

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өнеркәсіптік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

Желдибай Мейржан Абайұлы

Қорғасынды шлактарды кедейлендіру технологиясын жасақтау

МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ

7M07204 – Metallургия және пайдалы қазбаларды байыту

Алматы 2021

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өнеркәсіптік инженерия институты

ӘОЖ 669-1

Қолжазба құқығында

Желдибай Мейржан Абайұлы

Магистр академиялық дәрежесін алу үшін дайындалған

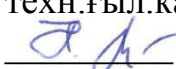
МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ

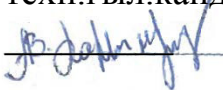
Диссертация атауы

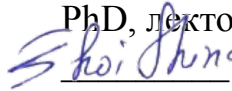
Қорғасынды шлактарды кедейлендіру
технологиясын жасақтау

Дайындау бағыты

7М07204 – Metallургия және пайдалы
қазбаларды байыту

Ғылыми жетекші,
техн.ғыл.канд., профессор
 Н.К. Досмұхамедов

Пікір беруші,
техн.ғыл.канд.
 Б.С. Рахимбаев

Норма бақылаушы,
PhD, лектор
 Г.М.Қойшина

ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ
МжПҚБ кафедрасының
менгерушісі, техн.ғыл.канд.
 М.Б.Барменшинова

“ 10 ” маусым 2021ж.

Алматы 2021

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өнеркәсіптік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

7M07204 - Metallургия және пайдалы қазбаларды байыту

БЕКІТЕМІН

МжПҚБ кафедрасының

менгерушісі, техн.ғыл.канд.
 М.Б. Барменшинова

“ _____ ” _____ 2021ж.

**Магистрлік диссертация орындауға
ТАПСЫРМА**

Магистрант *Желдибай Мейржан Абайұлы*

Тақырыбы : Қорғасынды шлактарды кедейлендіру технологиясын жасақтау
Университет Ректорының 2019 жылғы " 12 " 03 № 435-М бұйрығымен
бекітілген

Аяқталған жұмысты тапсыру мерзімі 2021 жылғы "16 " маусым

Магистрлік диссертацияның бастапқы берілістері: "Казцинк" ЖШС
өнеркәсіптік деректері»

Магистрлік диссертацияда қарастырылатын мәселелер тізімі

а) Қорғасын өндірісіндегі шлакты екі сатылы кедейлендіру технологиясын
жасақтау;

б) Көмірдің қатысуы кезінде шлактарды табиғи газбен кедейлендіру;

в) Қорғасын өндірісіндегі шлактарды кедейлендіру бойынша металлургиялық
есептеулері.

Сызба материалдар тізімі (міндетті сызбалар дәл көрсетілуі тиіс)

Жұмыс презентациясы слайдтарда ____ көрсетілген

Ұсынылатын негізгі әдебиет:

1 Досмухамедов Н.К., Федоров А.Н., Жолдасбай Е.Е. Распределение
Cu, Pb, Zn и As между продуктами двухстадийного восстановительного
обеднения высокомедистых шлаков // Цветные металлы. 2019. № 7. С.30-35.

2 Комков А.А., Ладыго Е.А., Быстров С. В. Исследование поведения
цветных металлов в восстановительных условиях // Цветные металлы. –2003.
–№ 6. –С.32-37.

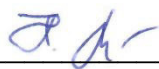
**Магистрлік диссертация дайындау
КЕСТЕСІ**

Бөлімдер атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі	Ғылыми жетекші мен кеңесшілерге көрсету мерзімдері	Ескерту
Қорғасын өндірісінің шлактарын өңдеудің заманауи тәсілдері	05.02.2020	
Тәжірибелік бөлім. Қорғасын өндірісіндегі шлакты екі сатылы кедейлендіру технологиясын әзірлеу	25.01.2021	
Шлактардың екі сатылы кедейлендіруінің балқыту өнімдерінің арасында металдардың жалпы бөлініп таралуы	11.03.2021	
Қорғасын өндірісінің шлактарын кешенді қайта өңдеу бойынша металлургиялық есептер	17.05.2021	

**Аяқталған магистрлік диссертация бөлімдеріне кеңесшілер мен
норма бақылаушының қойған қолтаңбалары**

Бөлімдер атауы	Кеңесшілер, аты, әкесінің аты, тегі (ғылыми дәрежесі, атағы)	Қол қойылған күні	Қолы
Негізгі бөлім	Техн.ғыл.канд., профессор Н.К. Досмұхамедов	05.02.2020	
Тәжірибелік бөлім		11.03.2021	
Қорытынды		30.05.2021	
Норма бақылаушы	PhD, лектор Г.М. Қойшина	09.06.2021	

Ғылыми жетекші



Н.К.Досмұхамедов

Тапсырманы орындауға алған білім алушы

М.А.Желдибай

Күні

" _____ " _____ 2021 ж.

АНДАТПА

Бұл магистрлік диссертация тапсырмалардан, кіріспеден, 4 тараудан, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Жұмыс қосымшаларды қамти отырып, машинамен басылған мәтіннің 55 бетінде баяндалған, 10 сурет, 20 кесте бар. Әдебиеттер тізімінде 53 атау бар.

Жұмыстың мақсаты-тауар өнімдеріне бағалы металдарды ала отырып, қорғасын өндірісінің шлактарын қайта өңдеу технологиясын әзірлеу.

Жұмыста қорғасын шлактарын өңдеу үшін мыс-темір қорытпасын, түрлі-түсті металдарда кедейлендірілген шлактарды және құрамында мырыш пен қорғасыны бар тозаңды зерттеу нәтижелері берілген.

Шлакты кедейлендірудің екі кезеңін қамтитын қорғасын шлактарын кешенді өңдеудің қағидалы технологиялық сызбасы жасалды:

- бірінші кезеңі табиғи газы бар балқыманы үрлеу және күшәла (мышьяк) мен сүрмені (сурьманы) газ фазасына барынша шығару;

- екінші кезең балқыманы табиғи газбен берік тотықсыздандырғыштың (көмірдің) қатысуымен үрлеу және мысты қорытпаға, қорғасын мен мырышты тозаңға шығарып алу.

Тотықсыздандырғыштың қатысуымен шлактың кедейлендіру процесінің оңтайлы параметрлері анықталды. Арнайы өнімдер үшін түрлі-түсті металдардың жоғары деңгейде алынуына келесі оңтайлы параметрлер арқылы қол жеткізілетіні анықталды: күйдіру температурасы – 1300 °С, күйдіру ұзақтығы – 1 сағат, көмір шығыны – мысты қалпына келтірудегі стехиометриялық қажетті мөлшерден 1,5 есе көп.

Бағалы элементтерді тауарлық өнімге жоғары бөліп алудың негізін қалайтын процестің оңтайлы параметрлері эксперименталды түрде жасалды және белгіленді.

АННОТАЦИЯ

Настоящая магистерская диссертационная работа состоит из задания, введения, 4 глав, заключения, списка литературы. Работа, включая приложения, изложена на 55 страницах машинописного текста, содержит 10 рисунков, 20 таблиц. Список литературы содержит 53 наименований.

Цель работы – разработка технологии переработки шлаков свинцового производства с извлечением ценных металлов в товарные продукты.

В работе представлены результаты исследований по переработке свинцовых шлаков с получением медно-железистого сплава, обедненного по цветным металлам шлака и пыль содержащий цинк и свинец.

Разработана принципиальная технологическая схема комплексной переработки свинцовых шлаков, включающая две стадии обеднения шлака:

- первая стадия продувка расплава с природным газом и максимальное извлечение мышьяка и сурьмы в газовую фазу;
- вторая стадия продувка расплава природным газом в присутствии твердого восстановителя (угля) и извлечение меди в сплав, свинца и цинка в пыль.

Определены оптимальные параметры процесса обеднения шлака в присутствие восстановителя. Установлено, что высокое извлечение цветных металлов в целевые продукты достигается при следующих оптимальных параметрах: температура обжига – 1300 °С, продолжительность обжига – 1 час, расход угля – 1,5 раза больше от стехиометрический необходимого количества на восстановления меди.

Экспериментально отработаны и установлены оптимальные параметры процесса, составляющей основу высокого извлечения ценных элементов в товарные продукты.

ANNOTATION

This master's thesis consists of a task, an introduction, 4 chapters, a conclusion, and a list of references. The work, including appendices, is presented on 55 pages of typewritten text, contains 10 figures, 20 tables. The list of references contains 53 titles.

The purpose of the work is to develop a technology for processing lead production slags with the extraction of valuable metals into marketable products.

The paper presents the results of research on the processing of lead slags to obtain a copper-ferrous alloy, depleted in non-ferrous metals of slag and dust containing zinc and lead.

A basic technological scheme for the complex processing of lead slags, including two stages of slag depletion, has been developed:

- the first stage is the purging of the melt with natural gas and the maximum extraction of arsenic and antimony into the gas phase;
- the second stage is the purging of the melt with natural gas in the presence of a solid reducing agent (coal) and the extraction of copper into the alloy, lead and zinc into dust.

The optimal parameters of the slag depletion process in the presence of a reducing agent are determined. It is established that the high extraction of non-ferrous metals in the target products is achieved at the following optimal parameters: the firing temperature-1300 ° C, the firing duration-1 hour, the coal consumption-1.5 times more than the stoichiometric required amount for the reduction of copper.

The optimal parameters of the process, which is the basis for high extraction of valuable elements in commercial products, are experimentally worked out and established.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе	9
1 Қорғасын өндірісінің шлактарын өңдеудің заманауи тәсілдері	11
1.1 Тотығу-тотықсыздану процестерінің шлак балқымаларының физико-химиялық сипаттамаларына қысқаша талдау	16
1.2 Қорғасын өндірісінің шлакты балқымаларының термодинамикасы	17
1.3 Зерттеудің ғылыми бағытын таңдау және негіздеу	25
2 Іс-тәжірибелік бөлім. Қорғасын өндірісіндегі шлакты екі сатылы кедейлендіру технологиясын әзірлеу	30
2.1 Бастапқы шлактың сипаттамасы	30
2.2 Орнату сызбасы және тәжірибелерді жүргізу әдістемесі	31
3 Көмірдің қатынасы негізінде шлактарды табиғи газбен кедейлендіру	32
4 Қорғасын өндірісінің шлактарын қайта өңдеудің жалпы технологиялық сызбасын әзірлеу	34
4.1 Шлактардың екі сатылы кедейлендіруінің балқыту өнімдерінің арасында металдардың жалпы бөлініп таралуы	36
4.2 Кедейлендірудің жалпы материалдық балансы	38
5 Қорғасын өндірісінің шлактарын кешенді қайта өңдеу бойынша металлургиялық есептер	39
5.1 Өңдеудің бірінші кезеңінің материалдық балансын есептеу	39
5.2 Өңдеудің екінші кезеңінің материалдық балансын есептеу	41
5.3 Қорғасын шлактарын қайта өңдеудің жиынтық материалдық жиынтығы	41
5.4 Қорғасын шлактарын өңдеудегі Ванюков пешінің жылу балансы	44
5.5 Қорғасын өндірісінің құрамында мырышы бар шлактарын кешенді өңдеудің негізгі технологиялық параметрлері	46
Қорытынды	49
Пайдаланылған әдебиеттер тізімі	51
А қосымшасы. Қорғасын өндірісінің бастапқы және алынған өнімдерінің оңтайлы құрамы	55

KIPICPE

Үлкен аумақтарды алып жатқан және қоршаған табиғи орта мен адам өміріне үлкен зиян келтіретін байыту фабрикаларының қоқыстары мен қалдықтарын кәдеге жарату мәселесі түрлі-түсті металлургия кәсіпорындарының басты мәселелерінің бірі болып табылады. Қазіргі кезде бір тонна мыс өндірісінің әлемдік деңгейінде шамамен 2,2-3 тонна мысты қамтитын шлак түзіледі. АҚШ-та шлакпен жоғалған мыс мөлшері жылына шамамен 4 миллион тоннаны, Жапонияда - 2 миллион тоннаны құрайды. Сарапшылардың айтуы бойынша, мыс және қорғасын өнеркәсібіндегі қазақстандық металлургиялық кәсіпорындарда жылына шамамен 600-800 мың тонна шлак өндіріледі.

Өзектілігі. Шлак қалдықтарын қайта өңдеудің перспективалық бағыттарының бірі - өңделетін материалдың тиісті өңделуі тұрақты түрде жүзеге асырылатын көп камералы балқыту қондырғыларын пайдалана отырып, түрлі-түсті металдардың шлактармен бірге жоғалуын азайтатын заманауи көпіршікті процестерді қолдану немесе каскадталған бөлек пештерде шлақты өңдеуді жүзеге асыру (Outokumpu процестері, Isasmelt, Ванюков процесі және т.б.).

Түрлі-түсті металдардың шлактармен бірге жоғалуын азайтуға арналған бірегей шешімдерге қарамастан, белгілі әдістердің ешқайсысы түрлі-түсті металдардағы шлақтың кедейлендіру тереңдігіне де, бағалы компоненттерді алудың күрделілігіне де сәйкес келмейді. Сонымен қатар, әдістердің әрқайсысы күрделі аппараттық рәсіммен сипатталады және жоғары материалдық, энергия шығындарымен бірге жүреді.

Жұмыстың мақсаты - тауарлық өнімдерді ала отырып, қорғасын шлактарын қайта өңдеу технологиясын әзірлеу.

Осы мақсатқа жету үшін жұмыста келесі міндеттер шешілді:

- әртүрлі тотықсыздандырғыштармен шлактардың кедейленуі кезінде пайда болатын физико-химиялық процестердің термодинамикалық заңдылықтары зерттелді;
- қорғасынды шлак өндірісінің тотықсыздану балқымасының оңтайлы параметрлері зерттелді;
- екі сатылы әдіспен қорғасын шлактарының кедейлендіру процесінің материалдық және жылу балансының есептеулері жүргізіліп, процестің оңтайлы параметрлері белгіленді.

Зерттеу нысаны - қорғасын өндірісінің шлактары.

Ғылыми жаңалығы. Мыс бойынша бай шлактардың компоненттерін тас көмірмен және табиғи газбен өзара әрекеттесу реакцияларының термодинамикалық есептеулері жүргізілді. Гиббс энергиясының (ΔG°_T) өзгеруі 800-1450 °C аралығындағы температураға тәуелді екендігі анықталды.

Шлактардағы түрлі-түсті металдар мен күшәләні (мышьяктағы) көмірмен балқыманың қарқынды барботаж негізінде кедейлендіру әдісі негізге алынбай, қондырғы әзірленді.

Көмірдің қатысы және табиғи газбен тотықсыздандыру арқылы шлакты екі сатылы кедейлендірудің әдісі әзірленді. 1300 °С температурада қорғасын шлактарын екі деңгейлі кедейлендіруінің оңтайлы технологиялық параметрлері тереңдетілген негізде анықталды: бірінші кезең - шлакты табиғи газбен үрлеу ұзақтығы - 10 мин; газ шығыны As_2O_5 -ті күшәлә (мышьяк) - As_2O_3 қосылысына айналдыру үшін стехиометриялық қажеттіліктен 30 % артық; екінші кезең - табиғи газбен шлакты үрлеу уақыты - 20 мин. қатты көмір және коллекторлық фаза болған кезде - металл мыс (шлак массасының 10 %); көмір шығыны - мыс оксидін тотықсыздандыруға теориялық тұрғыдан қажетті мөлшердің кем дегенде 30 %. Мақсатты өнімдерге металл шығарудың жоғары қарқынына қол жеткізілді: мыстың қорытпаға - 98,9 %; қорғасын мен мырыш тозаңға дейін - сәйкесінше 94 % және 96 %; күшәлә (мышьяк) тозаңға дейін – 96 %.

Жұмыста қолданылған негізгі *әдіснамалық қағида* - термодинамикалық тәсіл болып табылады.

Жұмыста физика-химиялық зерттеулер, зертханалық тәжірибелер, нәтижелерді талдау және өңдеу амалдары кеңінен қолданылды. Талдау әдістері: химиялық, рентгендік флуоресценция, рентгендік фаза.

Тәжірибелік маңыздылығы. Тауарлы өнімді алу үшін қорғасын шлактарын өңдеудің технологиялық сызбасы жасалды: мыс-темір қорытпасы, құрылыс материалдарын шығаруға жарамды кедейлендірілген шлак, қорғасын мен мырыш өндіруге жарамды тозаң.

Арнайы өнімдер үшін түрлі-түсті металдарды максималды түрде алудың негізгі мүмкіндігі көрсетілген.

Дамыған технологияны қолдану түрлі-түсті металдарды барынша көп алуға және қоршаған ортаға кететін шығарындыларды азайтуға мүмкіндік береді.

1 Қорғасын өндірісінің шлактарын өндеудің заманауи тәсілдері

Қазіргі уақытта Қазақстанда мырышы бар шлакты «Қазцинк» компаниясының Өскемен металлургиялық кешені өңдейді.

Өскемен металлургиялық кешені қуаттылығы жылына 190000 т-ы қамтитын мырыш зауытынан тұрады. Мырыш зауыты стандартты технологияларды қолданады. Олар: күйдіру, ерітінділерді сілтілеу және тазарту, кішігірім ерекшеліктерімен электролиздеу. Бастапқыда зауыт өткен ғасырдың 60-шы жылдарында ескі мырыш зауытының (қазір пайдаланудан шығарылған) қуатын арттыру үшін салынды және біртіндеп кеңейіп, жылына тауарлық өнімдердегі 190 000 тонна мырыштың өнімділігіне қол жеткізді (мырыш металл, мырыш-алюминий қорытпасы, мырыш сульфаты). Малеевка кенішінің (құрамында орташа 53,5 % мырыш бар) және басқа да кәсіпорындардың сульфидті мырыш концентраттары зауыт үшін шикізат болып табылады. Концентраттар оттегімен байытылған үрлеумен қайнаған қабатты күйдіру пештерінде өңделеді. Күйдіру пешінің шығатын газдары ұсталып, түйісу тәсілімен күкірт қышқылына ауыстырылады, ал күйдіру өнімі, мырыш күйіндісі, пайдаланылған электролитпен шаймаланады. Мыс пен кадмийден тазартылғаннан кейін алынған ерітіндіден катодты мырыш электролиз арқылы алынады.

Қорғасын өндірісінің мырыш шлактарын өндеуден алынған вельц-возгондар мен шлак-возгондар, шлак-возгон қондырғысында пайдаланылған электролитте шаймаланады. Хлор, күшәла (мышьяк) және сүрме (сурьма) қоспаларынан тазартылады және күйіндіні шаймалау кезеңіне өтеді. Мырыш кектерінен мырыш пирометаллургиялық әдіспен немесе вельц-пештен тікелей кектерден, не қорғасын зауытының шихтасы құрамында кектерді балқытқаннан кейін пайда болатын шлак пеш қондырғысынан алынады (технологияны таңдау мырыш концентраттарындағы бағалы металдардың құрамына байланысты болады). Нәтижесінде пайда болған мырыш тотығы қорғасыннан, хлордан, күшәладан (мышьяктан) және сүрмеден (сурьмадан) сілтілендіру циклінен осы сатыға қайта түскенге дейін тазартылады. Мырыш ерітінділерінен электролиз процесінде мырыш катодты негізге түседі, одан әрі индукциялық пеште ерітіліп, түпкілікті тұтынушыларға жіберіледі [2].

Шлак - көп компонентті металл емес балқымалар (қатып қалғаннан кейін - тас тәрізді немесе шыны тәрізді зат). Сұйық шлакқа қатысты бірнеше көзқарастар бар:

- Шлак - бұл металл оксидтерінің қорытпасы, олар қатты күйге өзгерген кезде химиялық қосылыстар түзеді, - деген көзқарас ескірген және қазіргі кезде жарамсыз.

- Шлак - химиялық қосылыстардың балқуы, ол шлакта жүретін тотықсыздану процестерін түсіндірмейді.

- Шлак - бұл ішінара диссоциация күйінде болатын және шихтамен әрекеттесетін, металдарды тотықсыздандыратын, жаңа химиялық қосылыстар түзетін және өз кезегінде диссоциацияланатын химиялық қосылыс.

- қазіргі кезде шлақтың электрохимиялық табиғатын сипаттайтын тұжырымдама түбегейлі негізделген [3].

Қорғасын балқытатын шлақтың құрамы доменнен және никель қорытатын шлактан айтарлықтай ерекшеленеді. Домна шлактарында негізінен SiO_2 , CaO және Al_2O_3 болады және іс жүзінде темір болмайды. Тотықсыздандыра никельді балқытуда шлақ құрамында 42-44 % SiO_2 және FeO , CaO мен MgO қосындысының 50 % -ы болады. Қорғасын балқытатын шлакта әдетте SiO_2 , 5-25 % ZnO , 35-40 % FeO және 10-15 % CaO 20-30 % болады. Шлақтың құрамын дұрыс таңдау балқу нәтижесін айтарлықтай анықтайды. Шлақтың құрамын тек технологиялық емес, сонымен қатар экономикалық факторларды ескере отырып таңдау керек. Яғни, ағындарды минималды тұтыну шартына сүйене отырып, берілген құрамдағы шикізатты ұтымды балқытуды қамтамасыз етеді. Қорғасын қорытатын шлактардың балқу температурасы 1050-1150 °C аралығында болады [4].

Қорғасынды балқыту процесінің аралық өнімдері шлақ, штейн, шпейза, балқыту қондырғыларының тозандары мен газдары болып табылады.

Қорғасынның шахталық балқыту шлактары шихтадан 80 %-ға дейін мырыш, қорғасын мен мыстың кейбір бөлігін өткізеді. Балқымада соңғыларының концентрациясы 2,0-1,0 % жетеді.

65 % -ға дейін Ge , 55 %-ға дейін Ti , 45 %-ға дейін In , 30 % Te , сондай-ақ басқа сирек кездесетін және шашыраңқы элементтер шлаққа өтеді [5].

Құрамында мырыш бар шлактарды өңдеу әдістері. Мырышы бар шлактардан мырыш пен қорғасынды алу үшін келесі процестер қолданылады: фьюмингілеу, вельцтеу, электротермиялық процесс.

Фьюмингілеу әдісі. Фьюмингілеудің (газ процесі) көмегімен мырыш пен қорғасын сұйық шлактан газ фазасына ұнтақталған көмір қоспасымен немесе конверсияланған табиғи газбен үрлеу арқылы ауысады. Бұл шлақты өңдеудің негізгі әдісі.

Фьюмингілеудің мерзімді процесі бірқатар маңызды кемшіліктерге ие, сондай-ақ бұл процесте ең алдымен қондырғының уақыт тиімділігі төмен және жылу қазандығының температуралық режимінің үлкен ауытқуы бар. Фьюмингілеуді үздіксіз процеске ауыстыру арқылы бұл кемшіліктер жойылады (мазутпен жұмыс істейтін мұндай қондырғы Болгариядағы зауыттардың бірінде қолданылады).

Фьюмингілеу процесінің ұтымды тұстары:

- өңдеу үшін шикізатты дайындауды қажет етпейді, өйткені шахта пешінің тұндырғышынан сұйық шлақты пайдаланады;
- процесті жүргізу үшін сұйық шлақтың жылуы қолданылады;
- отынның жануы мен булардың тотығуынан жылудың көп бөлігі шығады;
- металдардың тиімділігі қазандықтарда қолданылады, бұл қондырғының ұтымдылығын арттырады;
- шлактан металдардың көп бөліну процесі жүреді.

Қорғасынның бөлініп алуы 90-98 %-ды құрайды, мырыш - 88-94 %-ды, германий – 60 %-ды, ал кадмий мен индий толықтай бөлініп алынады. Мысты қалпына келтіру үшін пирит пешке немесе тұндырғышқа беріледі, нәтижесінде кедей штейн алынады, оған қоса бағалы металдар да бөлініп алынады. Отын шығыны шлак салмағының 20-25 %-ын құрайды. Бір кг үрленген көмір қазандықтарда 100°C температурада 7-9 кг бу береді, қондырғының өнімділігі пештің әр м²-ы үшін тәулігіне 25-45 тонна шлакты құрайды [7].

Вельцтеу әдісі. Вельцтеу (илектеу). Бұл процесс құрамында қатты мырыш бар материалдарды өңдеу үшін қолданылады. Бұл процесте мырыш пен қорғасын диаметрі 2,5-4,5 және ұзындығы 30-90 м болады және көлбеу құбырлы пеште мырыш бар материалды ұсақ кокспен немесе көмірмен қоспада қыздыру арқылы 3-5 ° газ фазасына ауысады. Лак-бояу өнеркәсібіне оксидтердің ең жақсы сорттары жіберіледі. Қоспалармен ластанған оксидтерді мырыш зауытында өңдеп, мырыш пен қалдықтар алады, кейін олар қайтадан қорғасын өндірісіне жіберіледі [6].

Қазіргі уақытта вельцтеу көптеген жылдар бойы жинақталған үйінділерден қорғасын балқыту арқылы шлактарды өңдеудің тиімді процесі болып табылады. Мырыш, қорғасын, кадмий сублиматтарға бөлінеді. Мыс және бағалы металдар мыс балқыту шихтасына жіберілетін клинкерде қалады. Клинкерде мыс және бағалы металдар болмаса, оны құрылыс материалы ретінде қолданған жөн.

Шлактарды вельцтеудің артықшылықтарына мырыштың, қорғасынның және кадмийдің сублимацияға жоғары деңгейде ұшырауы мен қарапайымдылығы, пайдалану шығындары жатады.

Вельцтеудің кемшіліктері: пештің салыстырмалы түрде төмен өнімділігі; тек қатты шлактарды өңдеу мүмкіндігі; коксты жоғары тұтынуы; газдардың едәуір бөлінуі; өңдеуде үлкен қиындықтармен байланысты болатын клинкердің көп мөлшерінің алынуы [7].

Электротермиялық процестің әдісі. Электротермиялық процесс. Электр пешінде кокстың шығыны төмендету реакциялары үшін қажетті минимумға дейін азаяды (4-5 %). Нәтижесінде газ фазасындағы мырыш буының парциалды қысымы теорияға жақындайды және мырыштың металға конденсациясы үшін қолайлы жағдайлар туындайды. Бұл әдіс алғаш рет АҚШ-та қолданылды. Кеңес Одағында бұл әдісті М.М.Лакерник зерттеді. Құрамында 11 % мырыш және 3 % қорғасын бар Лениногор қорғасын зауытының шлактарына қатысты басқалары да қарастырылды. Мырыш буы сұйық мырышқа себілген сұйық конденсаторға қойылды. Мырыш сублимациясы 85 %-ды құрады, оның 83 %-ы сұйық металда конденсацияланған. Электр энергиясын тұтыну мырыштың тоннасына 1200 кВт / сағ құрады [6].

Шлакты электротермиялық өңдеудің артықшылығы:

- бір сатыда мырыш пен қорғасын, штейн және қоқыс шлактарын алу мүмкіндігі;

- оттық газдарын қажет етпеуі, шығатын қалдық газдарды тазартудың және қолданудың қарапайымдылығы;

- коксты аз тұтыну;
 - процесті толық механикаландыру және автоматтандыру мүмкіндігі.
- Электрмен балқытудың кемшіліктері:
- мырыштың бөлінуінің жылдамдығының төмендігі;
 - төмен сапалы мырыш алу;
 - пеште темір шөгінділерінің түзілуі;
 - жоғары қуат шығыны;
 - Шлак қоқысындағы мырыш мөлшері салыстырмалы түрде жоғары болады [7, 8].

Фьюмингілеу процесінің теориясы мен тәжірибесі. Фьюмингілеу процесінің мәні төмендегідей. Тотықсыздандырғышпен (көмір тозаңы немесе табиғи газ) араласқан ауа құрамындағы металл оксидтері бар балқытылған шлак ваннасына үрленеді. Тотықсыздандырғыштың толық жануы үшін берілген ауаның мөлшері жеткіліксіз, сондықтан тозаңның көміртегі көміртегінің оксидіне, ал табиғи газ көміртегі оксиді мен сутекке айналады және олар шлактағы металл оксидтерін азайтады [6].

Фьюмингілеу кезінде пайда болатын негізгі реакциялар:



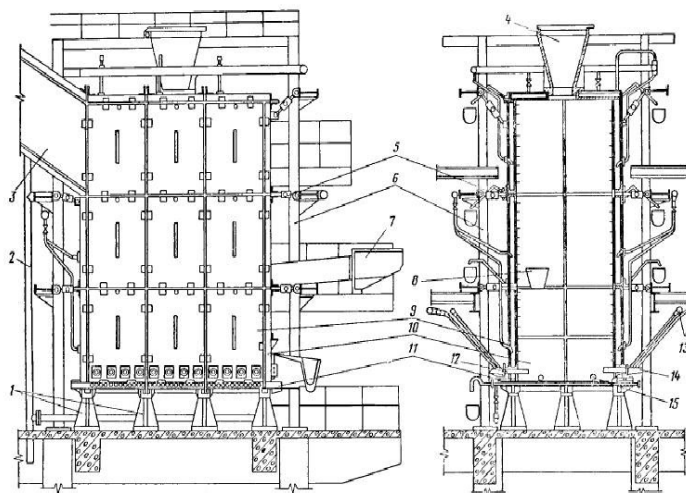
Қорғасын қосылыстары осыған ұқсас жолмен тотықсыздандырылады. Темір ішінара металл қалпына дейін келтіріледі, ол қорғасын мен мырыш оксидтерімен және сульфидтерімен мына реакциялар арқылы әрекеттеседі:



Фьюмингілеу процесінің тәжірибесі. Металл оксидтерінің тотықсыздану процесінің қарастырылған теориялық негіздерін еске түсірейік. 1250-1300 °C температураға дейін қыздырылған сұйық шлак компоненттерінің ішінде кадмий, мырыш, қорғасын сульфиді, қорғасын оксиді және қорғасынның өзі (бу қысымының төмендеуінде) айтарлықтай ұшқыштыққа ие. Бұл температураларда мырыш оксидінің бу қысымы өте төмен, сондықтан оны сублимациялау мүмкін емес. Осыған байланысты мырыш оксидін азайтып, оны бу түрінде (мырыштың қайнау температурасы 906 °C) бөліп алған жөн. Ол үшін сұйық ваннада тиісті тотықсыздандырғыш атмосферасын құру қажет. Тепе-теңдік қисықтары бойынша 1200 °C температураға дейін темір азот оксидінен тотықсыздандырылады, бұл фьюмингілеу (күйдіру) кезінде керексіз құбылыс,

өйткені темірдің балку температурасы болып жатқан процесс температурасынан едәуір жоғары болғандықтан қатты күйінде тұнбаға түсіп, пештің ваннасы металл қабығына толып, пеш жарамсыз болып қалады.

