынасы [10]. Зерттеу барысында аммиактың жалпы концентрациясының, қатты-сұйықтық қатынасының, араластыру жылдамдығының және шаймалау температурасының мырыш экстракциясына әсерін зерттей отырып, әртүрлі аммиони тұздары негізіндегі шаймалау жүйесін пайдалана отырып, домна пешінің шаңынан мырыш алу зерттелген [11]. Күкірт қышқылын, темір және алюминий тұнбаларын, гидроксидтер және силикагельді пайдалана отырып, жез қожынан мырыш пен мысты шаймалау және металды бөліп алу процестері қарастырылып. Араласу жылдамдығы, шаймалау уақыты, қышқыл концентрациясы және температура сияқты факторлар зерттелген [12].

Бұл жұмыстың мақсаты кен қалдықтарын аммоний хлориді қатысында шаймалау процесін зерттеу. Өскемен кен орындарының полиметалл (мыс-мырыш) рудаларын өңдеу барысында құрамында мыс пен мырышты және басқа ілеспе металдар бар қалдық күлдер шығарады. Осы қалдықтарды іріктеп қауіпсіз шаймалау технологиясын қолданып, қалдықтарды бейтараптау, кедеге жарату мүмкіндігін анықтау.

2. Зерттеу шарттары мен әдістері

2.1. Материалдар

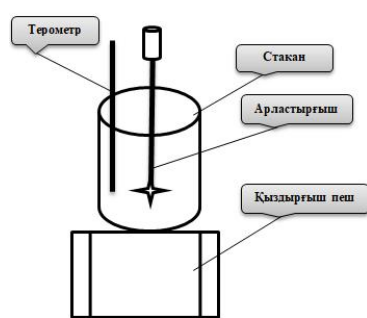
Бұл зерттеуде пайдаланылған сынық материал мырыш балқыту қождары болып табылады. Ол ішінара ұнтақ бөлшектерінен, ұшпа қалдықтардан тұрады. Сынақ үшін алынған материалдар Шығыс Қазақстан аумағынан алынды. Мырыш балқыту қожының құрамында Ag , As , Cd , Cu , Pb және Zn сияқты ауыр металдар бар, олар қоршаған ортаға өте үлкен қауіп төндіреді [13].

2.2 Шаймалау әдісі

Шаймалау сынақтары 2000мл химиялық стаканда орындалды. Ол магнитті араластырғышпен жабдықталған және қажетті температураға қол жеткізіу үшін стакан ыстықш плитаның үстінде орналастырылған, жүйеге берілген температураны дәлдікпен бақылау үшін стаканның шетіне қосымша сынап термометрі орнатылды (1-сурет). Шаймалау ерітінділері аммоний хлоридінің (3,5-5,5 моль/л) сәйкес концентрациясын ионсыздандырылған суда реагентті еріту арқылы дайындалды [14]. Қажетті реакция температурасына қол жеткізгеннен кейін және араластыру жылдамдығына жеткеннен кейін, қатты үлгінің белгілі мөлшері реакторға енгізіліп белгілі бір уақыт аралығында шаймаланады. Тұрақты алдын ала белгіленген уақыт өткен соң шаймалау процесін аяқтап, сулы фазаға бөлінген металл концентрациясын талдау үшін диаметрі 12,5 см BOROSIL сүзгі қағазы арқылы сүзілді. Сонымен қатар сүзілген сұйықтан 5 мл мөлшерінде сынама алынып нәтижелер индуктивті байланысқан плазмалық масс-спектрометрия (ICP-MS) көмегімен талданды. Тәжірибе соңында сүзілген қалдық UNITEMP кептіру шкафында шамамен 50°C температурада 3 күн бойы кептірілді және кептірілген қалдық пен фильтрат ICP-MS әдісін қолданып химиялық құрамына талдау жасалды. Тәжірибелерде шаймалау процесіне әсер ететін бірнеше параметр қарастырылған, атап айтсақ шаймалау температурасы, араластыру жылдамдығы, NH_4Cl концентрациясы, уақыт, қатты-сұйық қатынасы (1-Кесте).

Барлық тәжірбиелерекі, үш реттен қайталанды және қортындалар талданып максималды стандартты ауытқудың орташа мәні есептелді. Металдардың шығымы (Y) келесі теңдеу бойынша есептелді: $Y = n_0/n_j \cdot 100\%$

Мұндағы n_j – қалдық құрамындағы металдардың массасы, ал n_0 – шаймаланған ерітіндідегі металдардың массасы.