Жоғары температурада темірдің оттегіге ұқсастығы мырыштың оттегіге ұқсастығына қатысты өзгереді (ол үлкен бола түсті) және бұл процесте мырыш ең бірінші болып азаяды. Сондықтан шлак құрамында мырыш оксиді болғанша, берілген температурада бос темір түзілмейді. Осыған байланысты темірдің азаюына жол бермеу үшін тазарту процесін мырыштың қалпына келуіне дейін аяқтау қажет (3,0-1,5 % мырыш шлакта өңделмей қалады). Шлакта мырыштың аз мөлшерін қалпына келтірілмеген күйінде қалдыру процестің экономикасымен де түсіндіріледі: шлак құрамында мырыш аз болған кезде оның сублимация жылдамдығы күрт төмендейді. Бұл тотықсыздандырғышты қажетсіз тұтынуды тудырады (сол мөлшерде пешке келтіретін тотықсыздандырғыш, уақыт бірлігіне азайтылған мырыш мөлшері үрлеу соңында күрт төмендейді). Сондықтан шлақты үрлеу 1,5-3,0 сағат ішінде жүргізіледі. Сублимациялық пештер (шлак-сублимация қондырғылары - ШСК) техникалық қызмет көрсетуді жеңілдету үшін білік пештерімен бір қран ұясында орналасқан (1-сурет).



1 - пеш негізінің тіректері; 2 - су құбыры; 3- кессонды газ өткізгіш; 4 - жүктеу шұңқыры; 5 - тұрақты ұялар; 6 - пеш жақтауының бағанасы; 7 - құю ыдысы; 8 - толтыру терезесі; 9 - мойнақты кессондары; 10 шығатын кессондар; 11 табанды кессондар; 12 - өрт сөндіру құбырлары; 13-ауа және көмір-ауа коллекторлары; 14 үрлеуіштер; 15 шығыс саңылаулары

1-сурет – Тұмшапештің (фьюменг-пеш) жалпы көрінісі

3-24 м² (2,4 х (1,2 - 9,6)) көлденең қимасының ауданы 9 м-ге дейінгі білік типтегі пештің түбі шойыннан құйылған құбырлармен салқындалатын шойын плиталарынан жасалған. Ол арқылы су айналады. Пештің қабырғалары, жабық жоғарғы жағы және түтін мұржасы кессоннан жасалған. Кессондардың ішкі

кабырғасында бас сүйекті ұстап тұру үшін түйреуіштер 50 мм қашықтықта дәнекерленген. Мырышқа бай шлакты құюға және қалдықтарды шығаруға арналған шұңқырлар бар.

Фьюмингілеу процесінің өнімдері. Пеш ағымдағы шлактармен қатар өткен жылдардан қалған қатты шлактарды өңдеуге мүмкіндік береді (жүктемеде 20%-ға дейін), сондықтан олар үшін соңғы бөлікте люк қарастырылған. Пештің жоғарғы жағында және жоғарғы газ каналында саңылаулар бар, олар газдарды қалдықтарды жылыту қазандығының камерасына бағыттайды. Ол арқылы ауа пешке ұйымдасқан түрде ұшатын мырыш пен қорғасын буларын, металл сульфидтерін тотықтыру үшін беріледі, сондай-ақ көміртегі тотығы да қатысады. Бүкіл жүйе төмен вакуумда орналасады. Бұл газдар мен булардың атмосфераға таралуына жол бермейді.

Фьюмингілеуден кейін шлак пештен үйіндіге жіберіледі. Шлак және көміртек оксидінен ұшатын заттардың жануынан кейінгі газдардың температурасы 1200 °C-ден жоғары, сондықтан олар жылу қазандықтарының астында шығарылады. Қазандықтың астында олар 320 °C-ге дейін салқындатылады, содан кейін қазанды сумен жылыту үшін экономайзерде (120 °C-ге дейін) қосымша жылу бөлінеді, одан тозаңды кетіруге арналған қапшық сүзгілеріне жіберіледі.

Фьюмингілеу процесі тиімділігі:

- өңдеуге шикізатты дайындауды қажет етпейді, өйткені шахта пешінің тұндырғышынан сұйық шлакты пайдаланады;
- процесті жүргізу үшін сұйық шлактың жылуы қолданылады;
- отынды жағудан және металл буларының тотығуынан шығатын жылудың көп бөлігі қазандықтардың тиімділігіне жұмсалады. Бұл қондырғының тиімділігін арттырады;
- шлактан металдардың көп бөлінуі жүреді.

Қорғасынның экстракциясы 90-98 %-ды, мырыш - 88-94 %-ды, германий – 60 %-ды құрайды, кадмий мен индий толықтай алынады. Мысты қалпына келтіру үшін пирит пешке немесе тұндырғышқа жіберіледі, нәтижесінде кедей штейн алынады, одан бағалы металдар да алынады. Отын шығыны шлак салмағының 20-25 %-ын құрайды. Бір кг айдалған көмір қазандықтарда 100°C температурада 7-9 кг бу береді. Қондырғының өнімділігі пештің әрбір м²-ы үшін тәулігіне 25-45 тонна шлакты құрайды [7].

1.1 Тотығу-тотықсыздану процестерінің шлак балқымаларының физико-химиялық сипаттамаларына қысқаша талдау

Шлак қалдықтарын қайта өңдеудің перспективалық бағыттарының бірі - көп камералы балқыту қондырғыларын қолдана отырып, түрлі-түсті металдардың шығынын азайтатын заманауи барботажды процестерді қолдану. Мұнда шлактарды тиісті өңдеу кезектесіп каскадталған пештерде (Outokumpu, Isasmelt) дара түрде жүзеге асырылады. Түрлі-түсті металдардың шлактармен

бірге жоғалуын азайтуға арналған ерекше шешімдерге қарамастан, белгілі әдістердің ешқайсысы түрлі-түсті металдардағы шлақтың кедейлендіру тереңдігіне де, бағалы компоненттерді алудың күрделілігіне де сәйкес келмейді. Әдістердің әрқайсысы күрделі аппараттық рәсіммен сипатталады және жоғары материалдық, энергия шығындарымен қатар жүреді.

Жаңа процестерді дамытудағы шешімді қажет ететін басты мәселелер шлактармен бірге түрлі-түсті металдардың жойылуын, олардың шлактарда болу формасын және түрлі-түсті металдардың шығынын азайту жолдарын зерттеу болып табылатындығын атап өткен жөн. Бұл жағдайда шлак балқымаларының термодинамикасын зерттеу тікелей қолданылатын процестердің мәніне, оксид-сульфидті өзара әрекеттесудің термодинамикасына, шлак пен металл арасында немесе тазартылмаған металл (мыс, қорғасын), әрбір жеке процестегі шлаққа байланысты болады.

Жоғарыда айтылғандарға сүйене отырып, шлак балқымаларының термодинамикасын талдамас бұрын, балқыту процесінде шлак фазасының құрамы және құрылымының рөлі мен маңызы, мыс өндірудің тікелей өндірісі, жаңа технологиялардың физико-химиялық өзара байланысының ерекшеліктері, қорғасын шикізатының әртүрлі түрлері қарастырылады.

1.2 Қорғасын өндірісінің шлақты балқымалардың термодинамикасы

Бүгінгі таңда қорғасын өндірісінің шлактарынан және мысқа бай шлактардан бағалы металдарды алу мәселесін шешу үлкен қызығушылық тудыруда. Пайда болған шлактар күрделі химиялық және фазалық құрамымен сипатталады. Олар құрамында қоспалардың маңызды түзілісі бар (As, Sb, Cd және т.б.), қоршаған ортаға ғана емес, сонымен қатар базаның таралуына да айтарлықтай әсер ететін, алынған өнімдердің сапасын төмендететін балқыту өнімдері арасындағы металдар. Осылайша, «Казцинк» ЖШС-нің шахтада қысқартылған балқыту жағдайында қорғасын өндірісінің жартылай фабрикаттары мен қайта өңделген материалдарын алу кезінде металдардың таралуын зерттеу жөніндегі жұмыстардың нәтижелері [1, 2] қорғасынның штейндермен және шлактармен жоғалуы, қорғасынның 60 %-на әрең жететін қара қорғасынның соңғы бөлініп алуын анықтайды. Баламаның болмауына байланысты қолданыстағы технология осы аралық өнімдер мен қайта өңделген материалдарды өндеудің мәжбүрлі шарасы болып қала береді.

Қорғасын өндірісіне автогендік процестерді енгізу, оларды мыс өндірісінде қолданумен салыстырғанда көп артта қалды [3-5]. Соған қарамастан, қазіргі кезде қорғасынды алғашқы сульфидті қорғасын концентратынан тікелей өндіру процестерінің жеткілікті саны әзірленді [6-8]. Өнеркәсіпте іске асырылатын процестердің аппараттық рәсімі оларды шикізаттың әртүрлі типтері мен түрлерін өңдеу үшін пайдалануға мүмкіндік береді.

Әлемдік тәжірибеде қорғасын өндірісі екі түрлі нұсқаны әзірлеуге бет бұруда: штейнге балқыту, бұл күрделі термодинамикалық жүйеге тән штейн - шлак - қара қорғасын және шлак-қара қорғасын. Өңдеу сызбасын таңдау нақты жағдайларға байланысты және әрбір жеке кәсіпорынның технологиялық мүмкіндіктерімен анықталады. Сульфидті шикізатта қорғасынның мөлшері аз, ал құрамында мыс мөлшері көп болған жағдайда, штейнде балқытқан жөн. Соған қарамастан, қорғасын өндіруші кәсіпорындардың тәжірибесі көрсеткендей, олардың көпшілігі екінші сызба бойынша жұмыс істейді. Ол қара қорғасынды және бай шлақты алу арқылы одан әрі қалпына келтіру амалдарын қажет ететін, қорғасын және шлак өндіру тәсілі.

Автогендік қорғасын балқытуға тән $\lg P_{O_2}$ және $\lg P_{S_2}$ координаттарындағы Pb - S - O жүйесінің фазалық ассоциациясының диаграммасын талдау [9] тек тікелей қорғасын өндірісінің шағын, тар аймағының болуын көрсетеді (1-сурет).

Теориялық зерттеулердің нәтижелері қорғасын алудың әртүрлі процестерін дамытумен толықтай қамтамасыз етіледі. Бұл жағдайлар қорғасын өндірісінде классикалық агломерация сызбасы, яғни тотықсыздандыра шахталық балқыту сызбасы басым болып қалатынын растайды.

Тікелей қорғасын өндірісінің кең дамыған автогендік процестеріне мыналар жатады: TBRC (Швеция); Outocumpu (Финляндия); QSL фирмы Lurgi, «КИВЦЭТ» (КСРО).

Өнеркәсіптік масштабта TBRC конвертерінде қорғасын концентраттарын балқыту сынақтары Болиденнің (Швеция) Реншер зауытында жүргізілді [10].



I – $C_{PbO}=1$; II – $C_{PbO}=0,1$; III – $C_{PbO}=0,05$; 1 – $P_{SO_2}=1$; 2 – $P_{SO_2}=0,1$; 3 – $P_{SO_2}=0,01$ (P_{O_2} , P_{S_2} , Па). Белгіленген көлеңкелі аймақ–тікелей қорғасын өндірісі

2-сурет – Әр түрлі процестердің сызбалық көрінісі Pb - S - O диаграммасында $T = 1473 \text{ K}$

Өнеркәсіптік сынақтар Лайсваль шахтасынан алынған концентраттар, %: 75-76,4 Pb, 1,4-1,6 Zn; 0,3-0,5 Fe; 12,8-13,6 S; 6,4-7,2 SiO₂; 0,6 CaO; 146-150 г / т Ag; 90 г / т Cd және Болиден кеніші, құрамында %: 66.1-67.3 Pb; 2,6-4,2 Zn; 2,5-8 Fe; 0,2 Cu; 14,7-16,3 S; 3,0 -6,95 SiO₂; 0,6 CaO; 421-940 ppm Ag; 166 ppm CD.

Құрамында 25 – 35 % Fe + Zn (Zn <15 %), 20 – 25 % CaO, 20 – 25 % SiO₂ бар шлакты алу есебінен қоспалар ретінде гематит пен әк қолданылды; тотықсыздандырғыш ретінде көмір ұнтақтары мен мазут қолданылды.

Сынақтар құрамында тозақ, мыс конверторы және шлак пеші бар қорғасынды балқытуға арналған *TBRC* конвертерінде жүргізілді. Конвертердің ұзындығы 3,65 м, диаметрі 6 м, максималды қуаты 90 тонна, хром-магнезит кірпіштерімен қапталған. Конвертер осінің көлбеуі 28°, айналу жылдамдығы 0-ден 30 айн/мин дейін реттеледі. Конвертер тозақтосқымен толығымен жабылған. 2 мойнақ тозақ қабаты мен конвертердің мойнынан өтеді: біріншісі - оттегі-отынды қыздырғыш, екіншісі - концентрлі түтіктерден тұратын концентрация. Концентрат ішкі түтік арқылы беріледі. Оттегімен байытылған ауа сыртқы түтік арқылы беріледі. Балқыту өнімдері - шлак, шпейза және қорғасын жабық желдетілетін құбыр арқылы тасымалданады. Шығарылған газдардағы фтор мен хлордың салыстырмалы түрде көп болуына байланысты ылғалды газбен тазарту амалы қолданылды.

Ылғалдылығы 3-6 % концентратты гематитпен бірге барабан кептіргіште 0,5 % ылғалдылыққа дейін кептіріледі, содан кейін шихта экранға беріліп, -12 мм фракция екі қораптағы бункерге құйылады. *TBRC* конвертері (әр бункердің сыйымдылығы 5 тонна) әк пен көмірді арнайы шұңқыр арқылы зарядтайды. Сынақ кезінде 5 мың тонна концентрат өңделді.

TBRC-де қорғасын концентратын балқыту процесі екі кезеңнен тұрды: балқыту және тотықсыздандыру. Бірінші кезеңде келесі реакциялар жүреді:



Қалпына келтіру кезеңіне мына реакциялар кіреді:



Бірінші кезеңде қорғасынның ~ 50 % -ы тазартылмаған қорғасынға, қалғаны шлакқа айналды. Екінші кезеңнен кейін 1-2% қорғасын шлакта қалады.

Температура 1100 °C-де ұсталды және оттегінің мөлшері концентраттың құрамына байланысты реттелді. Температураның көтерілуі қайта өңделген

тозаңның мөлшерін арттырды. *Болиден* кенішінен концентратты балқыту кезінде қайта өңделген тозаң мөлшері жүктің 15-20 %-ын құрады.

Лайсваль шахтасынан концентратты балқыту сатысында пайда болған қайта өңделген тозаң мөлшері шамамен екі есе аз болды және 9 %-ды құрады, ал қалпына келтіру сатысында – 2 % ды құрады. Қалдық газдардағы күкірт ангидридінің мөлшері – 10 %-ды құрады.

Балқыту сатысында қара қорғасындағы күкірттің орташа мөлшері 0,46 %-ды құрады. Қорғасынды қара металлға бөліп алу – 70 %-ды құрады.

Балқу кезіндегі шлактағы қорғасынның көп мөлшері балқымада оттегінің көптігімен және күкірттің аз болуымен түсіндіріледі.

Шлактағы қорғасын мөлшері жоғарылағанда (45 % және одан көп) концентрат 3 тонна мөлшерінде тиелді, ондағы ауа шығыны 25 м³/мин. Концентратпен тотықсыздану нәтижесінде шлактағы қорғасын мөлшері 10% -ға азайды. Балқымадағы күкірттің мөлшері бір уақытта 0,06 %-ға өсті.

TBRC процесінде сульфидті қорғасын шикізатын қайта өңдеу нәтижесінде алынған балқыту өнімдерінің құрамдары 1-кестеде көрсетілген.

«Оутокумпу» компаниясы (Финляндия) қорғасын концентраттарының «Өлшенген балқыту» (ӨБ) процесін әзірледі және патенттеді. Процесс жартылай өнеркәсіптік масштабта 5 т / сағ қорғасын концентратын өндіретін зауытта сыналды.

1-кесте - TBRC процесінің балқыту өнімдерінің құрамы

Құрамы	Балқыту өнімдері			
	Шлак		Штейн, % (масса бойынша)	Қара Pb, % (масса бойынша)
	Кедейлендірілгенге дейін, %	Кедейлендірілгеннен кейін, %		
Cu	7,5	1,1	53,1	-
Ni	1,0	0,17	2,8	-
Zn	9,7	8,6	2,0	-
Pb	11,3	7,7	11,7	-
Sb	0,09	0,11	0,08	-
Fe	~ 40	~ 40	-	-
Fe ₃ O ₄	~ 26	~ 12	-	-
Cu	-	< 0,1	-	-
Pb	35	1,0	-	97
Sn	1,3	0,8	-	S<0,5 %
Fe	~ 22	22	-	-
SiO ₂	~ 33	33	-	-
CaO	~ 20	20	-	-
MgO	~ 1,5	1,5	-	-
Zn	16	22	-	-
Na ₂ O	~ 3,5	3,5	-	-

Процестің мәні мынадай, құрғақ концентраттың қоспасы (ылғалдылығы 0,3 % -ға дейін), флюстер мен қайта өңделген тозаң оттегімен байытылған ауа немесе таза оттегінің қатысуымен 1300–1400 °С температурада суспензияда балқытылады. Реакциялардың экзотермиясы қосымша жанармайдың қажеттілігін жояды. Балқытылған бөлшектер пештің тұндырғышынан газ ағынынан бөлініп, құрамында шлак қабаты және қорғасын мен бағалы металдар бар металл қабаты пайда болады.

Шлак және металдандырылған қабаттар электрлік пешке бірлесіп үздіксіз бағытталады (процестің нұсқасы - қорғасынды шлактан бөлек шығару болып табылады).

Электр пешінде көмір тозаңды тотықсыздандырғыш ретінде шлак қабатына айдайды. Кедейленген шлак жоғарғы арна арқылы үздіксіз жойылады. Сондай-ақ, қара қорғасын үздіксіз сифон арқылы тазартуға жіберіледі. ӨБ пешінің газдары оларды 350 °С температураға дейін салқындату үшін мәжбүрлі айналымы бар екі секциялы жылу-қазандығы арқылы өтеді. Қорғасын булары сульфат бөлшектері түрінде қатып, конвекция бөлімі арқылы электрофилтрге түседі.

Қалдық жылу қазандығы мен электрофилтрден шыққан тозаңнан ӨБ пешіне қайтарылады. Газды тозаңнан тазартқаннан кейін сұйық SO₂, H₂SO₄ немесе қарапайым күкірт алуға болады. Құрамында негізінен CO₂ бар және түгін мен тозаңнан тұратын электр пешіндегі газ Вентури скрубберінде тазартылады және оны отын ретінде пайдалануға да болады.

Өңдеу кезінде т/сағ: 17 концентрат, 0,4 силикат ағыны, 2 қайта өңделген тозаң - балқыту процесінде 12 тонна шикі қорғасын, 3 тонна шлак және 2450 м³/сағ газ, %: 90 SO₂, 3 H₂O, 7 N₂ алынады. Газдың температурасы 1200°С. Балқу 95 %-дық оттегі үрлеумен жүзеге асырылады, оның шығыны 2160 м³/сағ, температура 25 °С. Электр пешінде 3 т/с шлақтың кедейлендірілуімен көмірдің шығыны 0,2 т/сағ құрайды, ал 0,8 т/сағ Pb көп, 1,9 т/сағ қоқыс шлактарының құрамынан 450 м³/сағ қалдық газ алынады, %: 80 CO, 2,7 CO₂, 6,3 H₂, 0,3 O₂, 10,7 N₂.

Құрамында 40-75 % қорғасыны бар концентраттарды ӨБ пешінде өңдеу кезінде қорғасынды шикі металға шығару 60-тан 95 % -ға дейін болады. Қорғасынның қалған бөлігі шлак таусылған кезде электр пешінде қалпына келтіріледі. Қорғасынның жалпы қалпына келуі 97–99 %-ды құрайды.

1981 жылы Берцелиус зауытында (ГФР) Q–S–L (Кено–Шуман–Лурги) процесі бойынша қорғасын өндірісінің жартылай өнеркәсіптік сынақтары өткізілді. Реактордың ұзындығы 22 м, диаметрі 2,5 м.

Қорғасын концентраттарынан тұратын заряд, %: 64,7 Pb, 1,6 Zn, 5,5 FeO, 6,6 SiO₂, 15,3 S, құрамында %: 65,7 Pb, 2, 1 Zn, 1,8 Cd, 9,2 S бар қайта өңделген тозаң араласады. Қоспаны ылғалдандырып, илектеп балқытылған пешке тиейді.

O₂ жеткізілетін пештің тотықтырғыш аймағында температура ~ 950 °С деңгейінде сақталады. Қорғасынның шамамен 60 %-ы шикі металға өтеді, ол түбінен сифон арқылы шығарылады. Қорғасынның қалған бөлігі (~ 40 %) құрамында 55 % қорғасын болатын шлакқа кетеді.

Шлак тотықсыздану аймағына енеді, онда температура 1230 °C-ге дейін көтеріледі, ал қорғасын мөлшері ~ 1,8 %-ға дейін азаяды. Редукция аймағында қажетті температураны ұстап тұру үшін оттық беріледі. Ұнтақталған көмір тотықсыздандырғыш ретінде қолданылады. Құрамындағы шлақтың %-ы: 8,9 Zn, 29,5 FeO, 11 CaO, 36,4 SiO₂, 0,4 S, пештен шығарылады және түйіршіктеледі.

Реактор 8-10 т/с концентратты өңдейді, ал барлық мыс пен күміс қара қорғасынға айналады. Қорғасынды қалпына келтіру 99 %-ға жетеді. Көмір шығыны қара қорғасынның тоннасының 120 кг-ын құрайды. Қондырғы балқытылған хром-магнетит кірпіштерімен қапталған.

Q - S - L процесін әзірлеушілердің пікірі бойынша, қорғасын концентратын өңдеудің барлық басқа (қолданбалы және дамытылған) процестеріне қарағанда капиталды үнемдеу және пайдалану шығындары, атап айтқанда қоршаған ортаны қорғау шығындарын азайту тұрғысынан айтарлықтай артықшылықтары бар. Қуаттылығы жылына ~ 100 мың тонна қорғасын шығаратын өнеркәсіптік зауыт салу жоспарлануда. Бұл өнімділігі 20-30 т / с концентратқа сәйкес келеді.

Американдық сарапшылар қорғасынды тікелей өндірудің пирометаллургиялық әдістерінің ішіндегі ең мүмкіншілігі молы - KCSPO-да жасалған КИВЦЭТ балқыту процесі, оған сәйкес KND Industrieanlagen, Humboldt-Wedag (ФГР) жаңа зауыттарды жобалауға және салуға келісімшарттар жасайды. Бұл компания «КИВЦЭТ-ЦС» процесін қолдана отырып, әлемнің көптеген елдерінде қорғасын концентраттарын өңдеу бойынша біраз зерттеулер жүргізді [10].

Ауыр түрлі-түсті металдардың сульфидті концентраттарын (атап айтқанда, қорғасын-мырыш) өңдеу оттегін, электр энергиясын, циклондық және аспалы балқыту принциптерін пайдаланудың ұтымды үйлесуіне негізделген. Күйдіру - балқыту, фазалық бөлу, шлактардың кедейлендірілуі, сұйық мырыштың конденсациясы процестері бір қондырғыда жүреді.

Шихта (флотациялық концентрат, әктас және кварц құмы, бөлшектердің мөлшері 2 мм-ден аз болғанға дейін ұсақталған және <1 % ылғалға дейін кептірілген) оттегі ағынында пневматикалық фидер арқылы саптамаға беріледі. Саптамадан шыққан тозаң-ауа ағыны реактивті шахтаға тігінен 4 м биіктікке еніп, өз қоймасынан 0,5 м қашықтықта тұтанып кетеді. Пештің жоғарғы аймағында температура ~ 823 К құрайды, мұнда сульфидтер тұтанып, PbS ішінара PbO және SO₂ дейін тотығады. FeS₂ FeS-ге айналады және ішінара тотықтырылады. PbS сублимациясы сол аймақта басталады.

Пештің төменгі аймағында температура 1623 К-ге дейін көтеріледі. Ілінген қатты сульфид бөлшектері балқып, ішінара тотығады. PbS-нің бір бөлігі PbO-мен әрекеттесіп, қорғасын металын түзеді. Алынған FeO және ZnO, сондай-ақ PbO бөлігі шлақталған, бұл PbO сублимациясы мен FeO-ның Fe₃O₄-ке тотығу әсерін әлсіретеді. Шығарылған газдар қорғасын қосылыстарының сублиматтарымен және тозаңмен бірге салқындатқыш шахтаға, балқытылатын шахтадан кессондық бөліммен бөлініп шығады. Салқындатқыш білікте PbS

булары артық оттегімен тотықтырылып PbSO_4 -ке дейін жетеді. Ондағы тұндырылған тозаң, тиелген шихтаның салмағының 25 %-ын құрайды, ол қайтадан шихтамен бірге пешке қайтарылады. Газдағы SO_2 мөлшері шамамен 30–55 %-ды құрайды (т.). Металл қорғасын сияқты балқыту аймағында алынған қорғасын мен мырыш оксидтерінің балқуы қондырғының электротермиялық аймағына түседі. Концентраттың салмағының 6 %-ы мөлшеріндегі кокс мұндағы шатырдағы тесік арқылы беріледі. Бұл бөлімдегі тотықсыздандырғыш атмосферасы қорғасын мен мырыш оксидтерінің металл күйіне өтуін қамтамасыз етеді. Мырыштың сублиматтарға экстракциясы 78 %-ды құрайды [11].

КИВЦЭТ-ЦС процесінің басқа процестермен салыстырғанда бірқатар артықшылықтары бар. Олар: қорғасынды жоғары қалпына келтіру 97 %-ға дейін және 78 % мырышты қалпына келтіру; салыстырмалы түрде аз инвестиция; қолданылатын жабдықтың кішігірім өлшемдері және кішігірім өндіріс аймақтары; шеберхана ішіндегі тасымалдау шығындарының төмендеуі; зиянды газдардың мардымсыз шығарылуынан еңбек жағдайын жақсарту; жоғары автоматтандыру мүмкіндігі.

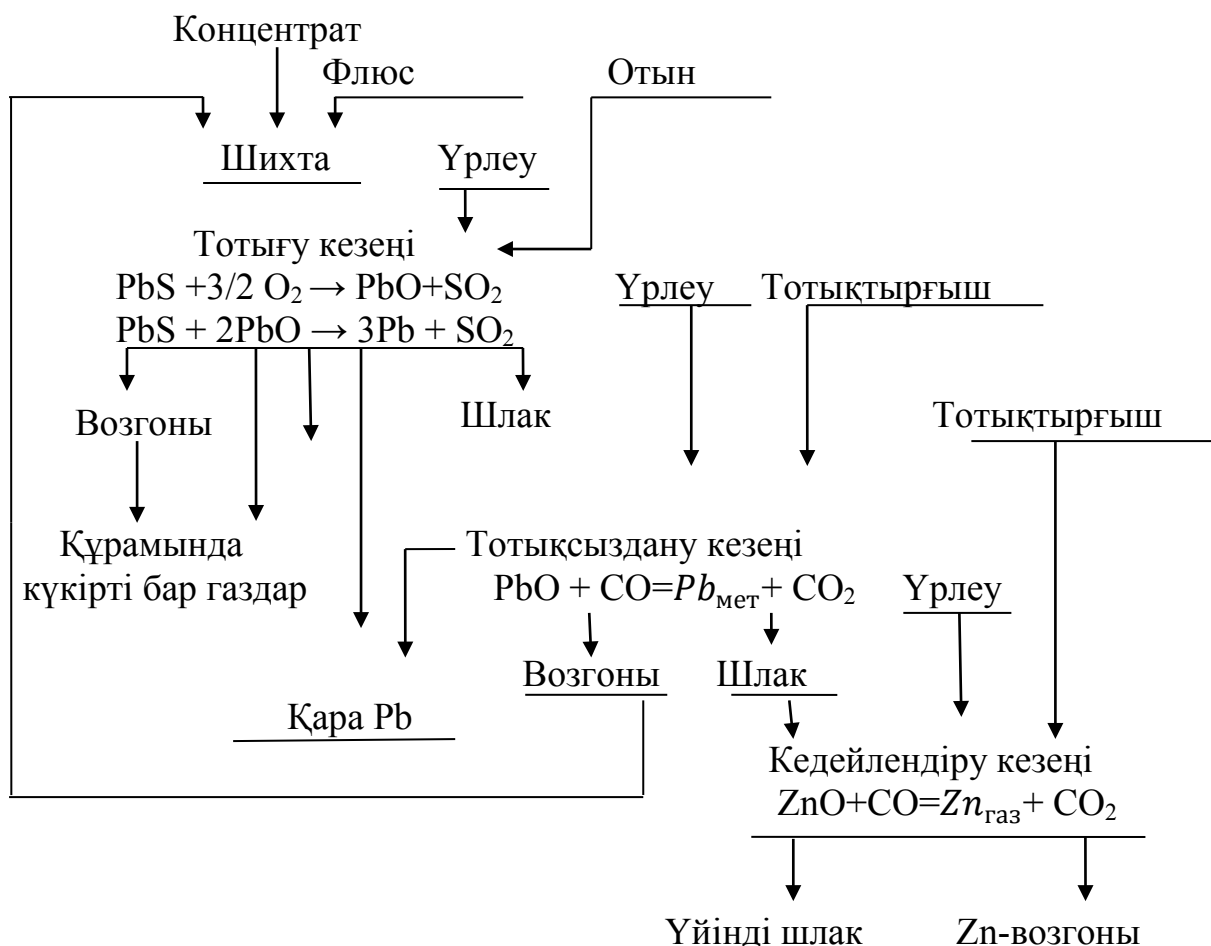
Ванюков процесін қорғасын шикізатын өңдеу үшін қолдану қызықтырады [12]. Авторлар каскадты қондырғыларды қолдануды ұсынды. Бірінші қондырғы құрамында қорғасын құрамы бар қара қорғасын мен шлак өндірісі қарастырылған (40 %-ға дейін), екіншісінде қорғасынға бай шлақты металл фазасы мен шлак қалдықтарын өндірумен қалпына келтіру. Екінші пеш ретінде электр пешін де қолдануға болады, бірақ авторлардың пікірінше, Ванюков пешінің барботажды балқымасында пайда болған масса мен жылу алмасудың қолайлы шарттары келесі амалды пайдалану мәселесін шешеді.