1 сурет – Шаймалау процессі

1 кесте – Негізгі шаймалау параметрлер шарттары

Аммоний хлориді(NH_4Cl)	2 М – 6 М
Температура	20 °С – 100 °С
Араластыру жылдамдығы	100 айн/мин – 500 айн/мин
Бөлшектердің өлшемдері	45 ~ 63 мкм, 63 ~ 74 мкм, 74 ~ 90 мкм, 90 ~ 125 мкм
Қатты заттың салмағы	42,25 г – 126,5 г
Реагент көлемі, тұрақты көлем	1 л дистилденген су + NH_4Cl
Шаймалау уақыты	30-150 минут

3. Зерттеу нәтижелері және оларды талқылау

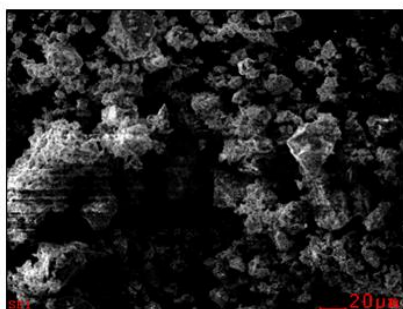
3.1. Үлгінің химиялық құрамы

Бастапқы үлгінің құрамы мен алынған нәтижелер индуктивті байланысқан плазмалық масс-спектрометрия (ICP-MS) арқылы талданды. Үлгі құрамындағы элементтердің жартылай сандық талдау нәтижелері 2-кестеде және сканерлі электронды микроскопия (СЭМ) суреті мен сәйкес Энергетикалық дисперсиялық рентгендік талдау (ЭДС) спектрлері 2-суретте көрсетілген. Сәйкес үлгінің құрамында көрсетілген негізгі химиялық элементтер Zn, Pb, Cu және Cd, үлгідегі басқа элементтердің мөлшері салыстырмалы түрде аз.

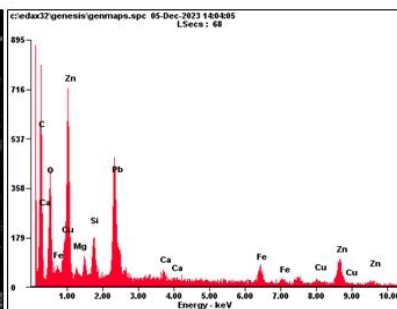
2 кесте – Бастапқы үлгінің химиялық құрамы

Элемент	Zn	Pb	Cd	Mn	Cu	Ca
Мөлшері, мг/л	17,83	2,83	9,96	0,04	6,58	0,39

а)



б)

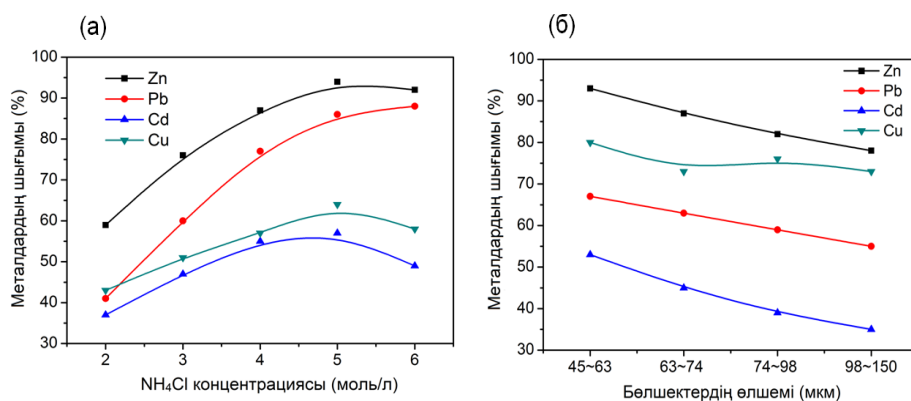


2 сурет – Бастапқы үлгінің СЭМ суреті және сәйкес ЭДХ спектрі

3.2 Шаймалау агентінің концентрациясының әсері

Аммоний хлориді концентрациясының қалдық кеннің құрамындағы металдардың шаймалану мөлшеріне әсері зерттелді. Шаймалаушы агент концентрациясы 2 М-ден 6 М-ге дейін өзгерді, ал басқа эксперименттік параметрлер; шаймалау уақыты (120 мин), шаймалау температурасы (80°C), С/Қ қатынасы (1:25), және араластыру жылдамдығы (300 айн/мин) тұрақты түрде сақталды.

Нәтижелер шаймалаушы сұйықтық құрамындағы NH_4Cl концентрациясын өзгертіу шаймалау процесіне әсер ететінін көрсетті. Металдардың еру жылдамдығы концентрацияны 2М-ден 6М-ге дейін арттырған кезде айтарлықтай өсті. 2 сағаттан кейін мырышпен, мыстың бөліну жылдамдығы 2М-ден 5М-ге дейін 59%-дан 94%-ға, 43%-тен 64%-ға дейін көтерілгені байқалды 5М- кейін металдардың мөлшері тұрақты мәнге ие бола бастайды. Қорғасын мөлшері негізгі метал мырышпен бірге өсімді көрсетіп 41%-дан 88%-ға дейін өзгерді және кадмий мөлшері процесс басталған кезде өте жақсы өнімділік көрсетсе уақыт өткен сайын металдың бөліну активтілігі төмендейтінін көріуге болады. Бұның негізгі себебі химиялық процесстің дифузиялық ортаға алмаса бастаумен түсіндіруге болады. Кадмий металының бөліну пайызы 2М 37%-дан 4М 57%-ке дейін өссе, тиісінше 5М мен 6М аралығында 49%-ға дейін төмендейтінін көріуге болады (3а-сурет). Зерттеуге алынған қож құрамындағы металдардың еру жылдамдығы NH_4Cl концентрациясының жоғарылауымен үздіксіз өсетінін көрсетті. Шаймалаушы агенттің сулы ортада ионизациясы және NH_4^+ гидролизі арқылы шаймалау ерітіндісінде NH_3 лигандының түзілуімен шаймалау процесі басталды, бұл реакцияның жүруіне мүмкіндік берді. Гидролиз сатысы кеннен метал комплекстерін түзіуге қажетті лигандтарды бөліу үшін маңызды екені анықталды [15]. Шайма ерітіндісінде NH_3 лиганд метал мен комплексометриялық реакцияға түсіп, метал-аммиак комплекстерінің күрделі түрлеріне $[\text{Me}(\text{NH}_3)_2^+]$, $[\text{Me}(\text{NH}_3)_3^{2+}]$ және $[\text{Me}(\text{NH}_3)_4^{2+}]$ қатарлы бірнеше аралық өнімдерін түзеді, олар кейіннен тұрақты металға айналады [15-16].



3 сурет – а) Металдардың шығымына шаймалау агенті концентрациясының әсері және б) бөлшек өлшемінің әсері

3.3 Бөлшек өлшемінің әсері

3б-суретте сәйкесінше металдардың шығымы үшін қалдықтың бөлшек өлшемдерінің әсері зерттелді. Сынақтар 45~63 мкм, 63~74 мкм 74~90 мкм және 90~125 мкм бөлшектердің өлшемдік фракцияларын қолдану арқылы орындалды. Шаймалау процесін оңтайландыру NH_4Cl концентрациясын, қатты-сұйықтық қатынасын, температураны және араластыру жылдамдығын тұрақты сақтау арқылы жүзеге асырылды. Нәтижелер шаймалау жылдамдығының тиімділігі мен металдардың бөліну шамасы бөлшектердің мөлшері 90~125 мкм-ден бастап 74~90 мкм, 63~74 мкм және 45~63 мкм-ге дейін азайған сайын арта түсетіні анықталды. Еріту тенденциясы барлық мөлшердегі қалдықтарда бірдей заңдылықпен басталып уақыт өте келе тұрақты түрде артады [17-18]. Руданың бөлшектерінің өлшемдері неғұрлым ұсақ болса, шаймалау нәтижелері соғұрлым жақсы және шаймалау реакциясы соғұрлым жылдамырақ болатынын көрсетті. Бұл руданың бетінің ауданы бөлшектер мөлшерінің азаюымен ұлғаятынының көрсеткіші, сондықтан көп бөлшектердің реакцияға түсу мүмкіндігі өте жоғары [18].