Шихтада мырыш мөлшері жеткілікті жоғары болған жағдайда (Шығыс Қазақстанның кендеріне тән), үшінші блок сол каскадта - жұмыс істеуі керек үздіксіз фьюмингілеу режимі алынған шлактардан мырышты сублимациялау үшін пайдаланылатын болады деп болжануда.

Ұсынылған шешімнің технологиялық сұлбасы 3-суретте көрсетілген. Әдіс шикізат пен үрленудің шлаққа берілуімен, ал балқытудан кейін алынған шлақты оттегімен байытылған ауамен немесе оттық газдарымен көміртекті редуктор қатысында үрленуімен сипатталады. Бұл процесті күшейтуге, ұлғайтуға мүмкіндік береді әрі құнды компоненттерді алу және дымқыл шикізатты өңдеуді қамтамасыз етеді.

Сульфидті шикізат тотығу аймағында орналасқан мойнақтар арқылы оттегімен байытылған ауамен ($\sim 60\% \text{O}_2$) шлак сұйықтық қабатына тікелей үрленеді. Қарқынды араластырылған шлак ваннасының бетіне ылғалдылығы 5-8 % сульфидті шикізатты жүктеуге болады.

Процестің жоғары температурасында - 1473 К, барботажды шлак ваннасында қорғасын сульфидінің бір бөлігі оксидке дейін тотығады. Балқыманың ваннасындағы соңғысының мөлшері 5-30 % аралығында сақталады.



3-сурет - Ванюков пешіндегі қорғасын концентраты өңдеудің технологиялық сұлбасы [12]

Алынған металл қорғасын пештің ошағында жиналады және үздіксіз сифон арқылы шығарылады. Мырыш сульфиді оксидке дейін тотықтырылып, шлакқа өтеді. Пештің тотықсыздану аймағында не табиғи газ бен ұнтақталған көмірдің қоспасы, не мазут және оттегімен байытылған ауа шлак қабатына үрленеді немесе бұл қоспалардың орнына, барботажды ваннаның бетіне кокс құйылады. Мұндай жағдайда шлак құрамында болатын қорғасын оксиді металл қорғасынына дейін тотықсызданып, пештің ошағына түседі, ал ZnO метал мырышына және кішігірім деңгейіне дейін азаяды. Сонымен бірге сирек және сирек-жер металдарын бөлу жүзеге асырылып, тазартылады.

Автогенді мыс балқытудың математикалық модельдерін құрудың кеңінен дамыған әдістемесі қарастырылып отырған үрдіс үшін тепе-теңдікте фазалық шығудың жалпы моделін құруға мүмкіндік берді. Жалпы модель - бұл екі модельдің кешені. Олардың біріншісі бірінші қондырғыда (тотығу сатысы) жүретін процестерді, ал екіншісі екінші және үшінші қондырғыларда (қорғасынды тотықсыздандыру және күйдіру кезеңдері) жүретін процестерді сипаттайды.

Тәжірибелік мәліметтер негізінде балку өнімдері арасында компоненттердің таралуын есептеуге мүмкіндік беретін теңдеулер құрылды. Авторлар технологиялық сызбаның барлық кезеңдерінің оңтайлы режимдерін орнатқан. Олар қорғасынды тазартылмаған металға, ал мырышты сублиматтарға бөліп алудың ең жоғары селективтілігін қамтамасыз етуге мүмкіндік береді. Бұған келесі шарттарды сақтай отырып қол жеткізуге болады: тотығу сатысында - $T \sim 1380 \text{ K}$; $\text{PO}_2 \approx 1 \text{ МПа.}$, қорғасынды қалпына келтіруге дейінгі кезеңде - $T = 1400-1450 \text{ K}$; $\text{PO}_2 = 10-5 \text{ Па}$; Кедейлендіру кезеңінде - $T = 1600 \text{ K}$; $\text{PO}_2 = 10-7 \text{ Па}$.

Технологияның өнеркәсіптік дамуы 2004-2005 жылдары Қытайда жүзеге асырылды. МИСиС қызметкерлері қытайлық мамандармен бірге Хеньянь провинциясында жылына 18 мың тонна қорғасын концентраттарын өңдеуге арналған Ванюковтық бір зоналы пеш салды.

Өңделген сульфид концентратындағы қорғасын мөлшері 60 % -ға жетті. Балку екі кезеңде жүзеге асырылады.

Бірінші сатыда - пеш тотығу режимінде жұмыс істейді - қорғасын және қорғасынға бай шлак үшін (шлактағы қорғасын мөлшері 40 %-ға дейін). Алынған шлак пештен өткізіліп, түйіршіктеліп, қалпына келтіру үшін қатты күйінде пешке құйылады. Екінші сатыда пеш қорғасын мен шлак үшін қалпына келтіру режимінде жұмыс істейді.

Тотығу және тотықсыздану сатысында алынған қара қорғасын одан әрі тазартуға жіберіледі, ал қорғасында кедейленген шлак үйінділерге жіберіледі.

Мыс және құрамында қорғасын бар шикізаттың күрделі құрамын қайта өңдеу процестерін талдау көрсеткендей, қорғасын балқытудың барлық автогендік процестер, соңғы шлактардағы қорғасын құрамының жоғарылауымен жүргізіледі. Бұл өз кезегінде бағалы металдарды алу үшін қосымша өңдеуді ұйымдастыруды талап етеді. Түрлі-түсті металдарда кедейлендіруден кейін алынған шлактардың пайдаға аспай, тек қоқыс өнімнің бір күйінен екінші күйіне ауысуы және үйінділерде жинала беруі қағидалы түрде маңызды мәселе. Бұдан, шлакты азайтудың белгілі технологиялары қоршаған ортаны қорғау мәселелерін толық шеше алмайды. Қорғасын өнеркәсібін дамытудың болашағы көмірді төмендететін арзан агенттерді қолдана отырып және алдын-ала агломерациясыз оттегі үрлеумен балқытуды енгізумен ғана байланысты емес, сонымен қатар екінші деңгейлі энергетикалық ресурстарды пайдалану деңгейімен байланысты болуы керек. Бұл тұтас - шлак қалдықтарын жоюмен де байланысты.

1.3 Зерттеудің ғылыми бағытын таңдау және негіздеу

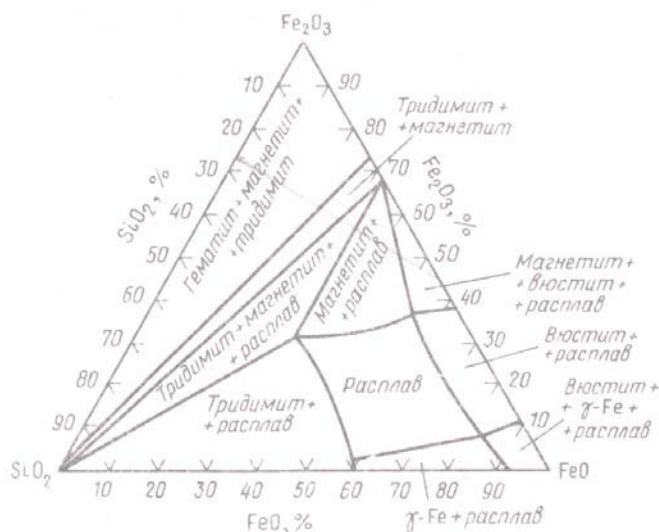
Түрлі-түсті металлургия шлактарының негізін $\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ жүйесі құрайды. Нақты шлактарда, әдетте, бірқатар басқа оксидтер (CaO , Al_2O_3 , ZnO) болады. Оларда күкірт және түсті металдар ериді. Жоғарыда аталған барлық қоспаларды қамтитын шлак жүйесіндегі компоненттердің белсенділігі

жеткілікті түрде зерттелмеген. Соған қарамастан, қазіргі кезде үш және төрт компонентті жүйелер туралы сенімді термодинамикалық ақпарат белгілі. Олардың негізінде штейн - шлак және металл - шлак жүйелеріндегі тепе-теңдіктер есептеледі.

Металлург-технолог үшін екі маңызды мәселе: фазалар арасындағы алмасу реакцияларын есептеу үшін қажет болатын магнетитпен шлақты гетерогенизациялау ауданын және шлактағы темір оксидінің белсенділігінің мәнін анықтау. Бұл мәселелер металлургияда қағидалық маңызы бар және егжей-тегжейлі қарастыруды қажет етеді.

Металлургияда кеңінен қолданылатын $\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ үштік жүйесін бірқатар зерттеушілер егжей-тегжейлі зерттеді [13-18]. Техникалық әдебиеттерде диаграмманың 1523 К температурасында есептелген изотермиялық бөлімдері келтірілген (3-сурет).

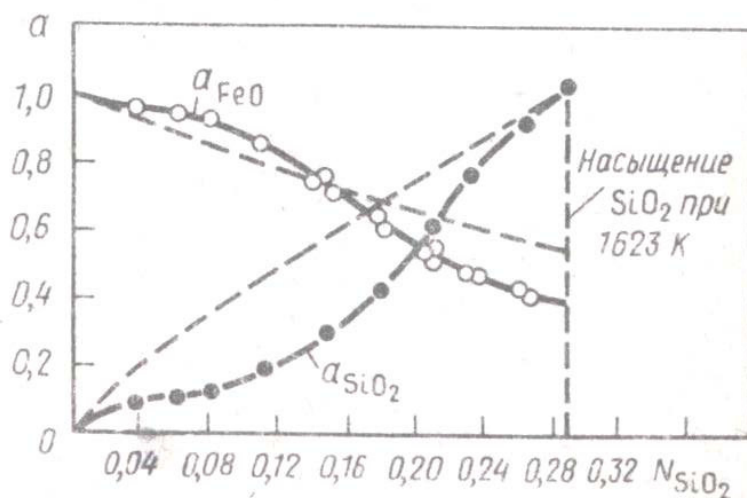
3-суреттен көріп отырғанымыздай, біртекті балқымалар аймағы төрт қатты фазамен шектеседі: $\gamma\text{-Fe}$, Fe_{1-x}O , Fe_3O_4 +/- x, SiO_2 . Диаграмма өрісіндегі тепе-теңдік оттегінің қысымы балқыманың 10-5 - 10-6 Па-дан қанығу шекарасында 10-1 - 10-2 Па-ға дейін бірнеше рет өзгереді. Шлактағы екі және үш валентті темірдің мөлшері реакция тепе-теңдігіне сәйкес оттегінің парциалды қысымына байланысты:



4-сурет - $\text{FeO-Fe}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ диаграммасының изотермиялық бөлімі 1523 К температурада

PO_2 мәнінің жоғарылауы реакция тепе-теңдігін (7) оңға жылжытады және сәйкесінше балқымада Fe^{3+} құрамының өсуі жүреді. Біртекті балқымалар аймағындағы компоненттердің белсенділігі эксперименталды түрде зерттелмеген. Біртекті шлактардың қанығу шекаралары бойынша компоненттердің (FeO , Fe_3O_4 , SiO_2) белсенділігін есептеу бірқатар жұмыстарда [16-18] Гиббс-Дюхем теңдеуін интегралдау арқылы жүргізілді.

5-суретте γ -Fe шлактарының қанығу аймағындағы a_{FeO} және a_{SiO_2} тәуелділігі көрсетілген.

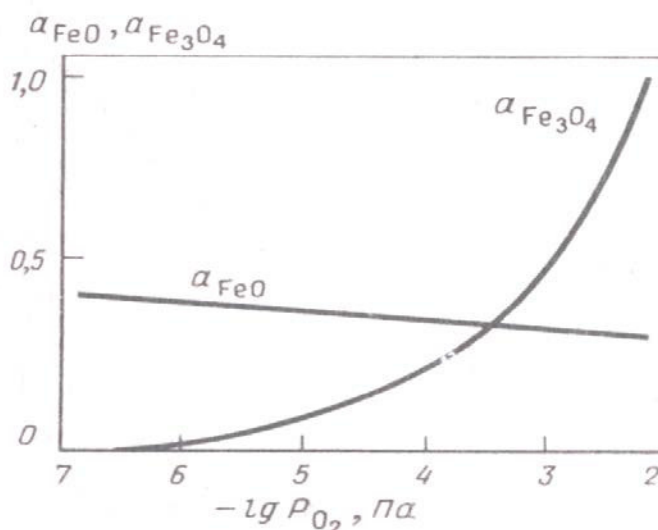


5-сурет - Шлактардың γ -Fe-ге қанығуындағы a_{FeO} мен a_{SiO_2} тәуелділігі

Компоненттердің белсенділік коэффициенттері құрамға біршама тәуелді екендігі байқалады.

FeO белсенділігінің мәні шлактардағы температураға өте аз мөлшерде тәуелді екенін ескеру маңызды. 1473 - 1573 K температурасы тар диапазонда температураның компоненттердің белсенділігіне әсерін ескермеуге болады, бұл есептеулерді жеңілдетеді.

6-суретте [19] авторларының a_{FeO} , $a_{\text{Fe}_3\text{O}_4}$ -тің SiO_2 қанығу шекарасы бойынша тепе-теңдік оттегінің қысымына тәуелділігі түріндегі нәтижелері көрсетілген.



6-сурет - a_{FeO} , $a_{\text{Fe}_3\text{O}_4}$ тепе-теңдіктің қысымға тәуелділігі 1523 K-да SiO_2 қанығу шекарасы бойынша оттегі

Суретте берілгендей, бұл жағдайда a_{FeO} мәні іс жүзінде тұрақты, ал магнетиттің белсенділігі γ -Fe мен SiO_2 шлактарының екі рет қанығу нүктесінде нөлден тепе-теңдік шлак - магнетит нүктесінде SiO_2 бірлікке дейін өседі. Алайда, іс жүзінде автогенді балқыту шлактарындағы SiO_2 мөлшері 30-35 % аралығында өте тар ауқымда өзгереді. Бұл жағдайда a_{FeO} 0,3-тен 0,4-ке дейін болады.

Осылайша, бұл шолу Fe - O - SiO_2 жүйесіндегі компоненттердің қызметіне тәуелділіктің сипаты толығымен зерттелгенін көрсетеді. Тепе-теңдікті есептеу үшін тәуелділіктің аналитикалық өрнегі қажет. Бұл температура мен композициялардың кең ауқымында есептеулер жүргізуге мүмкіндік береді. Fe - O - SiO_2 жүйесіне қатысты бұл мәселе зерттеу барысында шешілді [20], оның нәтижелері бірқатар тепе-теңдік модельдерді құру үшін қолданылды.

Күміс құмтасының шөгінділерінен алынған концентраттар кремний диоксидінің жоғарылауымен, темірдің және басқа да негізгі оксидтердің шамалы құрамымен сипатталады. Мұндай концентраттарды балқыту кезінде белгілі бір балқу температурасы мен тұтқырлығы бар шлактарды алу үшін, пеште штейн пен шлақтың жеткілікті түрде толық бөлінуін қамтамасыз ете отырып, әктас қосынды ретінде пайдаланылады, ол салмағы бойынша түпнұсқа концентратына едәуір мөлшерде қосылады. Осы түрдегі концентраттар үшін автогенді балқымаларды қолдану келесі себептерге байланысты қайта бөлу үшін энергияны тұтынудың артуына байланысты тиімсіз екенін ескертеміз:

- балқу процесінде тотықтыруға болатын темір сульфидінің шамалы құрамына байланысты концентраттардың төмен калориялық құндылығы;
- қосынды ретінде берілген әктастың ыдырауы үшін жоғары энергия шығынының қажеттігі;
- қалдық газдардың көп мөлшері бар және әдетте жоғары температураға ие жылу сіңіргіштігінің жоғарылауына байланысты автогенді балқыту қондырғыларының төмен жылу тиімділігі.

Қарастырылған концентраттар түрін өңдеу үшін тиімділігі жоғары пештің қондырғылары және сыртқы жылуы максимумға дейін қолданылатын, мысалы, руда қорытатын пештер ең қолайлы болып саналады. Рудалық жылу тиімділіктің жоғарылатылған мәндері кенді-термиялық пештерде газдың аз мөлшерде пайда болуына, пайдаланылған газдардың төмен температурасына, пештің сыртындағы қаптамасының толық болмауына немесе болмашы дәрежесіне байланысты жүзеге асырылады. Кенді-термиялық балқыту процесінде пеште газ түзілуі темір мен мыстың (пирит пен халькопирит), карбонаттардың, гидраттардың диссоциациялануы және шихтадағы бос ылғалдың булануы есебінен жүзеге асырылады. Шихтаның алдын-ала кептірілуіне байланысты, әдетте, шихтадағы ылғал шамалы мөлшерде болады. Электр пештеріндегі қарсылықтың негізгі денесі пеште шихта қабатының астында орналасқан доғалар арқылы жоғарыдан берілетін балқытылған шлак болып табылады. Шихтаның ыстық горизонтында пайда болған газдар суық шихта қабаты арқылы көтеріліп, жылудың көп бөлігін шихтаға береді, бұл

газдармен аздаған жылу алмасуға қол жеткізеді. Өктас зарядқа қоспа ретінде қосылады. Бұл шамамен шлактарды үштік жүйе ретінде қарастыруға мүмкіндік береді $\text{SiO}_2 - \text{CaO} - \text{FeO}_x$ ($x = 1$ және $1,33$).

1.4 Зерттеуді таңдау және негіздеу

Қазақстандағы түрлі-түсті металлургия кәсіпорындары жылына 600-800 мың тонна шлак шығарады. «Казцинк» ЖШС-де жұмыс істейтін, фьюмингілеу арқылы қорғасын өндірісінің шлактарын кедейлендіру технологиясы тек мырыш алуға бағытталған. Бұл технология экологиялық тұрғыдан «лас» технологиялардың бірі болып табылады және бірқатар маңызды кемшіліктерге ие: тозаңның жоғары шығымымен жүретін тозаң-ауа көмір қоспасын кешенді дайындауды қажет етеді. Сонымен бірге шлак қалдықтарында түрлі-түсті металдардың мөлшері жоғары болады. %-ына (мас): 0,3 Pb; 0,2 Cu және 2,3 Zn дейін. Осылайша, технология түрлі-түсті металдарды кешенді алу және шлакты кәдеге жарату мәселесін толық шеше алмайды, тек мырышты бөліп алу арқылы оны бір күйден екінші күйге ауыстырады, әрі қарай қажетті өңдеу сатысына дейін өңдеуді керек етеді.

Техникалық әдебиеттерде теориялық және тәжірибелік материалдардың көптігіне қарамастан, қорғасын шлагын өңдеудің тиімді сызбаларын іздеу әлі де үлкен қызығушылық тудыруда. Сонымен қатар, оның оксиді түріндегі шлактардағы еріген мыс шығындарының басым рөлін ескере отырып, шлактардың кедейлендірілуінің барлық белгілі әдістерінің ішіндегі ең тиімдісі тотықсыздандыру әдістері деп айтуға болады.

Бұл мәселені шешу үшін шлак компоненттерінің табиғи газбен өзара әрекеттесуіне термодинамикалық талдаулар, қорғасын өндірісіндегі шлактардың кедейлендірілуі бойынша зертханалық тәжірибелер және шлактардың кедейлендірілуі бойынша металлургиялық есептеулер жүргізілді.

2 Іс-тәжірибелік бөлім. Қорғасын өндірісіндегі шлакты екі сатылы кедейлендіру технологиясын әзірлеу

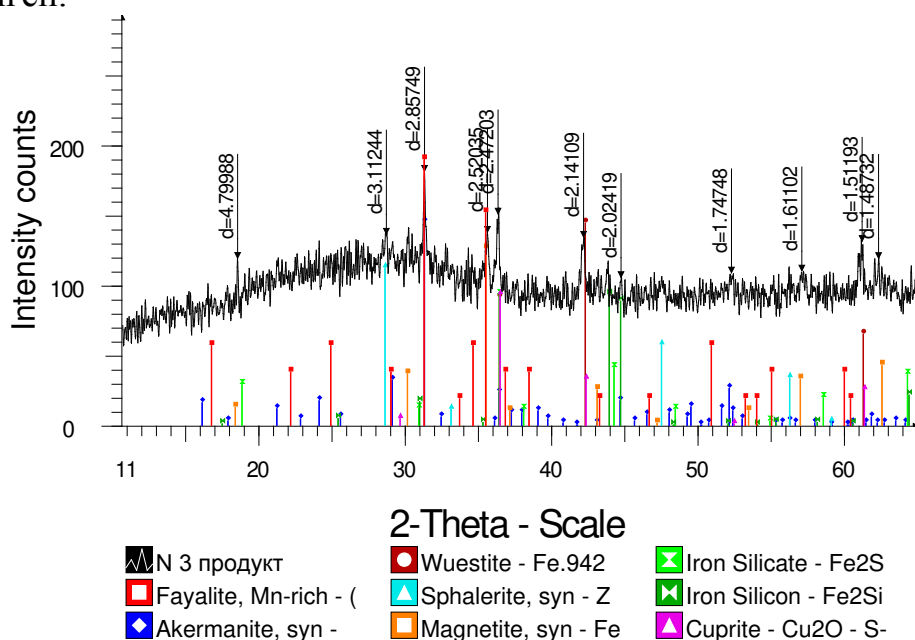
2.1 Бастапқы шлактың сипаттамасы

Шлак сынамаcының жартылай сандық рентгендік фазалық талдауының нәтижелері 3-кестеде берілген.

3-кесте - Қатты шлак сынамаcының жартылай сандық рентгендік фазалық талдауының нәтижелері (3 өнім)

Фаза	Формула	Концентрация, %
фаялит, Mn-сод.	$(\text{Fe}, \text{Mn})_2\text{SiO}_4$	40,6
акерманит	$\text{Ca}_2\text{Mg}(\text{Si}_2\text{O}_7)$	17,3
вюстит	$\text{Fe}_{0.942}\text{O}$	9,1
сфалерит	ZnS	8,6
магнетит	Fe_3O_4	7,6
силикат Fe	Fe_2SiO_4	7,1
силицид Fe	Fe_2Si	6,3
куприт	Cu_2O	3,4

Зерттелген шлак үлгісінің дифракциялық заңдылықтары 7 суретте көрсетілген.



7 - сурет - Шлак үлгісінің дифракциялық заңдылықтары

Шлактарда мыс негізінен оксид және сульфидті формалармен берілген. Оның үстіне, шлактардағы мыс оксиді түрінің оның сульфидті түрімен салыстырғанда үлесі басым. Сондай-ақ, шлактардың құрамында мыс

арсенидтері мен антимонидтердің минималды мөлшері бар. Мыс ферриттері де аз мөлшерде болады. Бұл компоненттердің шлактардағы үлесі ондағы мыс құрамының ~ 0,2 %-ын құрайды.

Шлактардағы қорғасын негізінен оксид және силикат түрінде кездеседі. Бұл қосылыстардағы қорғасынның үлесі оның шлактағы жалпы мөлшерінің 60 % -на жетеді. Шлактардағы қорғасынның қалған бөлігі (40 %) металдық және сульфидті формалармен ұсынылған және олардың осы бөліктегі пропорциялары шамамен тең. Бұл шахтадағы қысқартылған балқыту кезінде штейн мен шлак арасында қорғасынның көрсетілген формаларын қайта бөлу жүрмейтіндігін көрсетеді.

Шлактардағы мырыш оксид, феррит және сульфид түрінде кездеседі. Оксид түріндегі мырыштың үлесі шамамен 80 %-ды құрайды. Шлактардағы мырыштың 16 % - ы мырыш ферриттері түрінде кездеседі. Шлактардағы мырыштың қалған бөлігі сульфид түрінде болады.

Шлактардағы темір сульфид, екі және үш валентті темір түрінде, сондай-ақ металл түрінде аз мөлшерде берілген. Шлактардағы темірдің (Fe^{2+}) үлесі ~ 76 %-ды құрайды. Үш валентті темірдің үлесі (Fe^{3+}) 15 % деңгейінде. Шлактағы темірдің шамамен 1,0 % - ы металл түрінде болады және темір арсениді мен антимонид түрінде болады. Шлактардағы темірдің қалған бөлігі сульфид түрінде ұсынылған.

Шлак құрамындағы күшәла (мышьяк) мен сүрме(сурьма) негізінен төменгі оксидтер түрінде кездеседі (As_2O_3 , Sb_2O_3). Олардың аз мөлшері мыс пен темір қосылыстарында да кездеседі. Ішінара сүрме (сурьма) еріген металл түрінде де кездесіп отырады (Sb^0).

2.2 Орнату сызбасы және тәжірибелерді жүргізу әдістемесі

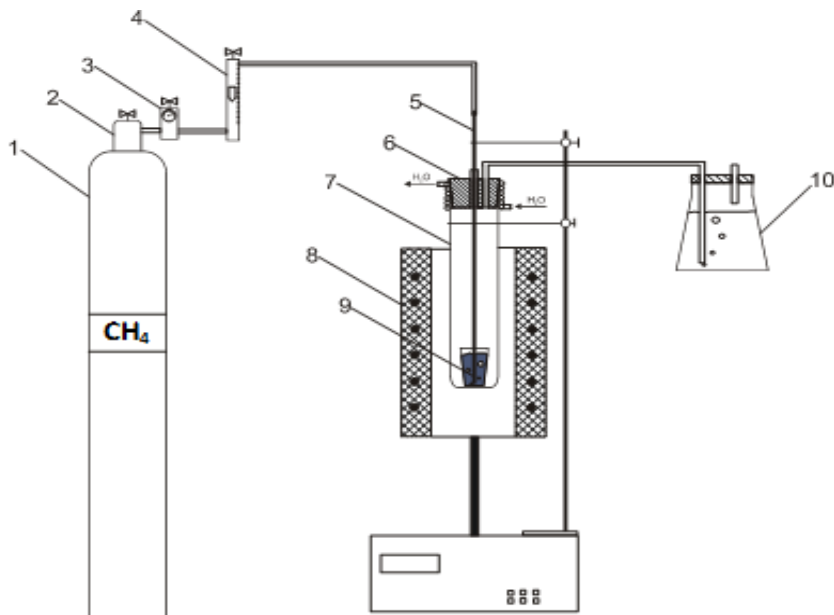
Жүргізілген зерттеулердің бір ерекшелігі-табиғи газ бен көмірді пайдалана отырып, жарамды қалпына келтіру жағдайларында шлактардың екі сатылы кедейлендірілуі. Орнату сызбасы 8-суретте көрсетілген.

Тәжірибе жүргізу әдістемесі. Құрамында қорғасын сульфидті концентратын балқыту кезінде алынған шлак бастапқы материал ретінде пайдаланылды, %: 0,62 Cu; 1,0 Pb; 4,42 Zn; 0,1 As; 39,1 Fe; 33,7 SiO_2 ; 3,1 CaO; 2,5 Al_2O_3 ; 0,6 MgO; 15,5 – т.б.

Қалпына келтіргіш ретінде көмір құрамы пайдаланылды, оның құрамдық %-ы: көміртегі-74,0; оттегі – 4,0; күкірт – 0,6; басқалары – 21,4.

Бірінші кезеңде пешке орналастырылған кварц реакторына 100 г шлақтың бастапқы үлгісі бар тигель тиелді. Толық орнатқаннан кейін, пеш 1300 ° C температурасына дейін қыздырылды. Пешті жылыту сәтінен бастап реактордың бос аймағын табиғи газбен үздіксіз үрлеу басталды. Үрлеу түтігінің орналасуы балқыманың үстінде жүзеге асырылады. Шлакты балқытқаннан кейін үрлеу түтігі балқымаға батырылып, оны үрлеу басталды. Табиғи газ ағынының жылдамдығы As_2O_5 күшәла (мышьяк) оксидінің ұшпа As_2O_3 қосылысына дейін

тотықсыздануы үшін теориялық тұрғыдан қажетті мөлшерден 30 %-ға артық болуы арқылы орнатылды. Алдын ала жүргізілген тәжірибелер күшәланы (мышьякты) газ фазасына жоғары экстракциялауға 5-10 минут ішінде жететіндігін анықтады. Шлактардың құрамы табиғи газбен өңделгеннен кейін айтарлықтай өзгеріске ұшырамады.