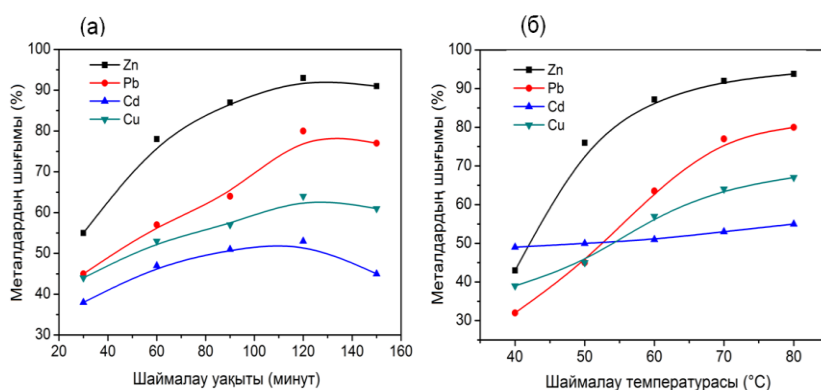
3.4 Шаймалау уақытының әсері

Аммоний хлоридінің шаймалануына уақыттың әсері, зерттелетін нақты жағдайлар мен материалдарға байланысты өзгереді. Шаймалау уақытын ұзарту арқылы металдың бөліну мөлшерін жақсарту үшін 10 да 150 минутқа дейін аралықтағы өзгерістер қарастырылды. Атап айтқанда, шаймалау уақыты 10 минуттан 150 минут аралығында және шаймалау температурасы 80°C болды. Сондай-ақ шаймалау агентінің концентрациясының, С/Қ қатынасының және араластыру жылдамдығының мәндері тиісінше 5 моль/л, 1:25 және 300

айн/мин сақталды. 4а-суретте металдардың шаймалау тиімділігінің шаймалау уақытына байланысты өзгеруі көрсетілген. Мырыш, мыс және қорғасынның шаймалау тиімділігі шаймалау уақытын ұзартқан сайын жоғарылағанын көруге болады. Ал кадмий минутқа дейін өсіп одан кейін тұрақты түрде өсімін жоғалтатындығы анықталды. Дегенмен, металдардың шаймалану тиімділігі шаймалау уақыты 120 минутқа жеткенше ғана тез өсті, содан кейін тиімділік өзгерістері салыстырмалы түрде аз болды.

3.5 Шаймалау температурасының әсері

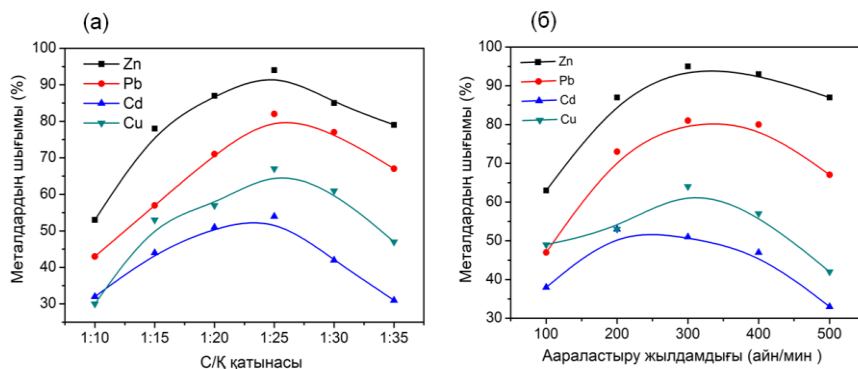
Аммоний хлоридінің концентрациясы 5 моль/л кезінде, шаймалау температурасын 20°C-тан 100°C аралығында өзгерте отырып, шаймалау уақытын, С/Қ қатынасын, араластыру жылдамдығын сәйкесінше 120 мин, 1:25 және 300 айн/мин тұрақты шамада қалдырдық. Температураның металдардың шаймалану тиімділігіне әсері 4б-суретте көрсетілген. Суреттегі эксперименттік нәтижелерге сәйкес, реакция барысында температура жоғарылаған сайын қалдықтың ыдырауы және металдардың шаймалау жылдамдығы айтарлықтай артады. Реакция температурасы 40 °C-тан 80 °C-қа дейін жоғарылағанда, Zn мен Pb-ның шығымы 43% және 32%-дан, 93,84% және 80% дейін көтерілсе, Cu мен Cd 39% және 49%-дан 67% және 55% дейін өсті, бұл шаймалау процесінің эндотермиялық реакция болуымен түсіндіріледі.



4 сурет – а) Металдардың шығымына шаймалау уақытының әсері және б) температурасының әсері

3.6 Қатты/сұйықтық қатынасының әсері

5а-суретте көрсетілген нәтижелерге сәйкес, металдардың бөліну мөлшеріне қатты-сұйықтық қатынасындағы өзгерістер айтарлықтай әсер етті. С/Қ қатынасы 1:10-нан 1:35-ке дейін жоғарылағанда, металдардың шығымы бастапқыда, 1:10-нан 1:25-ке дейін Zn, Cu, Cd -ның шығымы 53%, 30% және 32%-дан 94%, 67% және 54% дейін артады. Содан кейін С/Қ қатынасы 1:30, 1:35-ке тең болғанда металдардың өнім шығымы төмендейді. Pb бастапқыда 1:10-нан 1:30-ке дейін 43% -ден 82% дейін өсті, кейін 1:30-ке тең болғанда өнімділік бірден 67%-ға дейін төмендеді. Металдардың шаймалануының төмендеу тенденциясы реакциялық қоспадағы қатты зат мөлшерінің ұлғаюына байланысты [19].



5 сурет – а) Металдардың шығымына С/Қ қатынасының әсері және б) айналу жылдамдығының әсері

3.7 Аараластыру жылдамдығының әсері

Мырыштың шаймалау тиімділігін араластыру жылдамдығын арттыру арқылы жақсартуға болады, өйткені ол минералды бөлшектердің ерітіндіде еру мүмкіндігін және бөлшектердің бетіндегі масса алмасудың шекаралық қабатының қалыңдығын азайтады. Тәжірибелер 45 пен 64 мкм аралығындағы фракцияда, 80°C температурада 5 моль/л NH_4Cl , С/Қ қатынасы 1:25, шаймалау уақыты 2 сағ, араластыру жылдамдығы 100 айн/мин және 500 айн/мин дейін жүргізілді. Араластыру жылдамдығының нәтижесі 5б-суретте көрсетілген. Араластыру жылдамдығының 150 айн/мин-ден 300 айн/мин арасында Zn,Pb,Cu-дың шығымының жоғарылауымен және 300 айн/мин кейін метал экстракциясының жылдамдығы төмендейтінін көрсетеді. Cd 100-200 айн/мин аралығында артып 200 айн/мин-тан кейін төмендейтіндігін көрсетті.

Қорытынды

Аммоний хлоридінің (NH_4Cl) сулы ертіндісі арқылы шаймалау негізгі мырыш балқыту қожынан Zn, Pb, Cu және Cd металдарын алудың оңтайлы шарттарын анықтау үшін орталық композиттік дизайн пайдаланылды. Шаймалау ұзақтығы, NH_4Cl концентрациясы және сұйық-қатты зат қатынасы Zn, Pb, Cu және Cd металдарын алуда маңызды факторлар болып табылды. Мырыш балқыту қожынан Zn, Pb, Cu және Cd металдарын максималды бөлудің оңтайлы шарттары келесідей нәтижелермен сипатталды: шаймалау ұзақтығы ($t=120$ мин), NH_4Cl концентрациясы 5 моль/л, сұйық пен қатты заттың қатынасы 1:25, шаймалау температурасы 80°C. Жоғардағы папарметрлерге сәйкес болғанда, мырыш 93,2%, қорғасын 80%, мыс 67%, кадмий 55% болатындығы анықталды.