1-табиғи газы бар баллон; 2-газ вентилі; 3 – газ редукторы; 4 – ротаметр; 5) балқыманы үрлеуге арналған алуңд түтігі; 6-сумен салқындатылған тығын; 7-кварц реакторы; 8-құбырлы қыздыру пеші; 9-ілмегі бар тигель; 10-Дрексель ыдысы

8 - сурет – Шлактарды кедейлендіруге арналған қондырғының жалпы сызбасы

Шлакты табиғи газбен үрлеудің алдын-ала белгіленген уақытынан кейін түтік балқымадан шығарылып, шлак кедейлендірілуін төмендетудің екінші кезеңі басталды. 30 г мөлшеріндегі металл мыс пен көмір ұнтағы балқыманың бетіне оның шығынынан, мыс, қорғасын және мырыш оксидтерін тотықсыздандыруға арналған теориялық қажеттіліктен 30 %-дан асатын жылдамдықпен тиелген. Содан кейін үрлеу түтігі балқымаға түсіріліп, шлакты табиғи газбен үрлеу басталды. Газ ағынының жылдамдығы оның қорғасын мен мырыш оксидтерін металл күйіне келтіруі үшін теориялық тұрғыдан қажетті мөлшердің 10, 20, 30, 40, 50 және 60 %-ы артық болуының негізінде таңдалды.

Үрлеу аяқталғаннан кейін балқыма өнімдерін толық бөлу үшін температураны төмендетпей 15 минут тұндырылды. Пеш салқындағаннан кейін тигель реактордан алынып, суда қатты күйге өтті. Алынған мыс қорытпасы шлактан бөлініп, өлшенді. Шлак және мыс сынамалары сандық элементтік талдауға жіберілді.

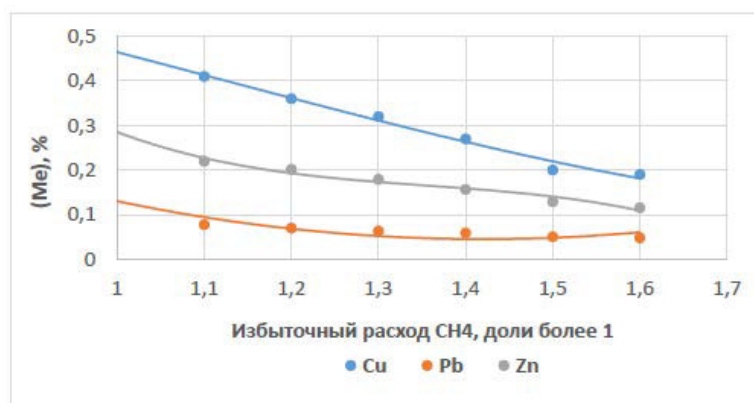
3 Көмірдің қатынасы негізінде шлактарды табиғи газбен кедейлендіру

Тәжірибелер «Аусмелт» (ТОО «Казцинк») автогенді балқытудан кейін алынған шлактармен жүргізілді, құрамдық %-ы: 0,66 Cu; 1,02 Pb; 4,22 Zn; 0,1 As; 38,4 Fe; 30,3 SiO₂; 4,1 CaO; 5,1 Al₂O₃; 0,5 MgO; және т.б. Шлак табиғи газбен үрленді, құрамы %-дық көлемі: 92,6 CH₄; 4,07 C₂H₆; 1,07 C₃H₈; және т.б. Құрамында 74 % көміртегі бар көмір тотықсыздандырғыш ретінде қолданылған.

Шлақты табиғи газбен үрлеудің бірінші сатысында қорғасын мен мырыштың шамалы азаюына қол жеткізілді: сәйкесінше 1,02-ден 0,9 % -ға дейін және 4,22-ден 4,03 % -ға дейін өзгерді. Балқыманы 10 мин үрлеу арқылы As-ді максималды (98 % дейін) тозаңға айналдыруға қол жеткізіледі. Тозаңның шығуы - шлак салмағының 0,41 %-ын құрайды. Тозаңның құрамы ~ 24 %-ды құрайды. Бастапқы шлак құрамында мыс мөлшері аз болғандықтан мыстың төменгі фазаға шығуы жүзеге аспайды.

Екінші кезеңде ішінара қалпына келтірілген шлактар көмірдің қатысуымен табиғи газбен азайтылды.

Шлак құрамындағы металдардың минималды құрамын қамтамасыз ететін табиғи газдың оңтайлы шығыны: Cu-0,25 %, Pb-0,06 %, Zn-0,18 %, оксидтерді тотықсыздандыруға теориялық тұрғыдан қажет болғаннан 30 % -ға жоғары (9-сурет).... Бұл жағдайда қорытпадағы темірдің минималды мөлшері (0,08 %) және көмірдің аз шығыны қамтамасыз етіледі.



9 - сурет - Табиғи газды тұтынуға байланысты шлакта Cu, Pb, Zn мазмұнының өзгеру динамикасы

4 Қорғасын өндірісінің шлактарын қайта өндеудің жалпы технологиялық сызбасын әзірлеу

Қорғасын өндірісінің шлактарын кешенді өндеу үшін екі дәйекті сатыда жүзеге асырылуы мүмкін Ванюков процесі мен пешін қолдану ұсынылады. Оның біріншісі шлактардан күшәланың (мышьяқтың) терең сублимациясын, ал екіншісі - мыс-темір қорытпасы мен қорғасын-мырыш буларының өндірісі.

Шлакты кешенді өндеудің негізгі (кезеңдік) сызбасы 10-суретте көрсетілген.



10 - сурет - Ванюков пешінде шлакты кешенді өндеудің негізгі технологиялық сызбасы

Бірінші кезең – күшәладағы (мышьяқтағы)шлактардың терең кедейлендірілуі. Бұл Ванюков пешінде жүзеге асырылады. Сұйық және қатты шлактардан тұратын бастапқы шихта пештің жұмыс кеңістігіне түседі. Араластырылған шлак ваннасында қатты шлак балқи бастайды және оған әк

ерітіледі. Күшәла (мышьяк) қосылыстарының тотықсыздануының физика-химиялық процесі үшін қажетті температураны (1300 ° С) және масса алмасу жағдайларын қамтамасыз ету үшін шлак балқымасы оттегі бар үрлеу және табиғи газ бен барботтаждалады. Олар бүйірлік фурмалар арқылы беріледі.

Бастапқы шлак құрамында болатын мырыш пен қорғасын, сондай-ақ басқа ұшпа металдар технологиялық газдарға аз ғана мөлшерде өтеді, олар пеш камерасының шатыр астындағы кеңістігінде оттегі бар үрлеумен ішінара жанып кетеді. Түзілген пайдаланылған газдар қышқылданған тозаң бөлшектерімен бірге газ кеңістігіне (газды жағу аймағы) енеді, содан кейін олар тозаңды кетіреді және одан әрі жылу қазандығына түседі.

Шлак балқымасын табиғи газбен үрлеу үшін қажетті уақыт өткеннен кейін шлакты өндеудің екінші кезеңі басталады.

Екінші кезең - құрамында темір, қорғасын-мырыш возгондары мен түрлі-түсті металдарда кедейлендірілген шлак мөлшері аз болатын мыс қорытпасын шығару. Екінші кезең балқыманың табиғи газбен қарқынды барботаж жағдайында мыс оксидін тотықсыздандыру үшін қажет көмірдің белгілі бір мөлшерін Ванюков пешіне тиеу арқылы жүзеге асырылады. Терең төмендетілген жағдайда мыс фазасындағы қорытпаның түзілуі және шығуы төменгі фазада және қорғасын мен мырыштың тозаңға терең сублимациясы жүреді. Түсті металдарда кедейлендірілетін түзуші шлактың құрамын түзету үшін әк флюсі балқытылатын ваннаға үздіксіз беріледі.

Сифонды қондырғының көмегімен мыс қорытпасы шойын шөміштеріне үздіксіз бөлініп, одан әрі өндеуге жіберіледі.

Күшәла (Мышьяк) мен түрлі-түсті металдарда кедейлендірілген шлак пештен сифон арқылы үздіксіз шығарылады. Шлак тасымалдайтын ыдыстарға құйылады немесе су түйіршіктеніп, содан кейін тұтынушыға жіберіледі.

Тотықсыздану реакцияларының пайда болуы нәтижесінде жүзеге асатын процесте жоғары бу қысымына ие мырыш, қорғасын және басқа түрлі-түсті металдардың булары бар газдар 1300-1350 °С температураға дейін ішінара күйдіріледі. Ұшатын металдардың буларын тотықтырады және қышқылданған тозаң компоненттерімен араластырып оксидті қорғасын-мырыш возгондарын құрайды.

Пештің жұмыс камерасынан шыққан ағынды газдар мен сублиматтар қалдық қазандығына енеді, сонда олар 300-350 ° С температураға дейін жанып, салқындатылады. Қазандықта энергия параметрлері бу түрінде алынған қалдық газ жылуы электр қуатын өндіруге және басқа қажеттіліктерге пайдаланылуы мүмкін. Салқындатылып пайдаланылған газдар электрофильтрдегі соңғы тозаңды кетіруге кетеді (қалдықтар жылу қазандығында ішінара тозаң бөлінеді), содан кейін атмосфераға шығарылады.

4.1 Екі сатылы шлакты балқыту өнімдері арасындағы металдардың жалпы таралуы

Түрлі-түсті металдар мен күшәланың (мышьяқтың) көмірдің қатысуымен табиғи газбен шлактың екі сатылы тотықсыздандырылған кедейлендірілген өнімдер арасында таралуы 10-суретте көрсетілген.

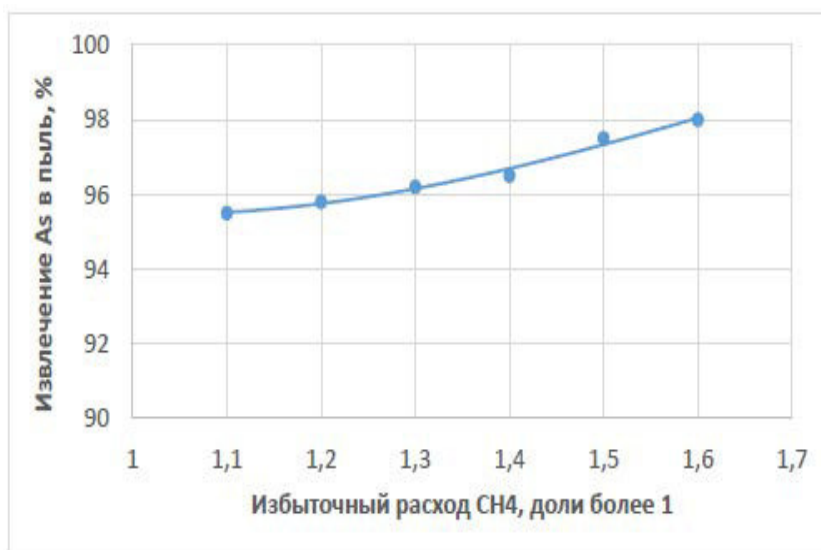
Зертханалық зерттеулердің нәтижелері бойынша 1300°C температурада табиғи газбен шлактардың екі сатылы кедейлендірілуінің ұтымды технологиялық параметрлері анықталды:

- Бірінші кезең: үрлеу ұзақтығы - 10 мин; газ шығыны - As_2O_5 -ті ұшпа оксидке - As_2O_3 тотықсыздандыруға стехиометриялық тұрғыдан қажет болғаннан 30 %-ға артық.

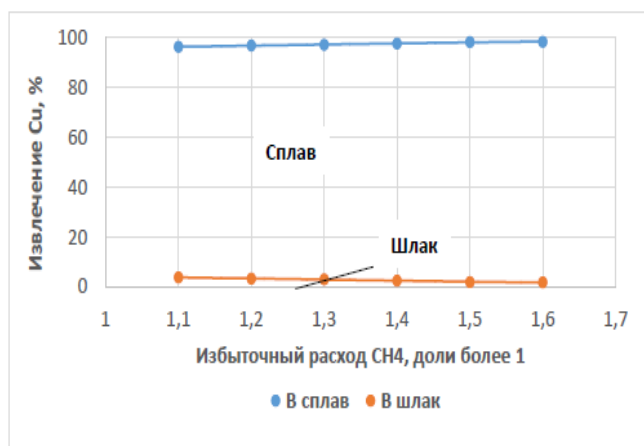
- Екінші кезең: шлакты табиғи газбен үрлеу - 20 мин. тас көмір және коллектор фазасы болған кезде - металл мыс (шлак массасының 10 %-ы); көмірді тұтыну мыс оксидінің тотықсыздануы үшін теориялық тұрғыдан қажетті мөлшерден 30 %-ға артық.

- Балқытудан пайда болға тауарлық өнімнің шығымы, шлак салмағының %-ы: мыс-темір қорытпасы - 9,4; қорғасын-мырыш возгондары – 8,3.

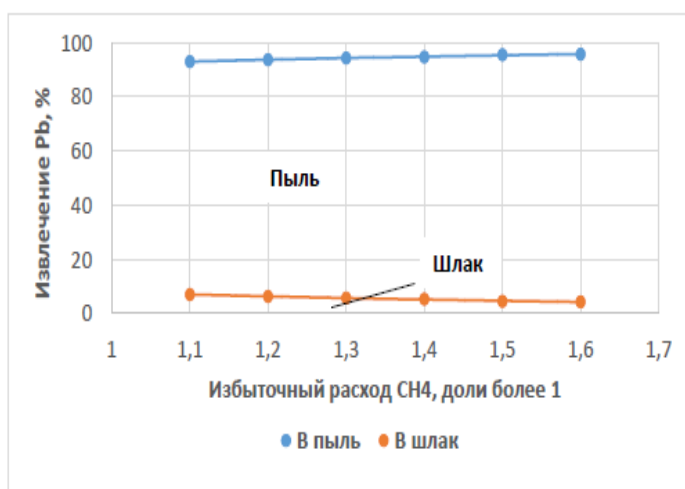
- Металдарды бөліп алу %-ы: қорытпаға мыс, темір - сәйкесінше 98,5 және 0,03; қорғасын, мырыш тозаңға, газдарға - сәйкесінше 95,5 және 97,2.



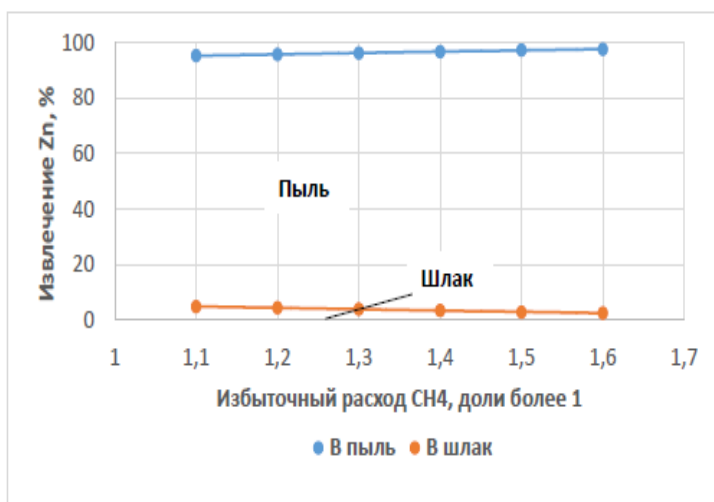
11 - сурет - Мышьяқтың өнімдер арасында бөліп алынуы



12 - сурет - Мыстың өнімдер арасында бөліп алынуы



13 - сурет – Қорғасынның өнімдер арасында бөліп алынуы



14 - Сурет - Мырыштың өнімдер арасында бөліп алынуы

4.2 Кедейлендірудің жалпы материалдық балансы

Қорғасын өндірісіндегі шлактардың кедейлендірілуінің жалпы материалдық балансы 4-кестеде келтірілген.

4 кесте – Көмірдің қатысы кезінде табиғи газбен шлактардың екі сатылы кедейлендірілуінің материалдық балансы.

4 - кесте - Шлактың табиғи газбен сарқылуы (1 кезең)

Өнімдер	Барлығы		Cu		Pb		Zn		As		Fe		S		SiO ₂		CaO		Басқалар	
	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г
Жүктелді:																				
Шлак	100,0	300,0	0,7	2,0	1,0	3,1	4,2	12,7	0,1	0,3	38,4	115,1	0,6	1,9	30,3	90,9	4,1	12,2	20,67	62,0
Табиғи газ	0,01	0,02																		0,0003
Барлығы	100,0	300,0		2,0		3,1		12,7		0,3		115,1		1,9		90,9		12,2		62,0
Алынды:																				
Шлак	99,6	298,8	0,7	2,0	1,0	3,0	4,2	12,4	0,0	0,0	38,5	115,1	0,6	1,9	30,4	90,9	4,1	12,2	20,47	61,4
Шаң, газдар	0,4	1,2			5,6	0,1	17,5	0,2	23,5	0,3										0,6
Барлығы	100,0	300,0		2,0		3,1		12,7		0,3		115,1		1,9		90,9		12,2		62,0

5-кесте - Шлактың табиғи газбен сарқылуы (2 кезең)

Өнімдер	Барлығы		Cu		Pb		Zn		As		Fe		S		SiO ₂		CaO		Басқалар	
	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г	%	г
Жүктелді:																				
Шлак	100,0	300,0	0,7	2,0	1,0	3,1	4,2	12,7	0,1	0,3	38,4	115,1	0,6	1,9	30,3	90,9	4,1	12,2	20,67	62,0
Металл мыс	9,0	30,0	99,0	29,7																
Табиғи газ	0,5	1,8																		
Көмір	0,4	1,5																		
Барлығы	100,0	333,5		31,7		3,1		12,7		0,3		115,1		1,9		90,9		12,2		65,6
Алынды:																				
Қорытпа	9,4	31,2	99,9	31,2																
Шлак	82,3	274,3	0,2	0,5	0,1	0,1	0,1	0,4	0,005	0,01	41,7	114,5			32,9	90,3	4,4	12,1	20,6	56,5
Шаң, газдар	8,3	27,7			10,6	2,9	44,5	12,3	1,0	0,3	2,1	0,6	6,7	1,9	2,3	0,6	0,2	0,1	32,9	9,1
Барлығы	100,0	333,5		31,7		3,1		12,7		0,3		115,1		1,9		90,9		12,2		65,6

5 Қорғасын өндірісінің шлактарын кешенді қайта өңдеу бойынша металлургиялық есептер

Металлургиялық есептеулерді орындау кезінде төмендегілер қарастырылады:

- Ванюков пешіндегі балқыманың температурасы 1250 °С деңгейінде сақталады.

- Қорғасынды шлакты кешенді өңдеудің бірінші және екінші сатысында пайда болған қорғасын-мырыш тозаңдары, Ванюков пешінің пайдаланылған газдарын салқындату және тазарту жүйесіне бірге түседі. Ванюков пешінің газды тазарту жүйесінде ұсталған барлық тозаңдар өндіріс процесінің ағынынан бөлек өңдеу үшін алынады.

- Бірінші камерада ішінара жанудан кейін взвешенным балқытудың шлағын кешенді өңдеудің бірінші кезеңіндегі технологиялық газдар екінші сатыдағы технологиялық газдармен араласып, ішінара күйдіру процесіне ұшырайды. Ванюков пешін салқындату және тазарту жүйесінің жылу қазандығында аралас газдардан кейінгі соңғы жану жүреді.

5.1 Өңдеудің бірінші кезеңіндегі материалдық балансты есептеу

Қорғасын өндірісінің шлактарын кешенді өңдеудің **бірінші кезеңінің** технологиялық есептеулерінің нәтижелері 6-10 кестелерде көрсетілген.

Бастапқы шлак пен оны қайта өңдеу өнімдерінің рационалды құрамын есептеу нәтижелері А қосымшасындағы кестелерде көрсетілген.

6 - кесте - Күшәламен (мышьякпен) тозған шлактың химиялық құрамы

Компонентер	Құрамы, % масс.
Cu	0,68
Zn	10,17
Pb	2,22
As	0,003
Fe	29,25
SiO ₂	23,40
CaO	14,62
MgO	1,95
Al ₂ O ₃	3,90
O	11,16
Басқа	2,647
Барлығы:	100,0

Кедейлендірілген шлак мөлшері: 17,55 кг / сағ немесе 153 700 т / жыл.

7 - кесте - Тотыққан тозаңның химиялық құрамы

Компонентер	Құрамы
Cu	0,26
Zn	15,76
Pb	5,18
As	18,11
Fe	5,63
SiO ₂	4,50
CaO	2,81
MgO	0,38
Al ₂ O ₃	0,75
O	41,41
Басқа	5,21
Барлығы:	100,0

Бірінші сатыдағы тотыққан тозаңның мөлшері (екінші сатыдағы тозаңмен қосқанда): 0,09 кг / сағ немесе 799 т / жыл.

Ванюков пешінің сағаттық өнімділігінде ауа шығысын ескермеген балқытылған ваннаның үстіндегі бірінші сатыдағы технологиялық газдардың мөлшері мен құрамы 8-кестеде келтірілген. Бірінші сатыдағы технологиялық газдардың температурасы 1300 ° С-ді құрайды.

8 - кесте - Бірінші сатыдағы газдардың саны мен құрамы (балқытылған ваннаның үстінде, ауа шығысы және толық жағуды қоспағанда)

Компонентер	Масса, кг/ч	Көлемі, м ³ /ч	Құрамы, % об.
CO	0,13	0,11	2,87
CO ₂	0,40	0,20	9,08
H ₂ O	0,49	0,60	11,10
N ₂	3,37	2,69	76,95
Барлығы:	4,37	3,61	100,0

Ванюков пешінің сағаттық өнімділігі үшін пештің жұмыс камерасындағы балқытылған ваннаның үстінде ішінара жануды ескере отырып, пайдаланылған газдардың мөлшері мен құрамы 9 - кестеде берілген. Үрлеу кезіндегі оттегі шығыны 0,89 м³/сағ, ауа шығыны 0,72 м³/сағ (технологиялық газдар көлемінің 20 %-ы). Шығарылған газдардың есептік температурасы 1300 °С-ді құрайды.

9 - кесте - Бірінші сатыдағы газдардың шығысын және қайта жағылуын ескере отырып көрсетілген мөлшері мен құрамы

Компонент	Масса, кг/сағ	Көлемі, м ³ /сағ	Құрамы, %
CO ₂	0,59	0,30	13,38
H ₂ O	0,49	0,25	10,92
N ₂	3,37	1,71	75,71
Всего:	4,45	2,26	100,0

Ванюков пешінің сағаттық өнімділігіне бірінші камерада ауаның шығысын және технологиялық газдардың жануын ескермей, қорғасын шлактарын кешенді өндеудің бірінші кезеңінің материалдық балансы 10-кестеде берілген.

10 - кесте - Қорғасынды шлакты кешенді өндеудің бірінші кезеңінің материалдық балансы

Материал және өнім	Масса, кг/сағ	Көлемі, м ³ /сағ
Тиелді:		
Қорғасын өндірісінің шлактары	17,63	
Табиғи газ	0,22	0,34
Ауа	4,26	3,30
Барлығы:	22,11	3,64
Алынды:		
Мышьяк бойынша кедейленген шлак	17,55	
Технологиялық газдар	4,47	
Шаң (тотығуды санамағанда)	0,09	
Барлығы:	22,11	

5.2 Өндеудің екінші кезеңіндегі материалдық балансты есептеу

Қорғасынды шлактарды кешенді өндеудің екінші кезеңінің технологиялық есептеулерінің нәтижелері 11-16 кестелерінде көрсетілген.

11 - кесте - Мыс темір қорытпасының химиялық құрамы

Компоненттер	Құрамы, % масс.
Cu	95,50
Fe	4,11
Басқа	0,39
Барлығы:	100,0

Темір-көміртекті қорытпаның мөлшері: 0,13 кг / сағ немесе 1 095 т / жыл.

12 - кесте – Түрлі-түсті металдарда кедейлендірілетін шлактардың химиялық құрамы

Компоненттер	Құрамы, % масс.
Cu	0,002
Pb	0,003
Zn	0,01
Fe	33,65
SiO ₂	26,98
CaO	16,86
Al ₂ O ₃	4,50
MgO	2,25
O	12,62
Басқа	3,123
Барлығы:	100,0

Кедейлендірілген шлақтың мөлшері: 15,2 кг / сағ немесе 133 178 т / жыл.

13 - кесте - Тотыққан қорғасын-мырыш тозаңның химиялық құрамы

Компоненттер	Құрамы, % масс.
Pb	17,41
Zn	79,79
As	0,03
Fe	0,46
SiO ₂	0,18
CaO	0,11
Al ₂ O ₃	0,03
MgO	0,02
O	1,75
Басқа	0,22
Барлығы:	100,0

Екінші сатыдағы тотыққан тозаңның мөлшері: 2,23 кг / сағ немесе 19 562 т / жыл (бірінші сатыдағы тозаңмен біріктіріледі).

Шлакты күрделі өңдеудің бірінші және екінші сатысында пайда болған қорғасын-мырыш тозаңдары, Ванюков пешінің пайдаланылған газдарын салқындату және тазарту жүйесіне бірігіп түседі. Ванюков пешінің газ тазарту жүйесінде ұсталған аралас тозаңның химиялық құрамы 14-кестеде берілген.

14 - кесте - Қорғасын-мырыш тозаңының химиялық құрамы (тотыққан)

Компоненттер	Құрамы, % масс.
Cu	0,01
Pb	16,93
Zn	77,29
As	0,74
Fe	0,66
SiO ₂	0,35
CaO	0,22
Al ₂ O ₃	0,06
MgO	0,03
O	3,31
Басқа	0,40
Жиыны:	100,0

Қорғасын-мырышпен тотықтырылған аралас тозаңның мөлшері (балқытуға қайтарылмайды): 2,32 кг / сағ немесе 20 358 т / жыл.

Ванюков пешінің сағаттық өнімділігінде ауа ағып кетуін ескермеген балқытылған ваннаның үстіндегі екінші сатыдағы технологиялық газдардың саны мен құрамы 15 - кестеде келтірілген. Екінші сатыдағы технологиялық газдардың температурасы 1300 °C құрайды.

15 - кесте - Екінші сатыдағы технологиялық газдардың саны мен құрамы (балқытылған ваннаның үстінде, ауа шығысы мен толық жануды қоспағанда)

Компоненттер	Масса, кг/сағ	Ауданы, м ³ /сағ	Құрамы, % көл.
CO ₂	0,08	0,04	11,52
CO	0,28	0,24	38,91
H ₂ O	0,35	0,44	49,57
Барлығы:	0,71	0,72	100,0

Ваннаның үстінде балқыманың ішінара жануын ескере отырып, біріктірілген шығатын газдардың (бірінші және екінші сатылардың) саны мен құрамы 0,16 м³/сағ үрлеудегі оттегі шығынымен және Ванюков пешінің сағаттық өнімділігіне ауа шығынын ескере отырып, кестеде келтірілген.

16 - кесте - Бірінші (нумератор) және екінші (бөлгіш) сатылардағы аралас газдардың мөлшері мен құрамы, олардың ішінара жануын ескере отыра көрсетілген

Компоненттер	Масса, кг/сағ	Ауданы, м ³ /сағ	Құрамы, % көл.
1	2	3	4
CO ₂	<u>0,59</u> <u>0,52</u>	<u>0,30</u> <u>0,26</u>	<u>13,38</u> <u>35,29</u>

1	2	3	4
H ₂ O	<u>0,49</u> <u>0,35</u>	<u>0,25</u> <u>0,18</u>	<u>10,92</u> <u>24,08</u>
N ₂	<u>3,37</u> <u>0,60</u>	<u>1,71</u> <u>0,48</u>	<u>75,71</u> <u>40,63</u>
Барлығы:	<u>4,45</u> <u>1,47</u>	<u>2,26</u> <u>0,92</u>	100,0

Ванюков пешінің сағаттық өнімділігіне ауа ағыны 4,25 м³/сағ болған жылу қазандығында соңғы жанудан кейінгі екінші пеш камерасының аралас газдарының (бірінші және екінші сатылар) мөлшері мен құрамы 17-кестеде берілген.

17 - кесте - Жылу қазандығында соңғы толық жанудан кейінгі аралас газдардың мөлшері мен құрамы

Компоненттер	Масса, кг/сағ	Ауданы, м ³ /сағ	Құрамы, % көл.
CO ₂	1,11	0,57	23,05
H ₂ O	0,36	0,44	7,36
N ₂	3,37	2,69	69,59
Барлығы:	4,84	3,70	100,0

Ванюков пешінің сағаттық өнімділігінде ауаның шығысын және технологиялық газдардың жануын ескермей шлакты кешенді қайта өңдеудің екінші кезеңінің материалдық балансы 18-кестеде келтірілген.

18 - кесте - Қорғасынды шлакты кешенді қайта өңдеудің екінші кезеңінің материалдық балансы

Өнімдер	Масса, кг/сағ	Ауданы, м ³ /сағ
Тиелді:		
Мышьяк бойынша кедейленген шлак	17,55	
Табиғи газ	0,21	0,32
Көмір	0,08	
Барлығы:	17,84	
Алынды		
Мыс-темір қорытпасы	0,13	
Кедейленген шлак	15,20	
Технологиялық газ	0,27	0,72
Тотыққан шаң	2,24	
Барлығы:	17,84	

Күшәлада (Мышьякта) кедейлендірілген шлак.

5.3 Қорғасынды шлакты қайта өңдеудің жиынтық материалдық балансы

19 - кесте – Қорғасынды шлакты қайта өңдеудің жиынтық материалдық балансы

Өнімдер	т	%
Тиелді:		
Шлак	150,00	78,25
Табиғи газ	3,73	1,95
Көмір	0,64	0,34
Ауа	37,316	19,47
Барлығы:	191,69	100
Алынды:		
Қорытпа	1,09	0,57
Шлак	128,88	67,23
Шаң	20,269	10,57
Газдар	41,45	21,62
Барлығы:	191,69	100

5.4 Қорғасын шлактарын өңдеудегі Ванюков пешінің жылу балансы

Материалдық баланстың нәтижелері бойынша есептелген қорғасын шлактарын өңдеу кезінде жылу балансын және Ванюков пешінің жиынтық жылу балансын есептеудің бастапқы деректері 20, 21-кестелерде берілген.

20 - кесте - Жылу баланстарын есептеудің бастапқы деректері

Атауы	Өлшем бірлігі	Мәні
шлактың температурасы	°C	1250,00
шлактың жылусыйымдылығы	ккал/(кг·°C)	0,3
ауаның температурасы	°C	25
ауаның температурасы	ккал/(кг·°C)	0,31
қорытпаның температурасы	°C	1000
қорытпаның жылусыйымдылығы	ккал/(кг·°C)	0,092
Шығыс газдарының температурасы	°C	850
SO ₂ жылусыйымдылығы	ккал/(м ³ ·°C)	0,57
N ₂ жылусыйымдылығы	ккал/(м ³ ·°C)	0,388
CO ₂ жылусыйымдылығы	ккал/(м ³ ·°C)	0,562
CO жылусыйымдылығы	ккал/(м ³ ·°C)	0,345
судың жылусыйымдылығы (пар)	ккал/(м ³ ·°C)	0,428
судың жылу сыйымдылығы сұйықтық	ккал/(м ³ ·°C)	1
судың булану жылуы 100 °C	ккал/кг	539

21 - кесте - Қорғасын өндірісінің шлактарын кедейлендірудің жиынтық жылу балансы

Жылу кірісі			Жылу шығысы		
Атауы	кДж	%	Атауы	кДж	%
Отын жағудан пайда болған жылу	250556,85	46,273	Қорытпасы бар жылу	578,20	0,11
Бастапқы өнімдердің физикалық жылуы	290922,86	53,727	Шлактары бар жылу	435841,68	80,49
			Газдармен жылу	60829,60	11,23
			Эндотермиялық реакциялардың жылуы	10,45	0,20
			Кессондармен жылу	44219,80	8,17
Барлығы:	541479,72	100	Барлығы:	541479,72	100

5.5 Құрамында мырыш бар шлакты қорғасын өндірісінен кешенді қайта өңдеудің негізгі технологиялық параметрлері

Ванюков пешінің өнімділігі, т / сағ:

- бастапқы шлак үшін (жалпы) 17,12
- бастапқы сұйық шлак үшін (70 %) 11,42
- бастапқы қатты шлак үшін (30 %) 5,70
- мыс қорытпасы үшін 0,12
- кедейлендірілген мыс шлак үшін 15,20
- қорғасын-мырыш тозаңына арналған шлак үшін 2,24

Мыс қорытпасының құрамы, %:

- мыс 95,50
- темір 4,11

Мыста кедейлендірілген шлактың құрамы, %:

- мыс 0,002
- қорғасын 0,003
- темір оксиді 44,72
- кремний диоксиді 26,98
- кальций оксиді 16,86
- алюминий оксиді 4,50

Қорғасын-мырыш тозаңының құрамы, %:

- мыс 0,01
- қорғасын 16,93
- мырыш 77,29

• күшәла (мышьяк)	0,74
• темір оксиді	0,72
• кремний диоксиді	0,35
• кальций оксиді	0,22
• алюминий оксиді	0,06
• магний оксиді	0,03
Газдардың шығысының мөлшері мен құрамы: (3,70 м ³ / сағ, пеш камерасында қайта жағумен), %:	
• көмірқышқыл газы диоксиді	23,05
• су	7,36
• азот	69,59
Мысты қалпына келтіру, %:	
• мыс қорытпасында	99,60
• мыс шөгіндісіндегі шлакқа	0,20
Қорғасын-мырыш тозаңына бөлу, %:	
• қорғасын	99,90
• мырыш	99,92
Пештің үрлеу параметрлері:	
Үрлеу ауасының шығыны, м³/сағ	4,34
<u>соның ішінде:</u>	
• балқымаға, м ³ /сағ	4,02
• пеш камерасындағы газдарды жағу үшін, м ³ /с ағ	0,32
Төменгі қатардағы мойнақ жазықтығындағы Ванюков пешінің өлшемдері:	
• көлденең қиманың ауданы, м ²	34,56
• ені, м	14,4
• ұзындығы, м	2,4
Пештің жұмыс камерасының доғасының астындағы вакуум мм.сү -5...-8	
Температура шарттары, °С:	
• бастапқы сұйық шлақтың температурасы	1250
• пештің жұмыс камерасындағы балқыманың температурасы	1300
• пайдаланылған газдардың температурасы	1350
• мыспен кедейлендірілген шлак температурасы	1300
• шығарылымдағы мыс қорытпасының температурасы	1200
Жұмыс уақыты:	
• пештің жұмыс камерасы - үздіксіз	
• пештен шығатын балқымалар:	
<u>кедейлендірілген мыс, қорғасын, мырышта кедейлендірілген шлак - үздіксіз толып отырылған мыс қорытпасы - мерзімді ұңғыма</u>	
Пештің жылдық қоры - 330 тәулік	
1 тонна бастапқы шлак үшін нақты шығындар:	

- табиғи газ, м³ 0,05
- ауа, м³ 0,19
- тас көмір, т 0,004

1 тонна мыс қорытпасы үшін:

- табиғи газ, м³ 5,24
- ауа, м³ 26,89
- тас көмір, т 0,6

ҚОРЫТЫНДЫ

Тотығу-тотықсыздану процестерінің шлак балқымаларын зерттеу негізінде шлак балқымаларының түзілу ерекшеліктері белгіленеді және оксидті балқымалардың термодинамикасы қарастырылады.

Мыс өндірісіне тән шлак балқымаларының термодинамикасын талдау көрсеткендей, a_{FeO} мәні PO_2 мәнінің өзгеруіне байланысты 0,3-0,45 деңгейінде іс жүзінде тұрақты болып қалады, ал магнетиттің белсенділігі нүктеде нөлден басталады. $\gamma\text{-Fe}$ Шлагының екі рет қанығуының және SiO_2 тепе-теңдік шлак - магнетит - SiO_2 нүктесінде бірлікке дейін болады.

Ғылыми әдебиеттерде бар шлак балқымаларының термодинамикасын зерттеу нәтижелерін салыстырмалы түрде талдау полиметалл шикізатын өңдеу кезінде алынған шлактардың күрделі құрамға ие екендігін және әрекеттерді анықтау үшін егжей-тегжейлі зерттеулерді қажет ететіндігін көрсетеді. Me-Fe-S-O көп компонентті шлак жүйесі болып табылады.

Штейн-газды фазалық жүйенің тепе-теңдігін зерттеу үшін P_{O_2} , P_{S_2} мәндері бақыланатын жаңа қондырғы жасалды. Cu , Pb , As , Sb оксидінің ерігіштігі мыс-қорғасын штейндерінен шлакқа дейін еритіндігі туралы жаңа мәліметтер алынды. Металда қорғасынның болуы шлактағы мыстың соңғы ерігіштігіне айтарлықтай әсер етпейтіндігі анықталды. Зауыттың шлактарындағы мыстың оксидте ерігіштігі 0,28-0,35 %-ды құрайды. Қорғасынның ерігіштігі – 1 %-ға дейін. Тотықсыздандырылған жағдайларда күшәла (мышьяк) пен сүрмені (сурьманы) мыс-қорғасын штейнінен сублимациялау қиын екені көрсетілген. As , Sb -дің тепе-теңдік концентрациялары шлактағы (0,17 %) олардың штейндегі оңтайлы жиынтық мөлшерінде $\sim 0,63$ % -ға тең болады.

Cu , Pb , As , Sb штейн және шлак арасында бөлінуі туралы жаңа мәліметтер алынды. Төмендетілген жағдайларда мыс пен күшәланың (мышьяқтың) таралу коэффициенттері темір құрамының жоғарылауымен азаяды, ал қорғасын мен сүрме (сурьма) үшін олардың таралу коэффициенттері артады. Бұл тәжірибе үшін маңызды қорытынды жасауға мүмкіндік береді: қысқарған жағдайда, күшәла (мышьяк) пен сүрменің (сурьманың) газ фазасында максималды жойылуына қол жеткізу өте қиын. Шлактарда мыс пен қорғасынның оксидті ерігіштігі P_{O_2} . Температураға және шлак құрамына байланысты болжайтын математикалық модельдер құрылды. Әзірленген модельдер Cu , Pb , As , Sb шығындарын шлактармен болжау үшін бастапқы зарядтың жаңа құрамын таңдау кезінде қолданылды.

Зертханалық сынақтар өткізіліп, шлақтың кедейлендіру технологиясының негізгі технологиялық көрсеткіштері белгіленді. Арнайы өнімдерге металдарды жоғары деңгейде бөліп алуға қол жеткізілді: мыстың мыс-темір қорытпасына - 98,0%; қорғасын және мырыш тозаңы - сәйкесінше 96,0 % және 94,0 %.

Қорғасын өндірісінің құрамында сұйық мырыш бар шлактардың меншікті өнімділігі 17,12 т/сағ болатын қатты жинақталған шлактармен бірлесіп өңдеу технологиясы жасалды. Технологияның өзегі - Ванюков пеші.

Құрамында мырыш бар қорғасын өндірісінің шлактарын екі сатылы өңдеудің негізгі технологиялық параметрлері,%: Cu – 0,7; Pb - 2,3 дейін; Zn – 10,5; SiO₂ – 18-24; Al₂O₃ – 4,0; CaO – 10-18; FeO + Fe₂O₃ – 33-38; MgO – 2,0.

Мыстың тауарлы мыс-темір қорытпасына бөліп алудың жоғары көрсеткіш 99,6 % қол жеткізілді, қорғасын мен мырыш тозаңға дейін - сәйкесінше 99,9 % және 99,92 % болды.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 Зайцев В. А., Маргулис Е. В. Металлургия свинца и цинка. Учебное пособие для вузов. - М.: Металлургия, 1985. - 263 с.
- 2 Валиев Х.Х., Романтеев Ю.П. Металлургия свинца, цинка и сопутствующих металлов.: Учебник. - Алматы: 2000, - 441 с.
- 3 Шиврин Г.Н., Металлургия свинца и цинка. М: Учебное пособие для техникумов.-М.:Металлургия, 1982. - 352 с.
- 4 H. Hatayama, I. Daigo, Y. Matsuno, Y. Adachi. Evolution of aluminum recycling initiated by the introduction of next-generation vehicles and scrap sorting technology // Resources, Conservation and Recycling 66 (2012). – С. 8– 14.
- 5 F. Gomez, J. I. Guzman, J. E. Tilton. Copper recycling and scrap availability // Resources Policy 32 (2007), - С. 183–190.
- 6 B.D. Pandey, D. Bagchi, V. Kumar, A. P. Agrawal. Pressure sulphuric acid leaching of a sulphide concentrate to recover copper, nickel and cobalt // Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section C: Mineral Processing and Extractive Metallurgy (2002). 111. – С. 106–109.
- 7 B. R. Babu, A.K. Parande, C.A. Basha. Electrical and electronic waste: a global environmental problem. Waste Management and Research (2007). 25. – С. 307–318.
- 8 F. Beck, P. Ruetschi. Rechargeable batteries with aqueous electrolytes. ElectrochimicaActa (2000). 45. – С. 2467–2482.
- 9 Ash C., Boruvka L., Tejnecky V., et all. Temporal dissolution of potentially toxic elements from silver smelting slag by synthetic environmental solutions // Journal of Environmental Management. – 2013. Elsevier. – С. 78-83.
- 10 Radojevic A. A., Serbula S. M., Kalinovic T. S. et all. Metal/metalloid content in plant parts and soils of *Corylus* spp. influenced by mining–metallurgical production of copper // Environmental Science and Pollution Research. – 2017. –Vol. 24, Issue 11. – P. 10326–10340.
- 11 Rönnlund I., Reuter M., Horn S. et all. Eco-efficiency indicator framework implemented in the metallurgical industry: part 2-a case study from the copper industry // The International Journal of Life Cycle Assessment. –2016, –Vol. 21, Issue 12. – P.1719–1748
- 12 Shi C., Meyer C., BehnoodA. Utilization of copper slag in cement and concrete // Resources, Conservation and Recycling. –2008. 52. – P. 1115–1120.
- 13 Moskalyk R.R., Alfantazi A.M. Review of copper pyrometallurgical practice: today and tomorrow // Minerals Engineering. –2003. –Vol.16. – P. 893–919.
- 14 Dosmukhamedov N, Egizekov M, Zholdasbay E, Kaplan V. Metal Recovery from Converter Slags Using a Sulfiding Agent // JOM. –2018. –Vol.70. (10). – P. 2400-2406.
- 15 Coursol P., Cardona N., Mackey V.P., et all. Minimization of Copper Losses in Copper Smelting Slag During Electric Furnace Treatment. JOM. September, 2012. – P. 125-128.

- 16 Котельникова А.Л., Рябинин В.Ф. Особенности вещественного состава и перспективы использования отходов вторичной переработки отвалных медеплавильных шлаков // Литосфера. 2018. – Т. 18, № 1. – С.133-139.
- 17 Prince S., Young J., Ma G. Courtney Young Characterization and Recovery of Valuables from Waste Copper Smelting Slag // Advances in Molten Slags, Fluxes, and Salts: Proceedings of the 10th International Conference on Molten Slags, Fluxes and Salts. 2016. – P. 889-898.
- 18 Комков А.А., Камкин Р.И. Поведение меди и примесей при продувке медеплавильных шлаков газовой смесью CO-CO₂ // Цветные металлы. –2011. – № 6. – С. 26-31.
- 19 Котыхов М.И., Федоров А.Н., Лукавый С.Л., Хабиев Р.П. Изучение распределения меди между шлаком и свинцом в барботажном восстановительном процессе // Цветные металлы. 2014. – № 2. – С.40-44.
- 20 Hughes S. Applying Ausmelt technology to recover Cu, Ni, and Co from slags // JOM. –2007. –Vol.52. – P. 30-33.
- 21 Norbert L. Piret. Cleaning copper and Ni/Co slags: The technical, economic, and environmental aspects // JOM. –2000. –Vol. 8. – P. 18-20.
- 22 Davenport W.G., King M., Schlesinger M., A.K. Biswas - Extractive Metallurgy Of Copper 4th Edition. Pergamon Press. 2002. – 452 с.
- 23 Kapusta, Joël P. T. JOM world nonferrous smelters survey, part I: Copper // JOM. –2004. –Vol.56, Issue 7. – P. 21-27.
- 24 Nagamori M. Metal loss to slag: Part I. Sulfidic and oxidic dissolution of copper in fayalite slag from low grade matte // Met. Trans. –1974. –Vol. 5. – P. 531-538.
- 25 Ruddle R.W., Taylor B., Bates A.P. The solubility of copper in iron silicate slags // Trans. IMM. –1966. –Vol. 75C. – P. 1-12.
- 26 Altman R., Kellogg H.H. Solubility of copper in silica-saturated iron silicate slag // Trans. IMM. –1972. –Vol. 81C. – P. 163-175.
- 27 Kim H.G., Sohn H.Y. Effects of CaO, Al₂O₃ and MgO additions on the copper solubility, ferric/ferrous ratio and minor-element behavior of iron-silicate slags // Met. Trans. –1998. –Vol. 29B. – P. 583-590.
- 28 Elliot B.J., See J.B. Effect of slag composition on copper losses to silica-saturated iron silicate slag // Trans. IMM. –1978. –Vol. 87. –P. 211-214.
- 29 Mackey P.J. The physical chemistry of copper smelting slags – a review // Can. Met. Quart. –1982. –Vol. 21. –P. 221-260.
- 30 Altman R. Influence of Al₂O₃ and CaO on solubility of copper in silica-saturated iron silicate slags // Trans. IMM. –1975. –Vol. 84. –P. 18-24.
- 31 Shimpo R., Goto S., Ogawa O. and Asakura J. A study on equilibrium between copper matte and slag // Can. Met. Quart. –1986. –Vol. 25. –№ 2. –P. 113-121.
- 32 Васкевич А.Д., Сорокин М.Л., Каплан В.А. Общая термодинамическая модель растворимости меди в шлаках // Цветные металлы. –1982. –№ 10. –С. 22-26.

- 33 Быстров В.П., Манцевич Н.М., Ступин В.А., Цесарский В.С. Физико-химические характеристики богатых медных штейнов, получаемых в печи Ванюкова. // Цветные металлы. –1993. –№ 5. – С.4-8.
- 34 Tavera F.J. and Davenport W.G. Equilibration of copper matte and fayalite slag under controlled partial pressures of SO₂ // Met. Trans. –1979. –Vol. 10 B. –P. 237-241.
- 35 Зайцев В.Я., Дабаев А.И., Сорокин М.Л., Зайонц Я.Я. Растворимость меди и кобальта в железо-силикатных шлаках // Цветные металлы. –1991. –№ 3. –С. 13-15.
- 36 Yazawa A., Oida M., Nishikawa Y. // Nippon Kogyo Kaishi. –1982. –Vol. 98. –P. 963-968.
- 37 Shimpō R., Goto S., Asakura J. // 23-rd Annual Conference of Metallurgists. Quebec, Canada, 1984. –August. –P. 1-24.
- 38 Зайцев В. Я., Цесарский В.С., Васкевич А.Д. и др. Растворимость меди в железосиликатных расплавах: Научные труды МИСиС. Сб. № 91. – М.: Металлургия. –1976. –С. 17-28.
- 39 Зайцев В. Я., Цесарский В.С., Сагимбеков Б.М. и др. Термодинамическое исследование системы Fe-Cu-S-O-Si: Научные труды МИСиС. Сб. № 111. - М.: Металлургия. 1978. –С. 34-45.
- 40 Комков А.А., Ладыго Е.А., Быстров С. В. Исследование поведения цветных металлов в восстановительных условиях // Цветные металлы. 2003. –№ 6. –С. 32-37.
- 41 D. Busolic, F. Parada, R. Parra, J. Palacios, M. Hino, F. Cox, A. Sánchez and M Sanchez. Recovery of Iron from Copper Flash Smelting Slags. // Molten 2009, VIII Int. Conf. on molten Slags, Fluxes & Salts. 2009. Santiago, Chile. –P. 24-36.
- 42 Кубашевски О. Диаграммы состояния двойных систем на основе железа. –М.: Металлургия. 1985. – 183 с.
- 43 Досмухамедов Н.К., Федоров А.Н., Жолдасбай Е.Е. Распределение Cu, Pb, Zn и As между продуктами двухстадийного восстановительного обеднения высокомедистых шлаков // Цветные металлы. 2019. № 7. - С. 30-35.
- 44 Мазурчук Э.Н., Макарова А. Н. Обеднение шлаков автогенных процессов и конвертерных шлаков за рубежом // Цветные металлы. –1984. –№ 2. –С. 32-36.
- 45 Купряков Ю. П. Шлаки медеплавильного производства и их переработка. –М.: Металлургия. 1988. –200 с.
- 46 Baba K. The Toyo Copper Smelter of Sumitomo Metal Mining // JOM. – 1997. October. –P. 41-43.
- 47 Sibata T. Energy recovery and substitute fuel technology in the flash smelting furnace with electrodes (FSFE) at Tamano smelter // Met. Rev. MMIJ. – 1990. –Vol.7. –№ 2. – P. 1-23.
- 48 Espeleta A.K. Three years operation experience at the Pasar smelter // Met. Rev. MMIJ. –1986. –Vol.3. –№ 3. –P. 101-112.

49 Котыхов М.И., Федоров А. Н. Распределение меди по конденсированным продуктам плавки в процессе Ванюкова // Цветные металлы. –2013. –№ 4. –С. 37-42.

50 Фомичев В.Б., Князев М.В., Рюмин А.А. и др. Исследование процесса обеднения шлаков продувкой газовыми смесями с различным парциальным давлением кислорода // Цветные металлы. –2002. –№ 9. –С. 32-36.

51 Okajima Y., Kimura T., Mori Y. And Kusakabe T. Recovery of Valuable Metals from Molten Copper Converters Slag // Met. Rev. of MMIJ. –1986. –V.3. –№ 2. –P. 90-101.

52 Mori Y., Kimura T. Cleaning of Copper Converter Slag by Coal Injection // Met. Rev. of MMIJ. –1986. –V.3. –№ 3. –P. 141-154.

53 Гречко А. В., Сырова З.Н., Мейерович Е.В. и др. Совершенствование техники и технологии металлургической переработки полиметаллического сырья: Сб. науч. тр. Ин-та «Гинцветмет». –М.: 1981. –114 с.

А қосымшасы

Қорғасын өндірісінің бастапқы және алынған өнімдерінің ұтымды құрамдары

А.1 - кесте - Қорғасын өндірісінің бастапқы шлагының рационалды құрамы

Компоненттер	Cu	Pb	Zn	As	Fe	O ₂	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	Басқа	Жиыны:
Cu ₂ O	0,70					0,09						0,79
PbO		2,30				0,18						2,48
ZnO			10,50			2,58						13,08
As ₂ O ₅				0,10		0,05						0,15
FeO					27,14	7,75						34,89
Fe ₃ O ₄					2,36	0,90						3,26
SiO ₂							24					24,00
CaO								15				15,00
Al ₂ O ₃									4,00			4,00
MgO										2		2,00
Басқа											0,34	0,34
Барлығы:	0,70	2,30	10,50	0,10	29,50	11,56	24,00	15,00	4,00	2,00	0,34	100,00

А.2 - кесте - Рационды қорытпа құрамы

Компоненттер	Cu	Fe	Басқа	Жиыны:
Cu	95,82			95,82
Fe		4,05		4,05
Басқа			0,13	0,13
Барлығы:	95,82	4,05	0,13	100

А.3 - кесте - Рационалды шаң құрамы

Компоненттер	Cu	Pb	Zn	As	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	O ₂	басқа	жиыны:
Cu ₂ O	0,01									0,001		0,011
PbO		14,45								1,12		15,57
ZnO			65,95							16,23		82,18
As ₂ O ₃				0,63						0,20		0,83
FeO					0,56					0,16		0,72
SiO ₂						0,30						0,30
CaO							0,19					0,19
Al ₂ O ₃								0,05				0,05
MgO									0,03			0,03
Басқа											0,119	0,119
Барлығы:	0,01	14,45	65,95	0,63	0,56	0,30	0,19	0,05	0,03	17,711	0,119	100,0

А.4 - кесте - Кедейлендірілген шлақтың ұтымды құрамы

Компоненттер	Cu	Pb	Zn	Fe	O ₂	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	Басқа	Жиыны:
Cu ₂ O	0,002				0,0003						0,0023
PbO		0,003			0,0002						0,0032
ZnO			0,013		0,003						0,016
FeO				35,27	10,077						45,347
SiO ₂						28,75					28,75
CaO							17,97				17,97
Al ₂ O ₃								4,79			4,79
MgO									2,40		2,40
Басқа										0,722	0,722
Барлығы:	0,002	0,003	0,013	35,27	10,08	28,75	17,97	4,79	2,40	0,722	100

ҚОСЫМША Б

**ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ**

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**



ҚазҰТЗУ ХАБАРШЫСЫ _____

_____ **ВЕСТНИК КазННТУ**

VESTNIK KazNRTU _____

№ 1 (137)

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН



ҚазҰТУ ХАБАРШЫСЫ _____

_____ **ВЕСТНИК КазНУ**

VESTNIK KazNRTU _____

№ 1 (137)

Главный редактор
И. К. Бейсембетов – ректор

Зам. главного редактора
Б.К. Кенжалиев – проректор по науке

Отв. секретарь
Н.Ф. Федосенко

Редакционная коллегия:

З.С. Абишева- акад. НАН РК, Л.Б. Атымтаева, Ж.Ж. Байгунчечков- акад. НАН РК, А.Б. Байбатша, А.О. Байконурова, В.И. Волчихин (Россия), К. Дребенштед (Германия), Г.Ж. Жолтаев, Г.Ж. Елигбаева, Р.М. Исаков, С.Е. Кудайбергенов, Б.У. Куспангалиев, С.Е. Кумек, В.А. Луганов, С.С. Набойченко – член-корр. РАН, И.Г. Милев (Германия), С. Пежовник (Словения), Б.Р. Ракишев – акад. НАН РК, М.Б. Панфилов (Франция), Н.Т. Сайлаубек, А.Р. Сейткулов, Фатхи Хабаши (Канада), Бражендра Мишра (США), Корби Андерсон (США), В.А. Гольцев (Россия), В. Ю. Коровин (Украина), М.Г. Мустафин (Россия), Фан Хуан (Швеция), Х.П. Цинке (Германия), Е.М. Шайхутдинов-акад. НАН РК, Т.А. Чепуштанова

Учредитель:

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Регистрация:

Министерство культуры, информации и общественного согласия
Республики Казахстан № 951 – Ж “25” 11. 1999 г.

Основан в августе 1994 г. Выходит 6 раз в год

Адрес редакции:

г. Алматы, ул. Сатпаева, 22,
каб. 609, тел. 292-63-46
Nina. Fedorovna. 52 @ mail.ru

UDC 669.333.41

N.K. Dosmukhamedov, E.E. Zholdasbay, K.N. Abzhan, A.D. Kashagan, M.A. Zheldibay
(Satbayev University, Almaty, Kazakhstan. E-mail: nurdos@bk.ru)

THE INFLUENCE OF SLAG COMPOSITION ON THE DISTRIBUTION OF Cu, Pb, As, Au, Ag BETWEEN MATTE AND SLAG DURING SMELTING OF LEAD RAW MATERIALS

Abstract. The article deals with the distribution of metals between matte and slag in the processing of intermediates and recycled materials of lead production.

On the basis of the factory data on the compositions of matte and slag using a large set of array (125 paired samples of matte and slag) determined patterns of distribution of metals between matte and slag. The results of studies of the influence of the basicity coefficient and the composition of slag on the distribution coefficient of metals between matte and slag in the process of mine contractile melting of semi-products and circulating materials of lead production are presented. The main emphasis is on the determination of the distribution coefficient Cu, Pb, As, Au, Ag between matte and slag. It is found that to predict the distribution coefficients of the studied elements it is better to use models for predicting the distribution coefficients of metals from the slag composition than to use the slag basicity coefficient.

Based on the results obtained, the ways of improving the current technology by adjusting the composition of the slag, providing the minimum values of the distribution coefficient Cu, Pb, As, Au, Ag at the optimal composition of the slag are shown.

It was found that the melting of the charge of the new composition is necessary to maintain the content of SiO₂ in the slag 20% (wt.) and the level of FeO / SiO₂=0.9÷1.2 by increasing the content of calcium oxide in the slag to 15% (wt.).

Key words: metals, matte, slag, semi-products, recycling materials, the distribution coefficient, the loss of metals from the slag.

Introduction

The current technology of joint processing of lead intermediates and circulating materials of lead production in the conditions of LLP "Kazzinc" does not ensure the achievement of high extraction of copper and lead [1,2]. Insufficient control of the elemental composition of the resulting products of mine contractile melting does not allow to develop effective measures to improve the technology. The question of reducing losses of copper and lead with lead slag remains open. Although the issues of copper loss with slag are widely covered in the literature, data on the solubility of lead and related elements in slag are rare [3-5].

Especially acute is the question of studying the distribution of non-ferrous and related metals between matte and slag, the results of which are of great importance for optimizing the process parameters. The level of development of modern science is such that it does not allow even approximately theoretically to cover these issues regarding the process of melting of semi-products and circulating materials of lead production, and here almost entirely it is necessary to focus on the data of factory practice. This way is quite productive and creates the possibility of building quantitative models that predict the content of valuable metals in the slag. In metallurgy, the solution of such problems is associated with certain difficulties: the relationship of most of the factors (indicators) that determine the output parameters of the technology is described not by functional, but by probabilistic dependence. This necessitates a deep analysis of the technology, requires the inclusion of additions to the methods of comparison and elimination of the analyzed factors and the establishment of an average quantitative dependence [6].

Modeling is widely used in the production of copper: autogenous processes, conversion of copper matte, etc. [7-10]. A number of models predicting the equilibrium yield of smelting products is used for melting various types of lead raw materials [11,12].

The application of modeling to the technology of mine contractile melting of semi-products and circulating materials is of great practical interest. This would allow to solve a complex problem, including the economic component (increasing the extraction of metals), technological (ensuring the optimization of the process) and environmental (reducing the content of impurities in the smelting products). The current state of the process, characterized by insufficient data for a complete analysis and construction of a mathematical model, requires a preliminary solution of a number of successive specific problems.

The purpose of research is to determine the effect of slag composition on the distribution coefficient Cu, Pb, As, Au, Ag between matte and slag.

Research methods

The paper uses the results of industrial experiments of processing copper, lead containing intermediates and circulating materials of lead production in the conditions of LLP "Kazzinc". The practice of long-term operation of the technology of mine contractile melting of semi-products and circulating materials of lead production shows that the content of the main components of slag varies in the following range, %: 18 - 26 SiO₂; 25-30 FeO; 5-12 ZnO; 15-21 CaO and 4-6 Al₂O₃. The copper content in matte varies from 23 to 45% [1].

For statistical analysis were taken from the results of factory tests of interchangeable samples of compositions of the matte and slag produced during the following daily performance of the mine furnace:

1. 110 tons of copper-lead matte with a copper content of 36,21%, which is sent for further processing by conversion.

2. 125,5 tons of slag with a copper content of 0,5%, lead – 1,02% and zinc ~12,23%.

3. The temperature in the furnace above the slag melt was maintained at the level of 1573 K.

The selected parameters ensured stable operation of the furnace.

Quantitative determination of metals and minor elements containing less than 0,1% in smelting products was performed using the Optima 2000 DV spectrometer (Pekin Elmer Inc.), USA); x-ray diffractometer D8 ADVANCE x-ray fluorescence spectrometer with wave dispersion Venus 200 PANalytical B. V. (PANalytical B. V., the Netherlands). Such an integrated approach to the determination of the elemental composition of the samples provided high accuracy and reliability of the results.