Әдебиеттер тізімі

1. Falagan C. New approaches for extracting and recovering metals from mine tailings / C. Falagan, B. Grail, D. Johnson // Minerals Engineering. – 2016. – № 106. 10.1016/j.mineng.2016.10.008.
2. Mineralogical Reconstruction of Lead Smelter Slag for Zinc Recovery / Zheng Yong-Xing et al // Separation Science and Technology. 49. 10.1080/01496395.2013.863342.
3. Song, Shaole & Sun, Wei & Wang, Li & Runqing, Liu & Han, Haisheng & Hu, Yuehua & Yang, Yue. (2018). Recovery of cobalt and zinc from the leaching solution of zinc smelting slag. Journal of Environmental Chemical Engineering. 7. 10.1016/j.jece.2018.11.022.
4. Dutra, Achilles & Paiva, P.R.P. & Tavares, Luis. (2006). Alkaline leaching of zinc from electric arc furnace steel dust. Minerals Engineering. 19. 478-485. 10.1016/j.mineng.2005.08.013.
5. Yong, Sun., Jing, ping, Zhang., Lian, Zhang. (2016). NH_4Cl selective leaching of basic oxygen furnace slag: Optimization study using response surface methodology. Environmental Progress, 35(5):1387-1394. doi: 10.1002/EP.12365
6. Piatak, Nadine & Il, Robert. (2010). Mineralogy and the release of trace elements from slag from the Hegeler Zinc smelter, Illinois (USA). Applied Geochemistry – APPL GEOCHEM. 25. 302-320. 10.1016/j.apgeochem.2009.12.001.
7. Yalong, Ma & Yang, Yi & Fan, Rong & Gao, Xiyu & Zheng, Lei & Chen, Miao. (2021). Chalcopyrite leaching in ammonium chloride solutions under ambient conditions: Insight into the dissolution mechanism by XANES, Raman spectroscopy and electrochemical studies. Minerals Engineering. 170. 107063. 10.1016/j.mineng.2021.107063.
8. Jha MK, Kumar V, Singh RJ. Review of hydrometallurgical recovery of zinc from industrial wastes. Resources, Conserv Recycling 2001;33(1):1-22, [http://dx.doi.org/10.1016/S0921-3449\(00\)00095-1](http://dx.doi.org/10.1016/S0921-3449(00)00095-1)
9. Zhao, Duoqiang & Yang, Shenghai & Chen, Yongming & Tang, Chaobo & He, Jing & Li, Hao. (2017). Leaching Kinetics of Hemimorphite in Ammonium Chloride Solution. Metals. 7. 10.3390/met7070237.
10. Leaching kinetics of low-grade copper ore with high-alkalinity gangues in ammonia-ammonium sulphate solution / Liu Zx. et al // J. Cent. South Univ. Technol. – 2012. – № 19. – P. 77-84. DOI: <https://doi.org/10.1007/s11771-012-0975-8>.
11. Aiyuan Ma, Libo Zhang, Jinhui Peng, Xuemei Zheng, Shiwei Li*, Kun Yang and Weiheng Chen Extraction of zinc from blast furnace dust in ammonia leaching system, January 12, 2016.
12. Freeman Ntuli., Edison Muzenda., Ishmael M., Ramatsa. Mohamed, Belaid., John, Kabuba. (2011). The effect of leaching time and ammonia concentration on the atmospheric leaching of

- copper. 2nd International Conference on Chemistry and Chemical Engineering IPCBEE vol.14 (2011) 79-83. IACSIT Press, Singapore
12. Ahmed, Ismail & Nayl, Abdelaziz & Daoud, Jacqueline. (2012). Leaching and recovery of zinc and copper from brass slag by sulfuric acid. Journal of Saudi Chemical Society. 55. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.jscs.2012.11.003>.
13. Piatak N. Mineralogy and the release of trace elements from slag from the Hegeler Zinc smelter, Illinois (USA). / Piatak Nadine & Il Robert // Applied Geochemistry – APPL GEOCHEM. – 2010. – № 25. – P. 302-320. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2009.12.001>.
14. Leaching kinetics of zinc silicate in ammonium chloride solution / Yang Sheng-hai et al // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. – 2016. – № 26. – P. 1688-1695. DOI: [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(16\)64278-4](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(16)64278-4).
15. Ekmekyapar A. Investigation of copper cementation kinetics by rotating aluminum disc from the leach solutions containing copper ions / A. Ekmekyapar, M.K. Tanaydin, N. Demirkiran // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2012. – № 48. – P. 355-367.
16. Dissolution kinetics of low grade complex copper ore in ammonia-ammonium chloride solution / Liu Wei et al // Transactions of Nonferrous Metals Society of China – TRANS NONFERROUS METAL SOC CH. – 2010. – № 20. – P. 910-917. DOI: [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(09\)60235-1](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(09)60235-1).
17. Awe, Samuel. (2013). Antimony Recovery from Complex Copper Concentrates through Hydro- and Electrometallurgical Processes.
18. Optimization study of a nigerian dolomite ore dissolution by hydrochloric acid / Baba Alafara et al // Journal of Chemical Technology and Metallurgy. – 2014. – № 49. – P. 280-287.
19. Bingol D. Dissolution Kinetics of Malachite in Sulphuric Acid / D. Bingol, M. Canbazoğlu // Hydrometallurgy. – 2004. – № 72. – P. 159-165. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2003.10.002>.

Қаржыландыру туралы ақпарат

Ғылыми жұмыс Ғылым және жоғары білім министрлігі, Ғылым комитеті қаржыландырган жоба аясында жасалынды (ЖТН BR21881939).