The analyzed statistical set of processed paired samples of matte and slag contained 125 values per component, which made it possible to conduct a reliable assessment of the distribution of elements between matte and slag and to identify significant dependences of their distribution coefficients on the composition and basicity of slag.

A sample of the compositions of industrial matte and slag from the total array taken for statistical processing is given in the table.

Discussion of results

Theoretical approach. When melting semi-products and circulating materials in the mine furnace, the associated elements behave differently and have a significant impact on the redistribution of the base metals. The distribution of metals between matte and slag is determined by the affinity to sulfur (in matte) or to oxygen (in slag). The distribution of non-ferrous and related metals is influenced by a number of other factors: viscosity, solubility of metals in slag, melting point of slag, partial pressure of oxygen. The greatest effect on the distribution of metals between slag and matte is the composition of slag and its basicity [13,14].

The lead slag formed at mine contractile melting of semi-products and circulating materials is characterized by complex chemical composition. In addition to SiO₂ and FeO (up to 80%), the slag contains CaO, MgO and Al₂O₃, which have a significant impact on the physical and chemical properties of slag, for example, viscosity. Thus, in [15] it was found that the dynamic viscosity of the slag system SiO₂ – FeO – CaO – MgO – Al₂O₃ at a given temperature increases with an increase in the content of SiO₂ and Al₂O₃ and decreases with an increase in the content of CaO, FeO. In turn, the viscosity of slag is known to be the most important parameter that determines the completeness of the separation of slag from matte, the loss of non-ferrous metals with slag and the stability of the technological regime of the furnace [5]. At the same time, the equilibrium distribution of metals between matte and slag and their final solubility in slag is determined by the oxidizing ability of slag.

The basicity coefficient (J_{main}) was used to estimate the influence of slag oxidizing ability on the distribution of metals between matte and slag, which was determined based on the expression [14]:

$$J_{\text{main}} = (\% \text{FeO} + \% \text{CaO} + \% \text{MgO}) / (\% \text{SiO}_2 + \% \text{Al}_2\text{O}_3) \quad (1)$$

The distribution coefficient of copper, lead and other elements between matte and slag was determined from the expression:

$$L_{\text{Me}} = [\text{Me}] / (\text{Me}), \quad (2)$$

where:

[Me] - metal content in matte, % by weight.;

(Me) - metal content in slag, % by weight.

Table 1 – Chemical composition of matte and slag obtained in the processing of semi-products and circulating materials

fuhrace

№№ шт.	Matte composition, % by mass.										Slag composition, % by mass.									
	Cu	Pb	Zn	Fe	As	[Au]	[Ag]	Cu	Pb	As	(Au)	(Ag)	ZnO	SiO ₂	FeO	CaO	Al ₂ O ₃	Na ₂ O		
1	38,6	26,35	4,2	1,63	4,58	16,3	1573	0,5	1,08	0,19	0,075	4,2	11,34	24,2	26,9	20,7	3,0	2,55		
2	32,35	29,34	4,24	8,94	4,77	14,47	1330	0,47	1,24	0,17	0,068	4,9	11,72	26,49	27,33	19,7	4,84	2,07		
3	40,25	24,36	4,75	9,49	4,39	16,9	1203	0,32	0,89	0,16	0,075	5,6	10,7	25,67	25,64	21,47	3,48	2,49		
4	36,19	26,16	4,35	8,29	4,19	15,3	1463	0,49	1,18	0,25	0,055	6,0	11,64	25,31	26,65	18,69	3,86	2,18		
5	38,34	28,74	3,24	3,96	4,98	16,37	1548	0,32	1,45	0,21	0,05	4,6	10,42	24,69	27,95	19,85	6,2	2,3		
6	40,41	29,86	2,96	3,62	3,94	16,8	1570	0,35	1,38	0,25	0,074	5,2	11,32	25,76	27,2	18,08	3,85	2,27		
7	42,97	26,42	4,13	8,88	3,91	17,07	1430	0,34	1,26	0,1	0,076	4,4	17,3	21,85	28,86	18,91	4,24	2,0		
8	29,95	25,11	4,76	12,95	3,29	13,45	1330	0,44	1,3	0,14	0,055	4,8	9,94	25,15	31,33	15,0	4,87	2,37		
9	39,51	25,47	3,25	13,17	2,88	15,6	1573	0,33	1,25	0,12	0,07	4,3	8,54	25,31	28,9	21,02	3,75	1,98		
10	34,3	25,29	6,07	12,45	3,06	14,7	1200	0,45	0,84	0,15	0,067	4,1	7,08	26,74	27,56	19,92	6,02	2,34		
11	36,93	24,09	4,95	9,96	3,22	13,8	1343	0,31	0,98	0,11	0,075	4,1	5,75	23,85	29,33	16,87	3,97	1,65		
12	35,8	28,76	4,24	7,87	4,02	18,0	1513	0,32	1,35	0,16	0,072	5,9	6,41	25,6	29,2	16,61	4,15	2,05		
13	33,35	25,9	4,12	9,05	3,94	16,1	1287	0,46	1,12	0,15	0,068	3,7	8,32	27,08	27,8	18,34	4,92	2,4		
14	23,8	19,42	6,75	13,71	3,02	12,2	997	0,34	0,7	0,15	0,055	5,2	9,1	27,77	26,91	17,48	3,13	2,6		
15	24,19	19,76	6,84	12,8	2,8	12,7	1057	0,35	0,67	0,12	0,054	5,7	10,61	26,19	27,21	19,17	4,62	1,97		
16	32,39	26,36	3,07	10,78	3,35	14,7	1330	0,45	0,99	0,12	0,06	5,7	10,44	24,37	30,0	17,85	3,87	2,01		
17	36,3	23,18	3,15	11,58	2,8	15,3	1125	0,46	0,84	0,11	0,055	5,2	9,97	26,35	29,1	18,22	4,02	2,55		
18	34,35	22,74	3,25	12,24	2,85	13,6	1163	0,47	0,81	0,15	0,07	5,6	10,76	26,0	29,9	17,51	4,35	2,5		

Г content, g/t.

Experimental results. On the basis of experimentally obtained data on the compositions of matte and slag collected in a sufficiently large set for statistical analysis, the coefficients of distribution of Cu, Pb, As, Au and Ag between matte and slag are calculated. The choice of accompanying elements is due to the fact that almost all semi-products and circulating materials entering the processing are characterized by a high content of As, Au and Ag, whose behavior during melting depends largely on the distribution of copper and lead between the melting products. Thus, in [2,4] it was found that the increased arsenic content in matte shifts its composition towards metallization due to the formation of intermetallic copper (Cu_3As). As a result, copper is redistributed between matte and slag, which leads to an increase in the proportion of copper losses with slag in metal form (in the form of copper intermetallic compounds).

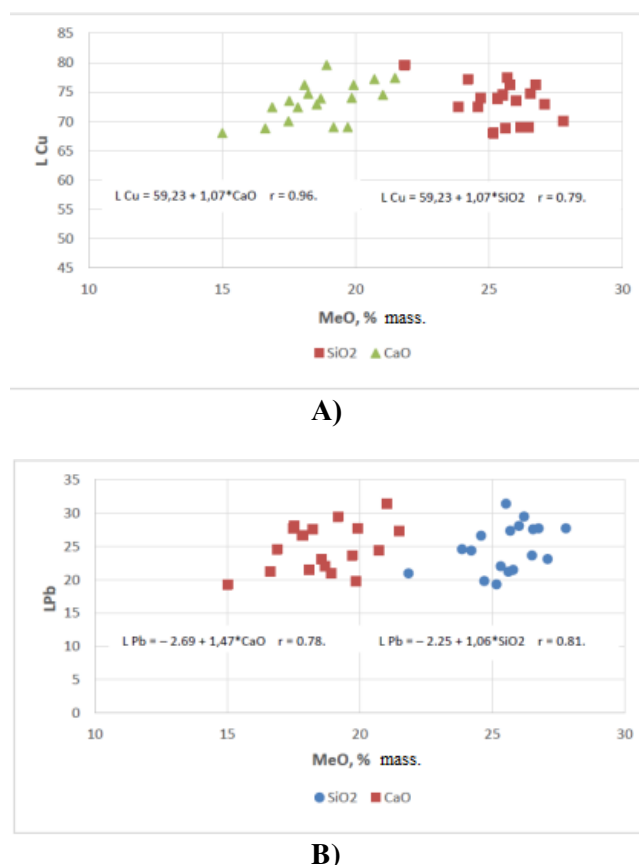


Figure – 1. The dependence of the distribution coefficient of copper (A) and lead (B) between matte and slag from SiO_2 and CaO content in slag

Given the close correlation of arsenic and valuable metals with copper and lead, it can be argued that the composition of slag, as well as the arsenic content of matte, has a strong effect on their distribution between slag and matte.

On the basis of analysis of variance equations are obtained which describe the dependence of the distribution coefficient (L_{Me}) of the coefficient of basicity of the slag (J_{main}):

$$L_{\text{Cu}} = 56,18 + 8,22 * J_{\text{main}}, \quad r = 0,31; p = 0,201; \quad (3)$$

$$L_{\text{Pb}} = 31,36 - 3,32 * J_{\text{main}}, \quad r = 0,11; p = 0,648; \quad (4)$$

$$L_{\text{As}} = -10,4 + 18,09 * J_{\text{main}}, \quad r = 0,58; p = 0,017; \quad (5)$$

$$L_{\text{Au}} = 165,15 + 25,72 * J_{\text{main}}, \quad r = 0,41; p = 0,088; \quad (6)$$

$$L_{\text{Ag}} = 208,62 + 51,61 * J_{\text{main}}, \quad r = 0,30; p = 0,203. \quad (7)$$

The low values of the pair correlation coefficients of equations (3) - (7) indicate a weak relationship between the parameters under consideration. This indicates that the equations obtained to predict the distribution coefficients of the desired elements of the slag composition is not sufficiently accurate and

suitable. The most accurate, apparently, will be the equation of pair and multiple correlation, describing the dependence of the distribution coefficient of metals on the composition of slag. Indeed, a number of characteristic pair dependences of the calculated values of the metal distribution coefficients on the slag composition are presented in figure 1-4, show a good relationship between the desired parameters.

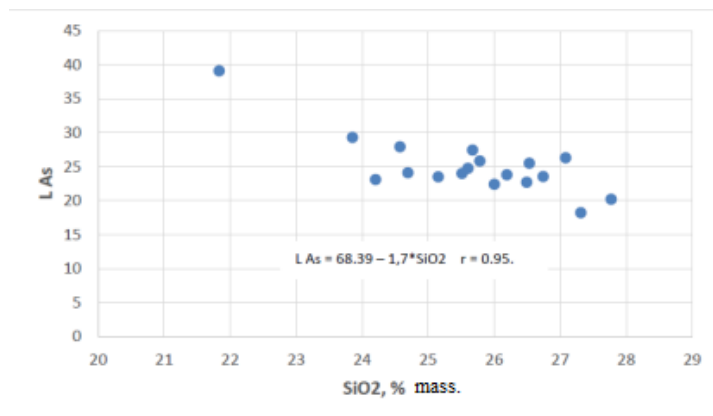


Figure - 2. The dependence of the distribution coefficient of arsenic (L_{As}) between matte and slag from the content of the SiO_2 in the slag

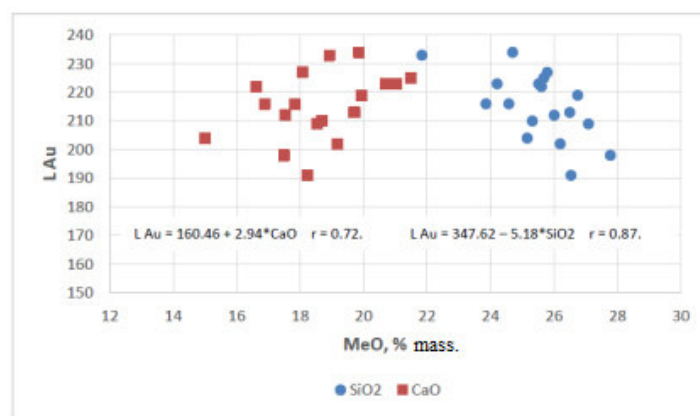


Figure – 3. Dependence of the distribution coefficient of gold (L_{Au}) between matte and slag from the content of SiO_2 and CaO in the slag

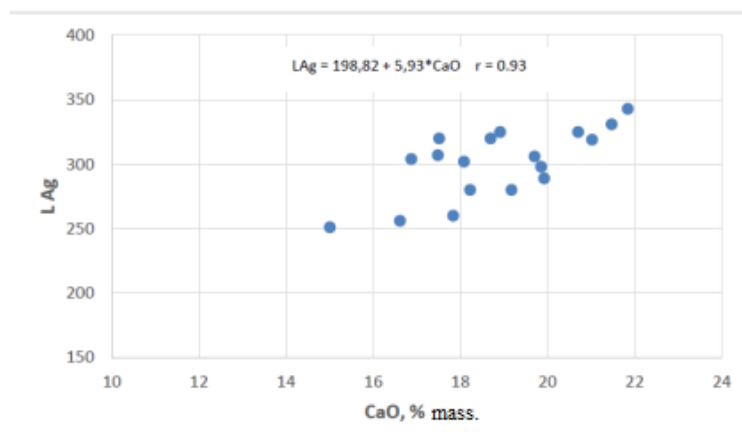


Figure – 4. The dependence of the distribution coefficient of silver (L_{Ag}) between matte and slag from CaO content in slag

The high values of the pair correlation coefficients (r) between the distribution coefficients Cu, Pb, As, Au, Ag and the individual components of the slag obtained as a result of processing the entire total array indicate a strong relationship between the parameters under consideration. The resulting pair correlation equations can be used to predict the distribution of Cu, Pb, As, Au, Ag between matte and slag depending on the content of the main components of slag. A comparative analysis of the equations for copper and lead with the data of [16], where a detailed analysis is carried out and the regularities of the influence of the slag composition on the losses of copper and lead with slag are shown, shows their good consistency.

Multiple correlation equations predicting the distribution coefficients of metals from the slag composition with high statistical significance ($p < 0,05$) have the form:

$$L_{Cu} = 148,4 - 1,42 * FeO - 2,26 * SiO_2 - 0,27 * ZnO + 0,93 * CaO + 0,48 * Al_2O_3 + 2,1 * MgO, \\ r = 0,9; p = 0,04; \quad (8)$$

$$L_{Pb} = -154,78 + 2,53 * FeO + 2,28 * SiO_2 - 0,06 * ZnO + 3,44 * CaO - 1,3 * Al_2O_3 - 3,25 * MgO, \\ r = 0,93; p = 0,038; \quad (9)$$

$$L_{As} = -7,19 + 1,11 * FeO - 0,81 * SiO_2 + 0,69 * ZnO + 0,81 * CaO - 2,36 * Al_2O_3 + 4,83 * MgO, \\ r = 0,82; p = 0,043; \quad (10)$$

$$L_{Au} = 345,75 - 0,2 * FeO - 7,04 * SiO_2 - 0,93 * ZnO + 1,65 * CaO + 6,19 * Al_2O_3 + 1,4 * MgO, \\ r = 0,81; p = 0,028; \quad (11)$$

$$L_{Ag} = -306,95 + 10,65 * FeO - 0,04 * SiO_2 + 0,21 * ZnO + 16,03 * CaO - 20,16 * Al_2O_3 + 51,74 * MgO, \\ r = 0,80; p = 0,039. \quad (12)$$

The established dependences of the Cu, Pb, As, Au, Ag distribution coefficient between matte and slag on the slag composition indicate the need to form a new composition of the initial charge. When selecting and melting the composition of the initial charge, equations (8) – (12) can be successfully applied to clarify the optimal composition of the slag, which provides the minimum values of the metal distribution coefficients between the matte and the slag. As shown by the calculated data on the distribution of Cu, Pb, As, Au and Ag between matte and slag from the slag composition obtained by equations (8) – (12), their minimum loss with slag is achieved under optimal slag composition corresponding to, % mass.: 18-20 SiO₂; FeO / SiO₂ = 0,9÷1,2; 10÷15 CaO. The optimization of the composition of the slag is necessary to conduct not so much by increasing consumption calcium flux, and by substituting the iron oxide on calcium oxide. This can be achieved, for example, by replacing the copper-zinc ore in the initial charge of the mine contractile smelting with copper-zinc concentrate.

Of course, all the factory data used for the analysis and the results obtained will not directly relate to the melting of the new composition of the initial charge. At the same time, it can be expected that when melting the charge of a new composition, the products obtained by the ratio of the content of metals and slag-forming components, in general, will meet the range of fluctuations in their content in the current raw materials.

Summary:

1. The distribution coefficient Cu, Pb, As, Au and Ag is calculated by the equation $Me = [Me]/(Me)$, which binds the metal content in the slag and matte phases.

2. The influence of slag composition on the distribution coefficient Cu, Pb, As, Au and Ag between slag and matte is established. It is shown that the prediction of the distribution of metals between matte and slag from the slag basicity is unacceptable, due to the weak connection between the parameters under consideration. The method of predicting the distribution of metals from slag composition will be used as a tool to assess the distribution between matte and slag and other valuable metals of great importance for practice.

3. The results will be used as the basis for establishing the optimum conditions of the mine contractile smelting by the composition adjustment of slag, which will provide the equilibrium values of the distribution coefficients of Cu, Pb, As, Au and Ag between a matte and a slag, and, consequently, decrease their losses with the slag.

BIBLIOGRAPHY

- [1] Dosmukhamedov N. K., Zholdasbai E. E., Fedorov A. N. The thermodynamics of the system Cu – Me – Fe – S – O: behaviors of Cu, Pb, Zn, Fe, As and Sb in the joint processing of lead semi-products, recycling materials and copper-zinc concentrate // non-ferrous metals. - 2016. - № 8. - P. 45-52.
- [2] Dosmukhamedov N.K., Kaplan V.A. Efficient Removal of Arsenic and Antimony During Blast Furnace Smelting of Lead-Containing Materials // JOM. – 2017. – Vol.69. – № 2. – P.381-387.

- [3] Kotikov M. I., Fedorov A. N., Wicked C. L., Abiev R. P. the Study of the distribution of copper between slag and lead in a bubble reduction process // non-ferrous metals. 2014. - № 2. - P. 40-44.
- [4] Zholdasbay E.E., Dosmukhamedov N.K. Forms of finding copper, lead and related metals in the products of mine contractile smelting / Mining Journal of Kazakhstan. –2019. –№1. - C.30-36
- [5] Vanyukov, A.V., Zaitsev, V. Ya., Slags and mattes of nonferrous metallurgy. - M.: "Metallurgy". -1969. - 408 p.
- [6] Ho, R. Handbook of Univariate and Multivariate Data Analysis and Interpretation with SPSS, Boca Raton: Taylor & Francis Group, LLC.–2006. – 394 p.
- [7] Chen L., Bin W., Yang T., Liu W., Bin Sh. Research and industrial application of Oxygen-rich Side-blow bath smelting technology // The Minerals, Metals & Materials Society. –2013. –P.49-55.
- [8] Swinbourne D.R. and Kho T.S. Computational Thermodynamics Modeling of Minor Element Distributions during Copper Flash Converting // Metallurgical and materials Transactions B. –2012. –Vol.43. – P.823-829.
- [9] Goto S. Equilibrium calculations between matte slag and gaseous phases in copper smelting. London: IMM, 1975. P. 23-34.
- [10] Yazawa A. Thermodynamic Evaluation of Extractive Metallurgical Processes // Met.Trans. 1979. 10 B. P.307-321.
- [11] Chibwe D.K., Akdogan G., Aldrich C. & Taskinen P. Modelling of mixing, mass transfer and phase distribution in Peirce-Smith converter model // *Can. Metall. Q.*, – 2013. -№ 52. P.176-189.
- [12] Junwei Han, Wei Liu, Dawei Wang, Fen Jiao, Wenqing Qin. Selective Sulfidation of Lead Smelter Slag with Sulfur // *Metallurgical and Materials Transactions B*. – 2015. – Vol.47. – № 1. – P.344-354.
- [13] Shi, C., Meyer, C., and Behnood, A. Utilization of copper slag in cement and concrete // Resources, Conservation and Recycling. – 2008. – № 52. – P.1115–1120.
- [14] Atlas of slags. Reference edition translation from German.– M.: Metallurgy. -1985. -208 p.
- [15] Lukavyyi S. L., Fedorov A. N., Khabiev R. P. et al. Study of dynamic viscosity of high-density slag melts // Nonferrous metals. -2012. - № 2. - P. 32-35.
- [16] Zholdasbay E.E., Dosmukhamedov N.K. Influence of slag composition on copper, lead losses in smelting of copper, lead containing raw materials / International Scientific Forum "Science and Innovations - Modern Concepts" (Moscow, February 21, 2019)

Досмұхамедов Н.Қ., Жолдасбай Е.Е., Әбжан Қ.Н., Қашаған А.Д., Желдибай М.А.

Қорғасын өндірісінің жартылай өнімдері мен айналмалы материалдарын балқыту кезінде штейн және шлак арасында Cu, Pb, As, Au, Ag бөлініп таралуына шлак құрамының әсері

Түйіндеме. Алынған нәтижелер негізінде қолданылып отырған технологияны шлак құрамын түзету арқылы жетілдіру жолы көрсетілген, яғни Cu, Pb, As, Au, Ag минималды бөлініп таралу коэффициентін қамтамасыз ететін оптималды шлак құрамын таңдау.

Жаңа құрамды шихтаны балқыту кезінде шлактағы SiO₂ мөлшерін 20% (масс.) және FeO/SiO₂=0.9÷1.2 деңгейін кальций тотығын 15% (масс.) дейін арттыру арқылы ұстап тұру керектігі анықталды.

Түйін сөздер: металдар, штейн, шлак, жартылай өнімдер, айналмалы материалдар, бөлініп таралу коэффициенті, металдардың шлакпен жоғалымы.

Досмұхамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Абжан К.Н., Кашаган А.Д., Желдибай М.А.

Влияние состава шлака на распределение Cu, Pb, As, Au, Ag между штейном и шлаком при плавке полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства

Резюме. На основании полученных результатов показаны пути совершенствования действующей технологии путем корректировки состава шлака, обеспечивающего минимальные значения коэффициента распределения Cu, Pb, As, Au, Ag при оптимальном составе шлака.

Установлено, что при плавке шихты нового состава необходимо поддерживать содержание SiO₂ в шлаке 20% (масс.) и уровня FeO/SiO₂=0.9÷1.2 за счет повышения содержания оксида кальция в шлаке до 15% (масс.).

Ключевые слова: металлы, штейн, шлак, полупродукты, оборотные материалы, коэффициент распределения, потери металлов со шлаком.

МАЗМҰНЫ

Жер туралы ғылымдар

<i>Кудайбергенов М.К.</i> ҒАЖ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ҚОЛДАНУ НЕГІЗІНДЕ ГРАВИТАЦИЯЛЫҚ ҮРДІСТЕРДІҢ ҚАУІПТІЛІК ДӘРЕЖЕСІ БОЙЫНША ГЕОЭКОЛОГИЯЛЫҚ АУДАНДАСТЫРУ	3
<i>Оспанбаева А.А., Wang S.</i> ҚАТТЫ ТҰРМЫСТЫҚ ЗАТТАР ҚАЛДЫҚТАРЫНЫҢ ЕСКІ ПОЛИГОНДАРЫН ҚАЙТА ҚАЛПЫНА КЕЛТІРУДЕГІ ШЕТЕЛ ТӘЖІРБИЕСІ.....	10
<i>Ким Г.А., Демьяненко А.В., Тюканько В.Ю.</i> ӨСІМДІК ШАРУАШЫЛЫҒЫ ӨНДІРІСІ ОБЪЕКТІЛЕРІН ЖІКТЕУ ПРОЦЕСІН АВТОМАТТАНДЫРУ ЖӘНЕ ӨСІМДІК ДАМУЫНДАҒЫ АУЫТҚУЛАРДЫ АНЫҚТАУ ҮШІН ОБРАЗДАРДЫ ТАҢУ ЖҮЙЕЛЕРІН ҚОЛДАНУ	15
<i>Байбатша Ә.Б., Шайыяхмет Т.К.</i> АЛТЫНРУДАЛЫ КЕНОРЫНДАР ТЕКТОНИКАЛЫҚ ЕРЕКШЕЛІКТЕРІНІҢ ОЛАРДЫҢ ИНЖЕНЕРЛІК-ГЕОЛОГИЯЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРНЫҢ ЫҚПАЛЫ ТУРАЛЫ.....	20
<i>Назарова Т.В., Джаналеева Г.М., Илиеш Д.К., Дмитриев П.С., Берденов Ж.Г., Вендт Ян.</i> СУ ИНДЕКСТЕРІН ПАЙДАЛАНУ ҮЛГІЛЕРІНІҢ СОҢҒЫ ҚАЗАҚСТАННЫҢ ТҰРАҚТЫ ТЕРРИТОРИЯЛАРЫНЫҢ СҰРАҚТАРЫ.....	25
<i>Инкарова Ж.И., Смағұлов Н.Қ., Рамазанова Н.Е.</i> ҚОРҒАЛЖЫН МЕМЛЕКЕТТІК ТАБИҒИ ҚОРЫҒЫНЫҢ ОРНИТОФАУНАСЫНЫҢ ЭКОЛОГИЯЛЫҚ ТОПТАРЫННЫҢ ЗЕРТТЕЛУІ.....	31
<i>Жандаулетова Ф.Р., Абикенова А.А., Дүйсенбек Ж.С.</i> ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫНЫҢ СУ РЕСУРСТАРЫН ҚОРҒАУ ЖӘНЕ ЭКОЛОГИЯЛЫҚ ЖӘНЕ ЭКОНОМИКАЛЫҚ ЖҮЙЕЛЕРДІҢ ТҰРАҚТЫ ДАМУЫ.....	37
<i>Дүйсебаева К.Д., Кубесова Г.Т., Турганалиев С.Р., Абилова А.Б., Акашева А.С.</i> АЛМАТЫ ҚАЛАСЫНДАҒЫ ІСКЕРЛІК ТУРИЗМДІ ДАМУЫНЫҢ ЖАҒДАЙЫ МЕН БОЛАШАҚТАРЫ.....	43
<i>Сәлім Е.Қ., Есіркепов М.М.</i> ҚОРШАҒАН ОРТАНЫҢ ҚАУІПСІЗДІГІН БАҒАЛАУДАҒЫ ЦИТОГЕНЕТИКАЛЫҚ МОНИТОРИНГ.....	49
<i>Намазбай Н.Т., Бакирбаев Ж.Б., Таныбаева А.К., Абубакирова К.Д., Лесхан А.Б.</i> «АҚЫЛДЫ ҚАЛАЛАРДЫҢ» ТАРАЛУЫНЫҢ ҚАЗІРГІ ЖАҒДАЙЫ.....	52
<i>Абубакирова К.Д., Таныбаева А.К., Воронова Н.В., Зубова О.А.</i> ТҰРАҚТЫ ДАМУДЫҢ ЭКОЛОГИЯЛЫҚ АСПЕКТІЛЕРІ ОРТАЛЫҚ АЗИЯ Өңірінде.....	56
<i>Умбетбеков А.Т., Мәжит Ж.Б., Абдибаттаева М.М., Жигитбекова А.Д., Досжанов Е.О.</i> БАЛАМАЛЫ ЭНЕРГИЯ КӨЗДЕРІ НЕГІЗІНДЕ ЭНЕРГИЯ ҮНЕМДЕЙТІН, ЭКОЛОГИЯЛЫҚ ТАЗА ТЕХНОЛОГИЯЛАРДЫ ПАЙДАЛАНУДАҒЫ ШЕТЕЛДІК ТӘЖІРИБЕЛЕРІН ТАЛДАУ.....	65
<i>Умбетбеков А.Т., Мәжит Ж.Б., Жигитбекова А.Д., Оразбаев А.Е., Танабекова Г.Б.</i> АЛМАТЫ ҚАЛАСЫ ЖЫЛУ-ЭНЕРГЕТИКАЛЫҚ КЕШЕНДЕРІНІҢ ШЫҒАРЫНДЫЛАРЫНЫҢ ҚОРШАҒАН ОРТАҒА ӘСЕРІНІҢ ЖАЙ-КҮЙІН ЗЕРТТЕУ.....	71
<i>Турметова Г., Сейтметова А.</i> ФОСФОРИТТІ ӨНДІРУ КЕЗІНДЕГІ ҚАЛДЫҚТАРДЫҢ ҚОРШАҒАН ОРТА МЕН АДАМ ДЕНСАУЛЫҒЫНА ТИГІЗЕТІН ӘСЕРІН БАҒАЛАУ.....	78
<i>Баяхметова Б.Б., Сабитова А.Н., Байкен А.</i> ҚОҢЫР ЖӘНЕ АШЫҚ КАШТАН ТОПЫРАҚТАРЫНЫҢ ГУМИНДІК ЗАТТАРЫ	84
<i>Танабекова Г.Б., Оразбаев А.Е., Жамалхан М.Н., Жигитбекова А.Д., Кіршібаев Е.А.</i> АЛМАТЫ ОБЛЫСЫНЫҢ ЖЕР АСТЫ СУЛАРЫНЫҢ ЭКОЛОГИЯЛЫҚ ЖАҒДАЙЫ.....	87
<i>Келінбаева Р.Ж., Жайлауова А.К.</i> ҚАРАҒАНДЫ ОБЛЫСЫНЫҢ ОРТА ЖӘНЕ КІШІ ҚАЛАЛАРЫНЫҢ ТУРИСТІК ӘЛЕУЕТІ.....	91
<i>Кубеева Ж.А., Манирова М.М.</i> ДАМУЫ АЛДЫҢ АЛДЫҢ ҚАЗАҚСТАННЫҢ ҚАТТЫ ТҰРМЫСТЫҚ ҚАЛДЫҚТАРЫМЕН ЖҰМЫС ІСТЕУ ЖҮЙЕЛЕРІ САЛЫСТЫРМАЛЫ ТАЛДАУ.....	97
<i>Баязитова З.Е., Тлеуова Ж.Ө., Мухаммадеева Р.М., Курманбаева А.С., Карнаухова Т.В.</i> ҚАТТЫ ТҰРМЫСТЫҚ ҚАЛДЫҚТАР ПОЛИГОНДАРЫНЫҢ ҚОРШАҒАН ОРТАҒА ӘСЕРІН БАҒАЛАУ.....	103
<i>Жапарова С. Б., Баязитова З. Е., Саликова Н. С., Тлеуова Ж. О., Бекпергенова Ж. Б.</i> ШАҒЫН КӘСІПКЕРЛІКТІ ДАМУЫ ҮШІН ТҰРМЫСТЫҚ ПЛАСТИКАЛЫҚ ҚАЛДЫҚТАРДЫ ӨНДЕУДІҢ ТИІМДІ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ӨЗІРЛЕУ	109
<i>Исмаилова К.Б., Исабеков Б.Д., Уразбаев А.К., Сарсенбай Д.Р.</i> АРАЛ ТЕҢІЗІ МЕН АМУДАРІЯ МЫСАЛЫНДА РЕЛЬЕФТІҢ ТҮРЛІ ФОРМАЛАРЫНЫҢ КАРТОГРАФИЯЛЫҚ ИДЕАЛИЗАЦИЯСЫН САЛЫСТЫРМАЛЫ БАҒАЛАУ	113

Техникалық ғылымдар

Голубев В.Г., Садырбаева А.С., Байботаева С.Е., Турбекова А.М., Амантаева Д.Б., Жанабай С. МҰНАЙ КЕРНІН ПОЛИМЕРДІҢ СУЛЫ ЕРІТІНДІСІМЕН СУЛАНДЫРУДЫҢ ШЕКТІК БҰРЫШЫН АНЫҚТАУ.....	117
Оспанова А.О., Дүйсенов Н.Ж., Кошкинбаева М.Ж. АҚПАРАТТЫ БАСҚАРУ ЖҮЙЕСІНЕ АРНАЛҒАН ӨНДІРІСТІК СТИРОЛ ПОЛИМЕРИЗАЦИЯСЫНЫҢ МАТЕМАТИКАЛЫҚ МОДЕЛІ.....	120
Жамангарин Д.С., Смайлов Н.К., Оразбеков Е.А., Жамангарина Ф.А. ИНТЕЛЛЕКТУАЛДЫ КӨЛІК ЖҮЙЕЛЕРІ ҮШІН АПАТТЫҚ КӨЛІК ҚҰРАЛДАРЫН ЕСКЕРЕ ОТЫРЫП, БАҒДАРШАМНЫҢ ДИНАМИКАЛЫҚ ЖОСПАРЛАУЫНЫҢ ТИІМДІ АЛГОРИТМІ.....	125
Жұбаниязова Г. К., Жельдыбаева А.А., Бугубаева Г.О., Азимова С.Т., Тнымбаева Б.Т. МАЙЫНЫҢ САЛМАҚТЫҚ ҮЛЕСІ 5 % СҮЗБЕ САПАСЫНЫҢ ТЕХНО-ХИМИЯЛЫҚ БАҚЫЛАУЫ.....	134
Рябкин Ю.А., Байтимбетова Б.А., Ибраева Ж.Е. МОДЕЛЬДІ ПОЛИМЕРЛЕРДЕГІ ЭПР СПЕКТРЛЕЛЕРІНІҢ ӨЗГЕРІС ПІШІНІН АНЫҚТАУ	139
Жумадуллаева К.Ж., Куракбаева С.Д., Демесинова А.А., Калбаева А.Т., Айдаров Т.А. ӨНІРДІҢ ОТЫН-ЭНЕРГЕТИКА КЕШЕНІНДЕ БАСҚАРУ ШЕШІМДЕРІН ҚАБЫЛДАУ ПРОЦЕСІНІҢ МОДЕЛЬДЕРІ.....	145
Келаманов Б.С., Сариев О.Р., Ерсайынова А.А., Тұрғанбай Ж.Ә., Мухамбеткалиев А.Б. Fe-Ni-Cr ЖӘНЕ Fe-Ni-C ЖҮЙЕЛЕРІНДЕГІ ТЕРМОДИНАМИКАЛЫҚ ҮРДІСТЕРДІ МОДЕЛЬДЕУ ЖӘНЕ ТАЛДАУ.....	151
Мурзахметова Ұ.А., Жатқанбаева Э.А. ӨРТҮРЛІ КӨЛІК ТҮРЛЕРІНІҢ ӨЗАРА ІС-ҚИМЫЛЫ КЕЗІНДЕГІ ТАСЫМАЛДАРДЫ БАСҚАРУ....	155
Болегенова С.А., Шортанбаева Ж.К., Максұтханова А.М., Нурмуханова А.З., Оспанова Ш.С. ТЕРМОГРАФИЯЛЫҚ ЗЕРТТЕУ ӘДІСТЕРІ ЖӘНЕ ТЕПЛОВИЗИЯЛЫҚ МОНИТОРИНГТІҢ ТИІМДІЛІГІНЕ ӘСЕР ЕТЕТІН ФАКТОРЛАР.....	159
Оспанова Ш.С., Нурмуханова А.З., Масина М.Н., Турбекова А.Г., Исмаилова М. ЕТ ӨНІМДЕРІНІҢ САПА СТАНДАРТТАРЫНА СӘЙКЕС ҚАУІПСІЗДІГІ.....	163
Бейсенбаев М.Б., Бахтияр Б.Т., Ергарин М. М. ҚАЗАНДЫҚТЫҢ ЭНЕРГИЯ ТИІМДІЛІГІН АРТТЫРУ ӘДІСТЕРІ.....	168
Жельдыбаева А.А., Бугубаева Г.О., Батырбаева А. М., Айтмухамбетова Қ.Ғ. СУСЫНДАРДАҒЫ ТАҒАМДЫҚ БОЯУЛАРДЫҢ ҚАУІПСІЗДІГІН ЗЕРТТЕУ	172
Түлекбаева А.К., Наукенова А.С., Бейсеев С.А. ИСО 45001 ХАЛЫҚАРАЛЫҚ СТАНДАРТТЫ ҚАЗАҚСТАНДЫҚ КӘСІПОРЫНДАРДАҒЫ МАЙ САЛАСЫ МЫСАЛЫНДА ДЕНСАУЛЫҚТЫ ҚОРҒАУ ЖӘНЕ ЕҢБЕК ҚАУІПСІЗДІГІ ЖҮЙЕСІН БАСҚАРУДА ТӘУЕКЕЛДІЛІКТІ БАҒАЛАУ ҚҰРАЛЫ РЕТІНДЕ	176
Жетенбаев Н.Т., Балбаев Ғ.Қ., Исабеков Ж.Н. МЕДИЦИНАЛЫҚ ЭКЗОСКЕЛЕТТІҢ БОЛАШАҒЫ.....	187
Исимова А.Т., Толегенова А.А., Құрт Е., Медетов Б.Ж. ЕКІ ТҰРАҚТЫ МАГНИТТЕН ҚҰРАСТЫРЫЛҒАН ЭЛЕКТР ТОҒЫНЫҢ ГЕНЕРАТОРЫ.....	190
Кененбай Ш.Ы., Қуанышбекқызы М., Акилова Ф.Е. МҰЗДАТЫЛҒАН ЖАРТЫЛАЙ ФАБРИКАТТАРДЫҢ САПАСЫНА ЖЫЛУЛЫҚ ӨНДЕУДІҢ ӘСЕРІН ЗЕРТТЕУ.....	196
Тихвинский В.О., Айтмагамбетов А.З., Кулакаева А.Е. ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫНЫҢ РАДИОМОНИТОРИНГ ЖҮЙЕСІН ЖАҒЫРТУ ТУРАЛЫ	201
Мамырбаев О.Ж., Литвиненко Н.Г., Шаяхметова Ә.С., Султангазиева А.Н. БАЙЕСТІК ЖҮЙЕЛЕРМЕН ЖҰМЫС BAYESIAN NETWORKS WORK.....	205
Роговой А.В., Кошкинбаева М.Ж., Жукова Т.А. ЖОҒАРЫ БІЛІМ БЕРУДІ БАСҚАРУДЫҢ АВТОМАТТАНДЫРЫЛҒАН ЖҮЙЕСІН ҚҰРУ ЖӘНЕ ЖАСАУ.....	210
Уарбеков Б. Б., Болат Б. А. ЖЫЛУ ЭНЕРГИЯСЫН КОММЕРЦИЯЛЫҚ ЕСЕПКЕ АЛУ АВТОМАТТАНДЫРЫЛҒАН ЖҮЙЕСІН ЖОБАЛАУ.....	219
Ускенбаева Р.К., Алтаева А.Б., Азизах Сулейман ЗИЯТКЕРЛІК АГЕНТТЕРГЕ НЕГІЗГІ МИКРОКЛИМАТТЫ БАСҚАРУ ӘДІСТЕРІ.....	223
Искакова Э.В., Мессерле В. Е. ЖЫЛУ ЖӘНЕ ЭЛЕКТР ЭНЕРГИЯСЫН ӨНДІРУГЕ КӨМІРДІ ПЛАЗМАЛЫҚ ГАЗДАНДЫРУ.....	229
Сағалиева А.Д., Азимова С.Т., Махмудов Ф.А., Тнымбаева Б.Т., Жельдыбаева А.А. НАН ӨНДІРУ КЕЗІНДЕГІ САПА МЕНЕДЖМЕНТІНІҢ ПРИНЦИПТЕРІ.....	234
Тнымбаева Б.Т., Омарғали Т.Е., Изтелиева Р.А., Азимова С.Т. ӨНДІРІСТЕ ХАССП ЖҮЙЕСІН САПА МЕНЕДЖМЕНТ ЖҮЙЕСІМЕН ИНТЕГРАЦИЯЛАУ.....	239

<i>Кудабаетова А.К., Жаппарова А.К., Джембетова И.С.</i>	
ВИРТУАЛДЫ РЕЖИМДЕ ӘЙЕЛДЕР ЗАМАНАУИ КОСТЮМІН ЖАСАУ	366
<i>Шарипова Б.Д., Букенова И.Н., Баймуханова А.</i>	
КӨЛІК КӨЛІГІН БАҒАЛАУҒА АРНАЛҒАН РЕГРЕС.....	370
<i>Бондарь И.С., Алдекеева Д.Т., Хамзин А.С.</i>	
ТЕМІР ЖОЛ КӨПІРЛЕРІНІҢ АРҚАЛЫҚ МЕТАЛЛ АРАЛЫҚ ҚҰРЫЛЫСТАРЫНДАҒЫ АҚАУЛАРДЫ МОДЕЛЬДЕУ	378
<i>Сағат Қ., Изтаев Ж.Д., Умарова Ж.Р., Кемелбекова Ж.С.</i>	
ИНТЕЛЛЕКТУАЛДЫ ТЕХНОЛОГИЯЛАРДЫ ҚОЛДАНА ОТЫРЫП, МОБИЛЬДІ ҚҰРЫЛҒЫЛАРҒА АРНАЛҒАН ANDROID ОПЕРАЦИЯЛЫҚ ОРТАСЫНДА ЗИЯНДЫ БАҒДАРЛАМАЛАРДЫ АНЫҚТАУ ЖҮЙЕЛЕРІ.....	384
<i>Бегимбетова А.С.</i>	
ҚАРАСАЙ ҚТҚ ПОЛИГОНЫНАН МЕТАН ЭМИССИЯЛАРЫН МАТЕМАТИКАЛЫҚ БОЛЖАУ	389
<i>Ахсұтова А.А.</i>	
БІЛІМ БЕРУ ШАРТТАРЫНДАҒЫ ОҚУТУ АҚПАРАТТАРЫ МЕН МӘСЕЛЕЛЕРІ.....	395
<i>Никонова Т.Ю., Кузьмина Н.Ю.</i>	
ӨНДЕУДІҢ СТАТИКА-ИМПУЛЬСТІК ТӘСІЛДЕРІНІҢ АРТЫҚШЫЛЫҚТАРЫ	397
<i>Майлыбаев Е.Қ., Умбетов У.У., Батырканов Ж.И.</i>	
ОРТАЛЫҚТАНДЫРЫЛМАҒАН ЖҮЙЕЛЕРДЕГІ ТЕХНОЛОГИЯЛЫҚПРОЦЕСТЕРДІ АВТОМАТТАНДЫРУДЫҢ ӨНДІРІСТІК ЦИКЛІН ЗЕРТТЕУ	404
<i>Аманжулова Ж.А., Избаирова А.С.</i>	
ТЕМІР ЖОЛ БЕКЕТІНДЕ МАНЕВРЛІК ЖҰМЫСТАРДЫ ОРЫНДАУ КЕЗІНДЕГІ ҚАУІПСІЗДІКТІҢ БҰЗЫЛУ СЕБЕПТЕРІН ТАЛДАУ	410
<i>Айқымбеков М.Н., Камзина А.Д., Абибуллаев С.Ш., Аримбекова П.М., Бекжанова Ж.Б.</i>	
МАГИСТРАЛЬДЫ КӨШЕЛЕРДЕ КЕПТЕЛІСТЕР МЕН ОҚИҒАЛАРДЫ АНЫҚТАУ ПРИНЦИПТЕРІ....	415
<i>Исаметова М.Е., Нусипәли Р.К., Ангарбеков У.Д., Дүйсенғали А.М.</i>	
АДДИТИВТІ ТЕХНОЛОГИЯ АРҚЫЛЫ ЖАСАЛҒАН ПРОТОТИПТІ ҚОЛДАНЫП ОРТАДАН ТЕПКИШ СУАСТЫ СОРҒЫНЫҢ НЕГІЗГІ ДОҒАЛАҒЫН ОҢТАЙЛАНДЫРУ	418
<i>Байкенжеева А.С., Иманғалиева А.К.</i>	
ЭКОЛОГИЯЛЫҚ МЕНЕДЖМЕНТ, ДЕНСАУЛЫҚ САҚТАУ МЕНЕДЖМЕНТІ ЖӘНЕ ЕҢБЕК ҚАУІПСІЗДІГІН ҚАМТАМАСЫЗ ЕТУ САЛАСЫНДАҒЫ ТӘУЕКЕЛДЕРДІ БАҒАЛАУ ЖӘНЕ БАСҚАРУ ЖӨНІНДЕГІ КӘСІПОРЫННЫҢ СТАНДАРТЫН ЖАСАУДЫҢ КЕЙБІР МӘСЕЛЕЛЕРІ	426
<i>Акимбеков Е.Т.</i>	
КӘСІПОРЫННЫҢ АҚПАРАТТЫҚ ҚАУІПСІЗДІГІН ҰЙЫМДАСТЫРУДЫҢ ФИЗИКАЛЫҚ ҚАҒИДАЛАРЫ	430
<i>Шаяхметова Ә., Мамырбаев О., Литвиненко Н.</i>	
«ҰРПАҚ» ҰҒЫМЫН БАЙЕС ЖЕЛІЛЕРІНДЕ ҚОЛДАНУ	436
<i>Кулакова Е.А., Сулейменов Б.А.</i>	
ЦЕНТРИФУГАЛЫҚ КОНЦЕНТРАТОРДАҒЫ FALCON C1000 ЗИЯТКЕРЛІК БАСҚАРУ АЛГОРИТМІН ӘЗІРЛЕУ	440
<i>Досмұхамедов Н.Қ., Жолдасбай Е.Е., Әбжан Қ.Н., Қашаған А.Д., Желдибай М.А.</i>	
ҚОРҒАСЫН ӨНДІРІСІНІҢ ЖАРТЫЛАЙ ӨНІМДЕРІ МЕН АЙНАЛМАЛЫ МАТЕРИАЛДАРЫН БАЛҚЫТУ КЕЗІНДЕ ШТЕЙН ЖӘНЕ ШЛАК АРАСЫНДА Cu, Pb, As, Au, Ag БӨЛІНІП ТАРАЛУЫНА ШЛАК ҚҰРАМЫНЫҢ ӘСЕРІ.....	449
<i>Целых А.А., Амандыков Е.Е., Тюканько В.Ю., Демьяненко А.В.</i>	
NSMANAGER БАҒДАРЛАМАСЫНДА ФОНТАНДЫҚ АРМАТУРАЛАР КОРПУСТАРЫНЫҢ БҮЙІРЛІК ФЛАНЕЦТЕРІН ЖӘНЕ БАҒАНАЛЫҚ МҰНАЙ ҰНҒЫМАЛАРЫНЫҢ БАЙЛАМАЛАРЫН МЕХАНИКАЛЫҚ ӨНДЕУДІ МОДЕЛДЕУ	456
<i>Кимерсен Н. К., Балабеков Б. Ч.</i>	
ЭҚЖ ҚҰРЫЛЫМДЫҚ-ПАРАМЕТРЛІК СИНТЕЗ АЛГОРИТМІ.....	460
<i>Джомартова Ш.А., Букенов М.М., Жолмағамбетова Б.Р., Амирханов Б.С.</i>	
ЭҚГ-СИГНАЛДАРЫН ӨНДЕУГЕ ВЕЙВЛЕТ-ТАЛДАУДЫҢ ҚОЛДАНУ	465
<i>Елубаева Б. Т., Нурымов Е. К. Манатбаев Р. Қ. Таукенов Н.С.</i>	
NASA-0021 СИММЕТРИЯЛЫҚ ҚАНАТША ПРОФИЛДІ КАНАЛДЫҢ ГИДРАВЛИКАЛЫҚ КЕДЕРГІ КОЭФИЦИЕНТІН ТӘЖІРІБЕ ЖҮЗІНДЕ АНЫҚТАУ	473
<i>Кенжалиев О.Б.</i>	
АҚШ УНИВЕРСИТЕТТЕРІНДЕ ҒЫЛЫМИ ӘЗІРЛЕМЕЛЕРДІ КОММЕРЦИЯЛАНДЫРУ ТӘЖІРІБЕСІ.....	479
<i>Шуюшбаева Н., Танашева Н., Хасенов А., Алтаева Г.</i>	
ЭЛЕКТРОГИДРОИМПУЛЬСТІК БҰРҒЫНЫҢ ОРТАЛЫҚ КАБЕЛЬ ЭЛЕКТРОДЫНЫҢ ЭРОЗИЯЛЫҚ ПРОЦЕСТЕРІН ЗЕРТТЕУ	483
<i>Арыстанбаев Қ.Е., Тасанбаев С.Е., Сапарғали И.</i>	
БУ ҚАЗАНДАРЫНЫҢ ПЕШТЕРІНДЕГІ ЖАНУ ПРОЦЕСТЕРІН БАСҚАРУ ЖҮЙЕСІ.....	487

Содержание

Науки о Земле

<i>Кудайбергенов М.К.</i> ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ ТЕРРИТОРИИ ПО СТЕПЕНИ ОПАСНОСТИ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ГИС-ТЕХНОЛОГИЙ.....	3
<i>Оспанбаева А.А., Wang S.</i> ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ВОССТАНОВЛЕНИЯ СТАРЫХ ПОЛИГОНОВ ТБО.....	10
<i>Ким Г.А., Демьяненко А.В., Тюканько В.Ю.</i> ПРИМЕНЕНИЕ СИСТЕМ РАСПОЗНАВАНИЯ ОБРАЗОВ ДЛЯ АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОЦЕССА КЛАССИФИКАЦИИ ОБЪЕКТОВ РАСТЕНИЕВОДЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА И ВЫЯВЛЕНИЕ ОТКЛОНЕНИЙ В РАЗВИТИИ РАСТЕНИЙ.....	15
<i>Байбатиша А.Б., Шайяхмет Т.К.</i> О ВЛИЯНИИ ТЕКТОНИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ИХ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ.....	20
<i>Назарова Т.В., Джаналеева Г.М., Илиеш Д.К., Дмитриев П.С., Берденов Ж.Г., Вендт Ян.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ВОДНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ОЗЕР РАВНИННЫХ ТЕРРИТОРИЙ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА ПУТЕМ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОДНЫХ ИНДЕКСОВ.....	25
<i>Инкарова Ж.И., Смагулов Н., Рамазанова Н.Е.</i> ИЗУЧЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ГРУПП ОРНИТОФАУНЫ КОРГАЛЖЫНСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ПРИРОДНОГО ЗАПОВЕДНИКА.....	31
<i>Жандаулетова Ф.Р., Абикенова А.А., Дуйсенбек Ж.С.</i> УСТОЙЧИВОЕ РАЗВИТИЕ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ СИСТЕМ И ОХРАНА ВОДНЫХ РЕСУРСОВ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН.....	37
<i>Дуйсебаева К.Д., Кубесова Г.Т., Турганалиев С.Р., Абилова А.Б., Акашева А.С.</i> СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДЕЛОВОГО ТУРИЗМА В ГОРОДЕ АЛМАТЫ.....	43
<i>Сәлім Е.Қ., Есіркепов М.М.</i> ЦИТОГЕНЕТИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ В ОЦЕНКЕ БЕЗОПАСНОСТИ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ....	49
<i>Намазбай Н.Т., Бакирбаев Ж.Б., Таныбаева А.К., Абубакирова К.Д., Лесхан А.Б.</i> СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ «УМНЫХ ГОРОДОВ».....	52
<i>Абубакирова К.Д., Таныбаева А.К., Воронова Н.В., Зубова О.А.</i> ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ В ЦЕНТРАЛЬНО-АЗИАТСКОМ РЕГИОНЕ.....	56
<i>Умбетбеков А.Т., Мәжит Ж.Б., Абдибаттаева М.Е., Жигитбекова А.Д., Досжанов Е. О.</i> АНАЛИЗ ЗАРУБЕЖНОГО ОПЫТА ПО ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ, ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ОСНОВЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ.....	65
<i>Умбетбеков А.Т., Мәжит Ж.Б., Жигитбекова А.Д., Оразбаев А.Е. Танабекова Г.Б.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ И ВЛИЯНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ ВЫБРОСОВ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ГОРОДА АЛМАТЫ.....	71
<i>Турметова Г., Сейтметова А.</i> ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ОТХОДОВ ФОСФОРИТА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И ЗДОРОВЬЕ ЧЕЛОВЕКА	78
<i>Баяхметова Б.Б., Сабитова А.Н., Байкен А.</i> ГУМИНОВЫЕ ВЕЩЕСТВА ТЕМНО- И СВЕТЛОКАШТАНОВОЙ ПОЧВЫ.....	84
<i>Танабекова Г.Б., Оразбаев А.Е., Жамалхан М.Н., Жигитбекова А.Д., Киришбаев Е.А.</i> ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВОД АЛМАТИНСКОЙ ОБЛАСТИ.....	87
<i>Келинбаева Р.Ж., Жайлауова А. К.</i> ТУРИСТСКИЙ ПОТЕНЦИАЛ СРЕДНИХ И МАЛЫХ ГОРОДОВ КАРАГАНДИНСКОЙ ОБЛАСТИ....	91
<i>Кубеева Ж.А., Манирова М.М.</i> СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СИСТЕМ ОБРАЩЕНИЯ С ТВЕРДЫМИ БЫТОВЫМИ ОТХОДАМИ ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАН И КАЗАХСТАНА.....	97
<i>Баязитова З.Е., Тлеуова Ж.О., Мухаммадеева Р.М., Курманбаева А.С., Карнаухова Т.В.</i> ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ПОЛИГОНОВ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ НА СОСТОЯНИЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.....	103
<i>Жапарова С.Б., Баязитова З.Е., Саликова Н.С., Тлеуова Ж.О., Бекпергенова Ж.Б.</i> РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ БЫТОВЫХ ПЛАСТИКОВЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ РАЗВИТИЯ МАЛОГО ПРЕДПРИНИМАТЕЛЬСТВА.....	109
<i>Исмаилова К.Б., Исабеков Б.Д., Уразбаев А.К., Сарсенбай Д.Р.</i> СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА КАРТОГРАФИЧЕСКОЙ ИДЕАЛИЗАЦИИ РАЗЛИЧНЫХ ФОРМ РЕЛЬЕФА НА ПРИМЕРЕ АРАЛЬСКОГО МОРЯ И АМУДАРЬИ.....	113

Технические науки

Голубев В.Г., Садырбаева А.С., Байботаева С.Е., Туребекова А.М., Амантаева Д.Б., Жанабай С. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРАЕВОГО УГЛА СМАЧИВАНИЯ НЕФТЯНОГО КЕРНА ВОДНЫМ РАСТВОРОМ ПОЛИМЕРА.....	117
Оспанова А.О., Дуйсенов Н.Ж., Кошкинбаева М.Ж. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРОЦЕССА ПОЛИМЕРИЗАЦИИ СТИРОЛА ДЛЯ ИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ.....	120
Жамангарин Д.С., Смайлов Н.К., Оразбеков Е.А., Жамангарина Ф.А. ЭФФЕКТИВНЫЙ АЛГОРИТМ ДИНАМИЧЕСКОГО ПЛАНИРОВАНИЯ СВЕТОФОРА С УЧЕТОМ АВАРИЙНЫХ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ ДЛЯ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ.....	125
Жубаниязова Г. К., Жельдыбаева А.А., Бугубаева Г.О., Азимова С.Т., Тнымбаева Б.Т. ТЕХНО-ХИМИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА ТВОРОГА С МАССОВОЙ ДОЛЕЙ ЖИРА 5 %	134
Рябкин Ю. А., Байтимбетова Б.А., Ибраева Ж.Е. ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ ФОРМЫ СПЕКТРОВ ЭПР В МОДЕЛЬНОМ ПОЛИМЕРЕ	139
Жумадуллаева К.Ж., Куракбаева С.Д., Демесинова А.А., Калбаева А.Т., Айдаров Т.А. МОДЕЛИ ПРОЦЕССА ПРИНЯТИЯ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ В СИСТЕМЕ ТОПЛИВО- ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА РЕГИОНА.....	145
Келаманов Б.С., Сариев О.Р., Ерсайынова А.А., Тұрғанбай Ж.Ә., Мухамбеткалиев А.Б. МОДЕЛИРОВАНИЕ И АНАЛИЗ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В СИСТЕМАХ Fe-Ni-Cr и Fe-Ni-C	151
Мурзахметова У.А., Жатканбаева Э.А. УПРАВЛЕНИЕ ПЕРЕВОЗКАМИ ПРИ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ ТРАНСПОРТА.....	155
Болегенова С.А., Шортанбаева Ж.К., Максутханова А.М., Нурмуханова А.З., Оспанова Ш.С. МЕТОДЫ ТЕРМОГРАФИЧЕСКОГО ИССЛЕДОВАНИЯ И ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕПЛОВИЗИОННОГО МОНИТОРИНГА.....	159
Оспанова Ш.С., Нурмуханова А.З., Масина М.Н., Турбекова А.Г., Исмаилова М. БЕЗОПАСНОСТЬ МЯСНЫХ ПРОДУКТОВ В СООТВЕТСТВИИ СО СТАНДАРТАМИ КАЧЕСТВА	163
Бейсенбаев М.Б., Бахтияр Б.Т., Ергарин М. М. МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ КОТЕЛЬНОЙ.....	168
Жельдыбаева А.А., Асилова Г.М., Бугубаева Г.О., Батырбаева А. М., Айтмухамбетова К.Г. ИССЛЕДОВАНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ПИЩЕВЫХ КРАСИТЕЛЕЙ В НАПИТКАХ	172
Тулкбаева А.К., Наукенова А.С., Бейсеев С.А. МЕЖДУНАРОДНЫЙ СТАНДАРТ ИСО 45001 КАК ИНСТРУМЕНТ ОЦЕНКИ РИСКОВ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОХРАНОЙ ЗДОРОВЬЯ И БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА НА КАЗАХСТАНСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ, НА ПРИМЕРЕ МАСЛОЖИРОВОЙ ОТРАСЛИ.....	176
Жетенбаев Н.Т., Балбаев Ф.К., Ж.Н. Исабеков ПЕРСПЕКТИВЫ МЕДИЦИНСКОГО ЭКЗОСКЕЛЕТА.....	187
Исимова А.Т., Толегенова А.А., Курт Е., Медетов Б.Ж. ГЕНЕРАТОР ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА, КОНСТРУИРОВАННЫЙ ИЗ ДВУХ ПОСТОЯННЫХ МАГНИТОВ.....	190
Кененбай Ш.Ы., Куанышбеккызы М., Акилова Ф.Е. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕПЛОВОЙ ОБРАБОТКИ НА КАЧЕСТВО ЗАМОРОЖЕННЫХ ПОЛУФАБРИКАТОВ.....	196
Тихвинский В.О., Айтмагамбетов А.З., Кулакаева А.Е. О МОДЕРНИЗАЦИИ СИСТЕМЫ РАДИОМОНИТОРИНГА РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН.....	201
Мамырбаев О.Ж., Литвиненко Н.Г., Шаяхметова А.С., Султангазиева А.Н. РАБОТА С БАЙЕСОВСКИМИ СЕТЯМИ.....	205
Роговой А.В., Кошкинбаева М.Ж., Жукова Т.А. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ВЫСШИМ УЧЕБНЫМ ЗАВЕДЕНИЕМ.....	210
Уарбеков Б. Б., Болат Б. А. ПРОЕКТИРОВАНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ КОММЕРЧЕСКОГО УЧЕТА ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ.....	219
Ускенбаева Р.К., Алтаева А.Б., Азизах Сулейман МЕТОДЫ МИКРОКЛИМАТНОГО УПРАВЛЕНИЯ НА ОСНОВЕ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ АГЕНТОВ.....	223
Искакова Э.В., Мессерле В. Е. ПЛАЗМЕННАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЕЙ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ТЕПЛОВОЙ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ.....	229