Қ. Амантайұлы¹, Е. Сайлауханұлы², Н.Н. Нургалиев³, С. Азат², Қ. Тоштай^{1*}

¹Қазақстан Республикасының Ғылым және Жоғары Білім Министрлігі, 050038, Республика Қазақстан, г. Алматы, пр.Аль-Фараби 71

²Satbayev university, 050013, Республика Қазақстан, г. Алматы, ул.Сатпаева, 22

³Университет имени Шакарима города Семей, 071412, Республика Казахстан, г.Семей, ул.Глинки, 20

*e-mail: kainaubek.toshtay@kaznu.kz

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА, СВИНЦА, МЕДИ И КАДМИЯ ИЗ ВТОРИЧНЫХ ЦИНКОВЫХ РУД МЕТОДОМ (ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО) ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В годовом исчислении увеличивается количество переработки отходов производителями цветных металлов. Эти отходы часто содержат различные вредные примеси тяжелых металлов, представляющие значительный риск для окружающей среды. В данном исследовании на лабораторном уровне была исследована экстракция цинка и меди, а также дополнительно свинца и кадмия из остатков цинковой плавки с использованием гидрометаллургического метода. Был рассмотрен метод выщелачивания для извлечения металлов из остатка. Для оценки эффективности метода выщелачивания были исследованы такие параметры, как концентрация раствора, температура и соотношение твердая/жидкая фаза. В качестве агента выщелачивания использовался водный раствор хлорида аммония (NH₄Cl). Оптимальные условия для этого процесса были определены при температуре 80°C, концентрации раствора 5М NH₄Cl, времени выщелачивания 2 часа и соотношении жидкое/твердое 1:25. Эти параметры подтвердили высокую селективность агента выщелачивания и продемонстрировали максимальную эффективность. На практике полученный раствор обеспечил максимальное извлечение Zn и Cu в размере 93,2% и 67% соответственно. Кроме того, выходы Pb и Cd составили 80% и 55%. Эти результаты

подчеркивают важность оптимизации концентрации хлорида аммония и параметров выщелачивания для повышения эффективности одновременной экстракции различных металлов. Высокая селективность и эффективность хлорида аммония усиливают его потенциал в извлечении металлов и снижают воздействие на окружающую среду, открывая новые возможности для развития методов переработки отходов.

Ключевые слова: медь, цинк, свинец, кадмий, металл, промышленные отходы, гидрометаллургическая переработка.

K. Amantaiuly¹, Y. Sailaukhanuly², N.N. Nurgaliyev³, S. Azat², K. Toshtay^{1*}

¹Al-Farabi Kazakh National University,
050038, Republic of Kazakhstan, Almaty, Al-Farabi av, 71

²Satbayev University,
050013, Republic of Kazakhstan, Almaty, Satpayev street 22

³Shakarim university of Semey,
071412, Republic of Kazakhstan, Semey city, Glinki street, 20

*e-mail: kainaubek.toshtay@kaznu.kz

Extraction of zinc, lead, copper and cadmium from secondary zinc ores by (hydrometallurgical) leaching method

Abstract. The annual increase in waste recycling by non-ferrous metal producers is steadily growing. These waste materials often contain various harmful heavy metal impurities, which pose significant environmental risks. This study examined the laboratory-scale extraction of zinc and copper, along with additional lead and cadmium, from the residue of zinc smelting using a hydrometallurgical method. The leaching technique was considered for extracting metals from the residue. Parameters such as the solution's concentration, temperature, and the solid/liquid ratio were examined to assess the efficiency of the leaching method. An aqueous solution of ammonium chloride (NH₄Cl) was used as the leaching agent. Optimal conditions identified for this process were a temperature of 80°C, a 5M NH₄Cl solution, a leaching duration of 2 hours, and a liquid/solid ratio of 1:25. These parameters confirmed the high selectivity of the leaching agent and demonstrated maximum efficiency. In practice, the obtained solution yielded maximum Zn and Cu recoveries of 93.2% and 67%, respectively. Additionally, the yields for Pb and Cd were 80% and 55%. These results underline the importance of optimizing the concentration of ammonium chloride and leaching parameters to improve the simultaneous extraction efficiency of different metals. The high selectivity and efficiency of ammonium chloride enhance its potential in metal recovery and reduce the environmental impact, opening new possibilities for developing waste recycling methods.

Key words: copper, zinc, lead, cadmium, metal, industrial waste, hydrometallurgical processing.

Авторлар туралы мәліметтер

Қанат Амантайұлы – PhD докторант, әл-Фараби атындағы Қазақ ұлттық университеті, «Физикалық химия, катализ және мұнай химиясы» кафедрасы; e-mail: amantaiuly.kanat@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-4244-9629>.

Ерболат Сайлауханұлы – PhD, Сәтбаев Университеті; e-mail: s.erbolat@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-8417-4136>.

Нуржан Нурлыбекович Нургалиев – PhD, Семей қаласының Шәкәрім атындағы университеті, «Химиялық технология және экология» кафедрасы; e-mail: n.nurgaliyev@semgu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1216-7150>.

Сейтхан Азат – PhD, доцент, Сәтбаев Университеті, Инженерлік-бейінді зертханасының меңгерушісі; e-mail: a.seitkhan@satbayev.university. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-9705-7438>.

Қайнаубек Тоштай – PhD, доцент, әл-Фараби атындағы Қазақ ұлттық университеті, «Физикалық химия, катализ және мұнай химиясы» кафедрасы; e-mail: kainaubek.toshtay@kaznu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1182-7460>.

Сведения об авторах

Қанат Амантайұлы – PhD, докторант «физической химии, катализа и нефтехимии»; Казахский Национальный Университет имени Аль-Фараби; e-mail: amantaiuly.kanat@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-4244-9629>.

Ерболат Сайлауханұлы – PhD, Сәтбаев Университет; e-mail: s.erbolat@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-8417-4136>.

Нуржан Нурлыбекович Нургалиев – PhD, ст.преподаватель кафедры Химической технологии и экологии, НАО Университета имени Шакарима; e-mail: n.nurgaliyev@semgu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1216-7150>.

Сейтхан Азат – PhD, доцент, руководитель лаборатории инженерного профиля, Университета Сатпаева; e-mail: a.seitkhan@satbayev.university. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-9705-7438>.

Кайнаубек Тоштай* – PhD, доцент, «Физическая химия, катализ и нефтехимия»; Казахский национальный университет имени аль-Фараби; e-mail: kainaubek.toshtay@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1182-7460>.

Information about the authors

Amantaiuly Kanat – PhD student, Al-Farabi Kazakh National University, department of «Physical Chemistry, Catalysis and Petrochemistry»; e-mail: amantaiuly.kanat@gmail.com. ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-4244-9629>.

Yerbolat Sailaukhanuly – PhD, Satbayev University, Almaty, Kazakhstan; e-mail: s.erbolat@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-8417-4136>.

Nurzhan Nurlybekovich Nurgaliyev – PhD, Shakarim university, department of «Chemical technology and ecology»; e-mail: n.nurgaliyev@semgu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1216-7150>.

Seitkhan Azat – PhD, associate professor, Satpayev university, head of engineering laboratory, e-mail: a.seitkhan@satbayev.university, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-9705-7438>

Toshtay Kainaubek – PhD, associate professor, Al-Farabi Kazakh National University, department of «Physical Chemistry, Catalysis and Petrochemistry»; e-mail: kainaubek.toshtay@kaznu.kz. ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-1182-7460>.

Редакцияға енуі 19.04.2024

Өңдеуден кейін түсуі 06.05.2024

Жариялауға қабылданды 13.05.2024

DOI: 10.53360/2788-7995-2024-2(14)-68



IRSTI: 65.57.03

Zhao Dong, Gong Yanuo, Zhang Lixin*

College of Life Sciences, Northwest A&F University,

Yangling 712100, Shaanxi, China

*e-mail: 1165392261@qq.com

RESEARCH PROGRESS ON THE ROLE OF EXOGENOUS ADDITIVES IN THE FERMENTATION OF CIGAR TOBACCO LEAVES

Abstract: Cigars are a pure natural tobacco product, with an increasing market share in the Chinese economy. At present, compared with high-quality cigars from abroad, there is still significant room for improvement in the raw materials of Chinese cigars. High quality cigar tobacco leaves need to go through multiple steps such as cultivation, preparation, fermentation, aging, rolling, and maintenance. Among them, fermentation is the main link that affects the improvement of cigar tobacco quality. Therefore, improving fermentation quality and efficiency has increasingly become a focus of research in the field of cigar tobacco. Multiple studies have shown that adding exogenous additives plays an important role in promoting the fermentation of cigar tobacco leaves, which can effectively improve the quality and usability of cigar tobacco leaves. This article reviews the research progress on the effects of adding different types of exogenous additives on cigar fermentation, and looks forward to the research direction and importance of exogenous additives.

Key words: cigars, fermentation, exogenous additives, effects, tobacco quality.

1. Introduction

With the development of the world economy and the integration of culture, the Chinese cigar market is showing a significant trend of activity. Cigars are pure natural tobacco products, and compared to other tobacco products such as cigarettes, the raw materials of cigars largely determine the characteristics of cigar products [1]. High quality cigar leaves are the basis for producing high-quality cigars. However, high-quality cigar raw materials are mostly produced in countries such as the Dominican Republic, Cuba, and Nicaragua. Relatively speaking, the shortage of domestic cigar