Оспанова Г.О., Кухаренко Е.В. МИРОВОЙ ОПЫТ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ ЦЕЛОСТНОСТИ НОРМОТИВНОЙ БАЗЫ.....	350
Достияров А.М., Ожикенова Ж.Ф., Яманбекова А.К., Достиярова А.М. К ВОПРОСУ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПАРОГАЗОВЫХ УСТАНОВОК.....	354
Бугубаева Г.О., Жельдыбаева А.А., Ешмахамбетов М.Е., Әбітай А.А. ВНЕДРЕНИЕ ИНТЕГРИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ХАССП, ИСО, OHSAS НА ПРЕДПРИЯТИЯХ.....	357
Толеуов Г., Исатаев М.С., Султан М.Р., Глепберген Г., Байкаметова А., Амангельдиева А. ИЗМЕРЕНИЯ ИЗМЕНЕНИЙ ТЕМПЕРАТУРЫ В СТРУЕ.....	361
Кудабаетова А.К., Жаппарова А.К., Джиембетова И.С. РАЗРАБОТКА ЖЕНСКОГО СОВРЕМЕННОГО КОСТЮМА В ВИРТУАЛЬНОМ РЕЖИМЕ.....	366
Шарипова Б.Д., Букенова И.Н., Баймуханова А. РЕГРЕССИОННАЯ МОДЕЛЬ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОЦЕНКИ СЕБЕСТОИМОСТИ ПЕРЕВОЗОК	370
Бондарь И.С., Алдекеева Д.Т., Хамзин А.С. МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕФЕКТОВ В БАЛОЧНЫХ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПРОЛЕТНЫХ СТРОЕНИЯХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ МОСТОВ.....	378
Сағат Қ., Изтаев Ж.Д., Умарова Ж.Р., Кемельбекова Ж.С. СИСТЕМЫ ОБНАРУЖЕНИЯ ВРЕДНОСНЫХ ПРОГРАММ В ОПЕРАЦИОННОЙ СРЕДЕ АНДРОИД ДЛЯ МОБИЛЬНЫХ УСТРОЙСТВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ.....	384
Бегимбетова А.С. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЭМИССИЙ МЕТАНА ОТ КАРАСАЙСКОГО ПОЛИГОНА ТБО	389
Ахсүтова А. А. ПРОБЛЕМЫ И ОСОБЕННОСТИ ОБУЧЕНИЯ ИНФОРМАТИКЕ В УСЛОВИЯХ КОМПЕТЕНТНОСТНОГО ПОДХОДА.....	395
Никонова Т.Ю., Кузьминова Н.Ю. ПРЕИМУЩЕСТВА СТАТИКО-ИМПУЛЬСНЫХ СПОСОБОВ ОБРАБОТКИ.....	397
Майлыбаев Е.К., Умбетов У.У., Батырканов Ж.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ЦИКЛА АВТОМАТИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ДЕЦЕНТРАЛИЗОВАННЫХ СИСТЕМАХ.....	404
Аманжұлова Ж.А., Избаирова А.С. АНАЛИЗ ПРИЧИН НАРУШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ МАНЕВРОВЫХ РАБОТ НА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОЙ СТАНЦИИ.....	410
Айқұмбеков М.Н., Камзина А.Д., Абибуллаев С.Ш., Аримбекова П.М., Бекжанова Ж.Б. ПРИНЦИПЫ ВЫЯВЛЕНИЯ ЗАТОРОВ И ПРОИСШЕСТВИЙ НА МАГИСТРАЛЬНЫХ УЛИЦАХ.....	415
Исаметова М.Е., Нусипәлі Р.К., Ангарбеков У.Д., Дүйсенғали А.М. ОПТИМИЗАЦИЯ ГЛАВНОГО КОЛЕСА ЦЕНТРОБЕЖНОГО ПОГРУЖНОГО НАСОСА НА ОСНОВЕ ПРОТОТИПА ВЫПОЛНЕННОГО ПОСРЕДСТВОМ АДДИТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ	418
Байкенжеева А.С., Иманғалиева А.К. НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ СОСТАВЛЕНИЯ СТАНДАРТА ПРЕДПРИЯТИЯ ПО ОЦЕНКЕ И УПРАВЛЕНИЮ РИСКАМИ В ОБЛАСТИ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО МЕНЕДЖМЕНТА, МЕНЕДЖМЕНТА ОХРАНЫ ЗДОРОВЬЯ И ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА.....	426
Акимбеков Е.Т. ФИЗИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ ИНФОРМАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ.....	430
Шаяхметова А., Мамырбаев О., Литвиненко Н. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОНЯТИЯ «ПОКОЛЕНИЕ» В БАЙЕСОВСКИХ СЕТЯХ.....	436
Кулакова Е., Сулейменов Б. РАЗРАБОТКА ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОГО АЛГОРИТМА УПРАВЛЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНЫМ КОНЦЕНТРАТОРОМ FALCON C1000.....	440
Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Абжан К.Н., Кашаган А.Д., Желдибай М.А. ВЛИЯНИЕ СОСТАВА ШЛАКА НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ CU, PB, AS, AU, AG МЕЖДУ ШТЕЙНОМ И ШЛАКОМ ПРИ ПЛАВКЕ ПОЛУПРОДУКТОВ И ОБОРОТНЫХ МАТЕРИАЛОВ СВИНЦОВОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	449
Целых А.А., Амандыков Е.Е., Тюканько В.Ю., Демьяненко А.В. МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ БОКОВЫХ ФЛАНЦЕВ КОРПУСОВ АРМАТУРЫ ФОНТАННОЙ И ОБВЯЗОК КОЛОННЫХ НЕФТЯНЫХ СКВАЖИН В ПРОГРАММЕ NSCMANAGER.....	456
Кимерсен Н. К., Балабеков Б. Ч. АЛГОРИТМ СТРУКТУРНО-ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ЭДМС.....	460
Джомартова Ш.А., Букенов М.М., Жолмагамбетова Б.Р., Амирханов Б.С. ПРИМЕНЕНИЕ ВЕЙВЛЕТ-АНАЛИЗА ДЛЯ ОБРАБОТКИ ЭКГ-СИГНАЛОВ.....	465

Technical Sciences

<i>Golubev V.G., Sadyrbaeva A.S., Baibotayeva S.E., Turebekova A.M., Amantaeva D.B., Zhanabai S.</i> DETERMINATION OF THE WETTING ANGLE OF AN OIL CORE WITH AN AQUEOUS POLYMER SOLUTION.....	117
<i>Ospanova A. O., Duisenov N.Zh., Koshkinbaeva M.Zh.</i> MATHEMATICAL MODEL OF AN INDUSTRIAL STYRENE POLYMERIZATION PROCESS FOR AN INFORMATION CONTROL SYSTEM.....	120
<i>Zhamangarin D.S., Smailov N., Orazbekov E., Zhamangarina F.A.</i> AN EFFICIENT ALGORITHM FOR DYNAMIC TRAFFIC LIGHT PLANNING TAKING INTO ACCOUNT EMERGENCY VEHICLES FOR INTELLIGENT TRANSPORT SYSTEMS.....	125
<i>Zhubaniyazova G.K., Zheldybaeva A.A., Bugubaeva G.O., Azimova S.T., Tnimbaeva B.T.</i> TECHNO-CHEMICAL QUALITY CONTROL OF COTTAGE WITH MASS FAT SHARE 5%.....	134
<i>Ryabikin Yu.A., Baitimbetova B.A., Ibraeva Zh.E.</i> RESEARCH OF CHANGE OF FORM OF EPR SPECTRA IN MODEL POLYMER.....	139
<i>K.Zh. Zhumadullayeva, S.D. Kurakbayeva, A.A. Demessinova, A.T. Kalbayeva, T.A. Aydarov</i> MODELS OF THE PROCESS OF MAKING MANAGERIAL DECISIONS IN THE SYSTEM OF THE FUEL AND ENERGY COMPLEX OF THE REGION.....	145
<i>Kelamanov B.S., Sariev O.R., Yersaiynova A.A., Turganbay Zh.A., Muhambetkaliev A.B.</i> MODELING AND ANALYSIS OF THERMODYNAMIC PROCESSES IN Fe-Ni-Cr AND Fe-Ni-C SYSTEMS.....	151
<i>Murzakhmetova U., Zhatkanbayeva E.</i> MANAGEMENTS OF TRANSPORTATIONS IN INTERACTION OF DIFFERENT TYPES OF TRANSPORT.....	155
<i>Bolegenova S., Shortanbayeva Zh., Maksutkhanova A., Nurmukhanova A., Ospanova Sh.</i> THERMOGRAPHIC RESEARCH METHODS AND FACTORS INFLUENCING THE EFFICIENCY OF THERMAL VISION MONITORING.....	159
<i>Ospanova Sh., Nurmukhanova A., Masina M., Turbekova A., Ismailova M.</i> SAFETY OF MEAT PRODUCTS IN ACCORDANCE WITH QUALITY STANDARDS.....	163
<i>Beisenbaev M. B., Bahtyar B. T., M Ergarin M.</i> METHODS OF BOILER ROOM ENERGY EFFICIENCY IMPROVEMENT.....	168
<i>Zheldybaeva A.A., Bugubaeva G.O., Batyrbaeva A.M., Aytmuhambetova K.G.</i> FOOD SAFETY STUDY OF BEVERAGES.....	172
<i>Tulekbaeva A.K., Naukenova A.S., Beiseyev S.A.</i> INTERNATIONAL STANDARD ISO 45001 AS A RISKS ASSESSMENT INSTRUMENT OF THE HEALTH AND SAFETY MANAGEMENT SYSTEM AT KAZAKHSTANI ENTERPRISES IN TERMS OF OIL AND FAT INDUSTRY.....	176
<i>Zhetenbaev N.T., Balbayev G.K., Issabekov Zh.N.</i> PROSPECTS OF MEDICAL EXOSKELETON.....	187
<i>Issimova A.T., Tolegenova A.A., Kurt E., Medetov B.Zh.</i> AN ELECTRIC CURRENT GENERATOR ASSEMBLED FROM TWO PERMANENT MAGNETS.....	190
<i>Kenenbay Sh.I., Kuanyshbekkyzy M., Akilova F.E.</i> RESEARCH OF INFLUENCE OF HEAT TREATMENT ON QUALITY OF THE FROZEN SEMI-FINISHED PRODUCTS.....	196
<i>Tikhvinskiy V.O., Aitmagambetov A.Z., Kulakayeva A.Ye.</i> ON MODERNIZATION OF RADIO MONITORING SYSTEM OF THE REPUBLIC OF KAZAKHSTAN.....	201
<i>Mamyrbayev O., Litvinenko N., Shayakhmetova A., Sultangazieva A.</i> WORK WITH BAYESIAN NETWORKS.....	205
<i>Rogovoy A.V., Koshkinbaeva M.Gh., Zhukova T.A.</i> DESIGN AND DEVELOPMENT OF THE AUTOMATED CONTROL SYSTEM OF HIGHER EDUCATIONAL INSTITUTION.....	210
<i>Uarbekov B. B., Bolat B. A.</i> DESIGNING AN AUTOMATED COMMERCIAL HEAT METERING SYSTEM.....	219
<i>Uskenbayeva R., Altayeva A., Suliman A.</i> MICROCLIMATE CONTROL TECHNIQUES BASED INTELLIGENT AGENTS.....	223
<i>Iskakova E.V., Messerle V.E.</i> PLASMA GASIFICATION OF COAL FOR PRODUCTION OF ELECTRICAL AND THERMAL ENERGY.....	229
<i>Sagaliyeva A., Azimova S., Makhmudov F., Tnymbayeva B., Zheldybaeva A.</i> PRINCIPLES OF QUALITY MANAGEMENT IN THE PRODUCTION OF BREAD.....	234
<i>Tnymbayeva B.T., Omargali T.E., Iztelieva R.A., Azimova S.T.</i> INTEGRATION OF THE HACCP SYSTEM WITH THE QUALITY MANAGEMENT	

<i>Bondar I. S., Aldekeyeva D. T., Khamzin A. S.</i> MODELING OF DEFECTS IN BEAM METAL SPANS OF RAILWAY BRIDGES.....	378
<i>Sagat K., Iztayev Zh. Umarova Zh., Kemelbekova Zh.</i> SYSTEMS FOR DETECTING MALICIOUS APPLICATIONS IN THE ANDROID OPERATING SYSTEM FOR MOBILE DEVICES USING INTELLIGENT TECHNOLOGIES.....	384
<i>Begimbetova A.S.</i> THE MATHEMATICAL FORECASTING OF METHANE EMISSIONS FROM THE KARASAI SOLID WASTE LANDFILL.....	389
<i>Akhsutova A. A.</i> PROBLEMS AND PECULIARITIES OF TEACHING INFORMATICS IN THE CONDITIONS OF COMPETENCE APPROACH.....	395
<i>Nikonova T.Yu., Kuzminova N.Yu.</i> ADVANTAGES OF STATIC PULSE PROCESSING METHODS.....	397
<i>Mailibaev Y., Umbetov U., Batirkanov Zh.</i> RESEARCH OF THE PRODUCTION CYCLE OF AUTOMATION OF TECHNOLOGICAL PROCESSES IN DECENTRALIZED SYSTEMS.....	404
<i>Amanzhulova Zh. Izbairova A.</i> ANALYSIS OF THE CAUSES OF SAFETY VIOLATIONS DURING SHUNTING OPERATIONS AT THE RAILWAY STATION.....	410
<i>Aikumbekov M., Kamzina A., Abibullaev S., Arimbekova P., Bekjanova J.</i> PRINCIPLES OF DETECTION OF CONGESTION AND ACCIDENTS ON MAIN STREETS.....	415
<i>Isametova M.E., Nussipali R.K., Angarbekov U.D., Duisengali A.M.</i> OPTIMIZATION OF THE MAIN WHEEL OF THE CENTRIFUGAL SUBMERSIBLE PUMP BASED ON A PROTOTYPE MADE BY ADDITIVE TECHNOLOGIES.....	418
<i>Baykenzheeva A., Imangalieva A.</i> SOME OF THE ISSUES OF MAKING A STANDARD FOR THE EVALUATION AND MANAGEMENT OF RISK IN ENVIRONMENTAL MANAGEMENT, MANAGEMENT OF HEALTH AND SAFETY.....	426
<i>Akimbekov E.T.</i> PHYSICAL PRINCIPLES OF ORGANIZATION OF INFORMATION SECURITY OF THE ENTERPRISE.....	430
<i>Shayakhmetova A., Mamyrbayev O., Litvinenko N.</i> USING THE CONCEPT OF "GENERATION" IN BAYESIAN NETWORKS.....	436
<i>Kulakova Y., Suleimenov B.</i> DEVELOPMENT OF THE INTELLIGENT CONTROL ALGORITHM FOR CENTRIFUGAL CONCENTRATOR FALCON C1000.....	440
<i>Dosmukhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Abzhan K.N., Kashagan A.D., Zheldibay M.A.</i> THE INFLUENCE OF SLAG COMPOSITION ON THE DISTRIBUTION OF Cu, Pb, As, Au, Ag BETWEEN MATTE AND SLAG DURING SMELTING OF LEAD RAW MATERIALS.....	449
<i>Tselykh A., Amandykov Y., Tyukanko V., Demyanenko A.</i> MODELING THE MACHINING OF THE LATERAL FLANGES OF THE CHRISTMAS TREE AND THE PIPING OF THE WELLHEAD OIL WELLS IN THE NCMANAGER PROGRAM.....	456
<i>Kimersen N., Balabekov B.</i> ALGORITHM OF STRUCTURAL-PARAMETRIC SYNTHESIS OF EDMS.....	460
<i>Jomartova Sh.A., Bukenov M.M., Zholmagambetova B.R., Amirkhanov B.S.</i> APPLICATION OF WAVELET ANALYSIS FOR ECG SIGNAL PROCESSING.....	465
<i>Elubaeva B. T., Nurymov E. K., Manabaev R. K., Taukenov N. S.</i> EXPERIMENTAL DETERMINATION OF THE COEFFICIENT OF HYDRAULIC RESISTANCE OF THE CHANNEL HAVING THE FORM OF A SYMMETRICAL WING PROFILE NASA-0021.....	473
<i>Kenzhaliyev O.B.</i> EXPERIENCE IN COMMERCIALIZATION OF SCIENTIFIC DEVELOPMENTS IN US UNIVERSITIES.....	479
<i>Shuyushbayeva N., Tanasheva N., Khasenov A., Altayeva G.</i> INVESTIGATION OF THE EROSION PROCESSES OF CENTRAL CABLE ELECTRODE OF THE ELECTROHYDROIMPULSE DRILL.....	483
<i>Arystanbayev K.E., Tasanbaev S.E., Sapargali I.</i> COMBUSTION CONTROL SYSTEM IN STEAM BOILER STOVES.....	487
<i>Abzalieva T.A., Altaeva Zh., Muratbekova G., Nemasipova A.</i> OPTIMIZATION OF TECHNICAL AND TECHNOLOGICAL PARAMETERS OF THE STATION AND PARAMETERS FREIGHT TRAIN.....	490
<i>Naurzybayeva A.A., Laubayeva A.Zh., Smagulova N.K., Kurmangaliyeva L.A., Smailova G.A.</i> STUDY OF THE EFFICIENCY OF CLOSED CRUSHING CYCLES.....	495

Редакторы:
Н.Ф. Федосенко
Верстка на компьютере:
Л. Касжанова

Подписано в печать 20.01.2020 г.
Формат 60x84 ¹/₈. Усл. п.л 45,0.
Тираж 500 экз. Заказ № 242.

Адрес редакции:
ул. Сатпаева, 22, КазНИТУ каб. 607, тел. 292-63-46 ,Nina.Fedorovna. 52 @ mail.ru
Департамент маркетинга и коммуникаций КазНИТУ
Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И. Сатпаева



SATBAYEV
UNIVERSITY



Комплексное Использование Минерального Сырья

2 (313). 2020

ISSN 2616-6446 (Online)
ISSN 2224-5243 (Print)
DOI 10.31643/2018/166445

www.kims-imio.kz



DOI: 10.31643/2020/6445.11

UDC 669.432.669.046.42

IRSTI 53.37.91

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/3.0/>

Technological experiments of joint smelting of lead intermediate products, recycled materials and high-sulfur copper-zinc concentrate

Dosmukhamedov N. K., Zholdasbay E. E., Kurmanseitov M.B., Argyn A.A. Zheldibay M. A.

Received: 26 February 2020 / Peer reviewed: 10 March 2020 / Accepted: 21 April 2020

Abstract. The purpose of this work is to improve the technological indicators of the existing mine contractile smelting technology by joint smelting of intermediate products, recycled materials of lead production with high-sulfur copper-zinc concentrate. It is established that during the smelting of copper-zinc concentrate which is difficult to process, high selective extraction of copper into matte and zinc into slag is achieved in one stage. The method consisted in the joint smelting of lead intermediates and high-sulfur copper-zinc concentrate in an electric furnace at a temperature of 1250 ° C under conditions of sequential blowing of the melt with air, then with natural gas. It is established that when the melt is purged with air and natural gas for 20 minutes, an equilibrium distribution of metals between the melting products is achieved. It is shown that simultaneous use of copper-zinc concentrate as a sulfidizer reduces the content of copper and lead in slag, increases the extraction of arsenic and antimony into the dust. Consumption of coke and quartz flux is reduced in comparison with the existing technology from 6.7 to 2.5% and from 12.5 to 2.8% of the initial feed weight, respectively, which significantly reduces material and energy costs of the process. As a result of extensive laboratory testing, the optimum composition of the new charge has been selected. Metal distribution between smelting products of the new charge with addition of 30% of high-sulfur copper-zinc concentrate was established. High recovery of copper to the matte up to 94.8%, against 83.7% according to the existing technology; lead to the rough lead - up to 93.6%, against 70.8%; zinc to the slag - up to 94.7%, against 83.7%; arsenic to the dust - up to 91%, against 69.5% and antimony to the dust - up to 92.3%, against 60.0% according to the existing technology.

Keywords: charge, intermediate product, recycled materials, copper-zinc concentrate, distribution, recovery, coke, slag, matte, metal.

Information about authors:

Dosmukhamedov Nurlan Kalievich – Doctor Ph, Associate Professor, Satbayev University, 050013, Almaty, 22 Satbayev st., Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0002-1210-4363, E-mail: nurdos@bk.ru.

Zholdasbay Erzhan Esenbaiuly – Doctoral candidate, Satbayev University, 050013, Almaty, 22 Satbayev st., Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0002-9925-4435, E-mail: zhete@mail.ru.

Kurmanseitov Murat Baurzhanuly – Researcher, Satbayev University, 050013, Almaty, 22 Satbayev st., Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0001-5008-2866, E-mail: murat.kmb@mail.ru.

Argyn Aidar Abdilmalikuly – Doctoral candidate, Satbayev University, 050013, Almaty, 22 Satbayev st., Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0001-5001-4687, E-mail: aidarargyn@gmail.com.

Zheldibay M. A. - Master degree, Satbayev University, 050013, Almaty, 22 Satbayev st., Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0002-0607-2991, E-mail: meirzhan_zheldibai@mail.ru

Introduction

When processing substandard intermediate products and recycled materials, none of the existing lead production processes achieves high recovery of valuable metals. There is not enough deep sublimation of arsenic and antimony into dust, which reduces their removal from the main production [1,

2]. Their accumulation is growing in the main production, which increases material and energy costs of lead and copper production. The use of known barbotage autogenous processes (*Q-S-L*, *Isasmelt*, "*Vanyukov Process*", etc.) for the solution of the listed actual problems is restrained by a set of reasons: high volatility of lead compounds; insufficient calorific value of processed materials;

complexity of composition of initial charge from which it is necessary to extract the maximum of valuable components [3, 4, 5]; necessity of using of expensive coke; complexity of equipment design, etc. [5, 6].

The existing technology of processing of substandard intermediate products and recycled materials at KazZinc Ltd. is based on mine contractile smelting. The process is characterized by high consumption of expensive coke and significant emissions of low by SO₂ hard-to-recover gases into the atmosphere. The technology is designed for processing of a complex conglomerate of a mixture consisting of copper-lead matte from mine blast smelting, converter slag and recycled materials from refining of rough lead: copper slips, alkaline melts, lead cakes, etc. Compositions of substandard sulphide intermediate products are not stable and vary widely. For example, lead-copper mattes contain, %: Cu - 10-20, Pb - 12-25, Zn - 8-12, As – up to 1.5, Sb – up to 1.0; copper slips, %: Cu - 15-20, Pb - 18-30, Zn - 2-4, As – 4.0, Sb - up to 2.5. From recycled materials the converter slag attracts attention, % (wt.): Cu - 3-5, Pb - up to 34, Zn - up to 4.5, As - 2-2.5, Sb - up to 2.0, which is the main part (up to 30%) in the structure of the initial charge of mine contractile smelting.

During the smelting of the initial charge, significant volumes of non-ferrous, precious, rare and rare-earth metals as well as associated hazardous metal impurities (As, Sb) circulate in the technological chain "smelting-converting". As a result, valuable metals are distributed in the smelting products, and the accompanying impurity metals (As, Sb) accumulate in the technological chain, which reduces the quality of the obtained products, increases the negative impact on the environment and life safety of workers. The objective of the technology is recovery of base metals - copper and lead. However, extraction of copper to the matte is low, around ~ 83%. Extraction of lead to the rough lead hardly reaches the level of 70%. The low lead recovery is due to its high content in matte (up to 30%) and slag (up to 1.7%). The process is accompanied by high consumption of expensive coke and slag output (up to 60% of charge weight), high energy and material costs. Dust output is ~15% from the weight of the loaded charge and is characterized by high content of nonferrous metals, %: Pb - 20; Cu - 6-7; Zn - up to 10. Due to the lack of favorable conditions for deep sublimation of arsenic and antimony, their extraction to the dust is low and amounts to 70% and 57%, respectively. Complex composition of the obtained matte, characterized by high content of Pb - up to 25%, As - up to 2% and Sb ~1.5%, complicates their further processing by converting and increases energy and material costs of

the process. The obtained matte concentrates up to 4 g/t of gold and ~800 g/t of silver, which are irrecoverable losses for the lead industrial plants. Thus, the technological process, designed to utilize or minimize the intermediate formations, inevitably "inserted" into the framework of the operated equipment and technological solutions of the production of the main category of products with all the existing shortcomings [7].

Despite its obvious disadvantages, the technology of mine contractile smelting continues to be used as a forced measure, at least partially solving the problem of processing a large volume of obtained intermediate products and recycled materials of lead production.

The best metal distribution between the products of mine contractile smelting was achieved by changing the composition of the initial charge. The results of laboratory smelting of the modified composition of the charge showed the possibility of significant improvement of technological parameters: recovery of copper to the matte increased to 95%, lead to the rough lead to 86%, arsenic and antimony to the dust (sublimations) - 83% and 75%, respectively [8]. The quantitative ratio of copper-zinc ore to quartz flux was taken equal to 1.5, instead of ~0.5 according to the existing technology. During smelting of the feed charge with the selected composition favorable conditions for obtaining low by copper and lead slags are created due to the inclusion of the mechanism of interaction of high-sulfur components of copper-zinc ore with oxide melt.

It is relevant to take more promising decision on processing the obtained lead intermediate products and recycled materials with copper-zinc concentrate. This decision is supported by the production of high sulphur copper and zinc concentrate at the Nikolayev deposit in the East Kazakhstan region.

Copper-zinc concentrates in copper production are traditionally considered to be "technologically inconvenient" and as raw materials difficult to process primarily due to the presence in tangible (significant) concentrations of zinc and lead at considerable copper content (18-20%). For complex processing of lead intermediate products and recycled materials polymetallic sulfide copper-zinc concentrate is the most suitable (optimal, unique) material (feed charge component, natural reagent), performing the role of "former" of the main condensed smelting products - lead, matte and slag. The concentrate contains all the necessary components (elements): lead, copper, zinc and sulfur, available amount of each can be used in order to effectively separate lead, copper and zinc from recycled materials to obtain high quality products – rough lead bullion, copper matte and zinc slag.

Direct processing of high-sulfur copper-zinc concentrate with its simultaneous use as a sulfide reagent in the process of smelting would allow in one stage to recover as much lead into the rough metal, copper to the matte, zinc to the slag from the processed materials, including the concentrate. This way of improving the processing of lead intermediate products and recycled materials from the point of view of practice looks attractive due to the development of mine contractile smelting, accumulated experience of its operation and minimum capital costs during industrial implementation.

The purpose of the present work is to define the main technological parameters of the technology of joint smelting of intermediate products, recycled materials of lead production with high sulfur copper-zinc concentrate under conditions of enlarged laboratory tests.

Methods of conducting technological experiments

Intermediate products and recycled materials of lead production of KazZinc Ltd. were used for the enlarged laboratory tests of reduction-sulfidizing smelting. Chemical compositions of materials are given in Table 1.

Coke containing 87.9% carbon was used as a reducing agent. High-sulfur copper-zinc concentrate from Nikolayev deposit of East Kazakhstan region was used for experiments, wt. %: 18.57 Cu; 2.3 Pb; 12.5 Zn; 24.6 Fe; 33.4 S; 0.22 As; 0.25 Sb; other. By preliminary experiments and metallurgical calculations it was established that the highest effect on the extraction of metals to the targeted products is achieved at a mass flow of concentrate equal to 30% of the initial charge, composed of a mixture of quartz flux and components given in Table 1.

Table 1 – Chemical composition of intermediate products, recycled materials and flux of the lead production

Name of material	Chemical composition, wt. %									
	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Sb	SiO ₂	CaO	others
Copper slips	29.0	36.0	4.0		8.77	3.87	1.4	–	–	16.96
Low by main metals matte of mine contractile smelting	20.85	19.5	11.4	16.7	11.1	1.1	0.56	–	–	18.79
Converter slag	3.83	33.5	4.54	15	–	2.3	0.94	21.66	5.4	12.83
Alkaline melts	0.08	61.7	24.1	–	–	0.97	1.4	–	–	11.75
Quartz Flux		0.62						74.8	15.7	8.9

With addition of the concentrate to the charge, the structure of the charge was adjusted with consideration of changes in the consumption of quartz flux depending on the amount of the added concentrate. Thus quantitative ratios of products (Table 1) in the initial charge remained at the level of industrial practice. The new composition of the initial charge consisted of a mixture: copper slips - 27.8%; charges of contractile smelting (CS), including low by copper-lead matte and oxidized recycled materials - 18.5%; converter slag - 24.0%; quartz ore - 4.7%; coke - 2.5% and copper-zinc concentrate - 22.5%.

The experiments were carried out at the temperature of 1250°C in an electric furnace of 100 kW with 100 mm in diameter electrode. The furnace size: width - 250 mm, length - 410 mm, height - 440 mm.

Weight of the initial charge sample ~ 2.0 kg. The method of conducting the experiments was as follows. The initial charge was loaded on pre-melted slag, and once smelted with the help of oxygen tubes, sequential blowing with oxygen (20 min.), then - with natural gas (20 min.) was carried out. The air and natural gas consumption was constant at 10 l/h. The

duration of smelting was 40 minutes. Once blowing is done the melt settled for 20 minutes, and through the special boreholes, slag, matte and rough lead were released. Each experiment was repeated three times for reproducibility. There was a good convergence of results. The obtained samples of slag and matte were subjected to elemental analysis and mineralogical studies.

Elemental analysis of slag and matte samples was determined by Agilent 7700 Series ICP-MS (USA) inductively coupled plasma mass spectrometer.

Microscope Neofot (Carl Zeiss AG, Germany) was used for mineralogical analysis of polished surfaces of solid slag and matte samples.

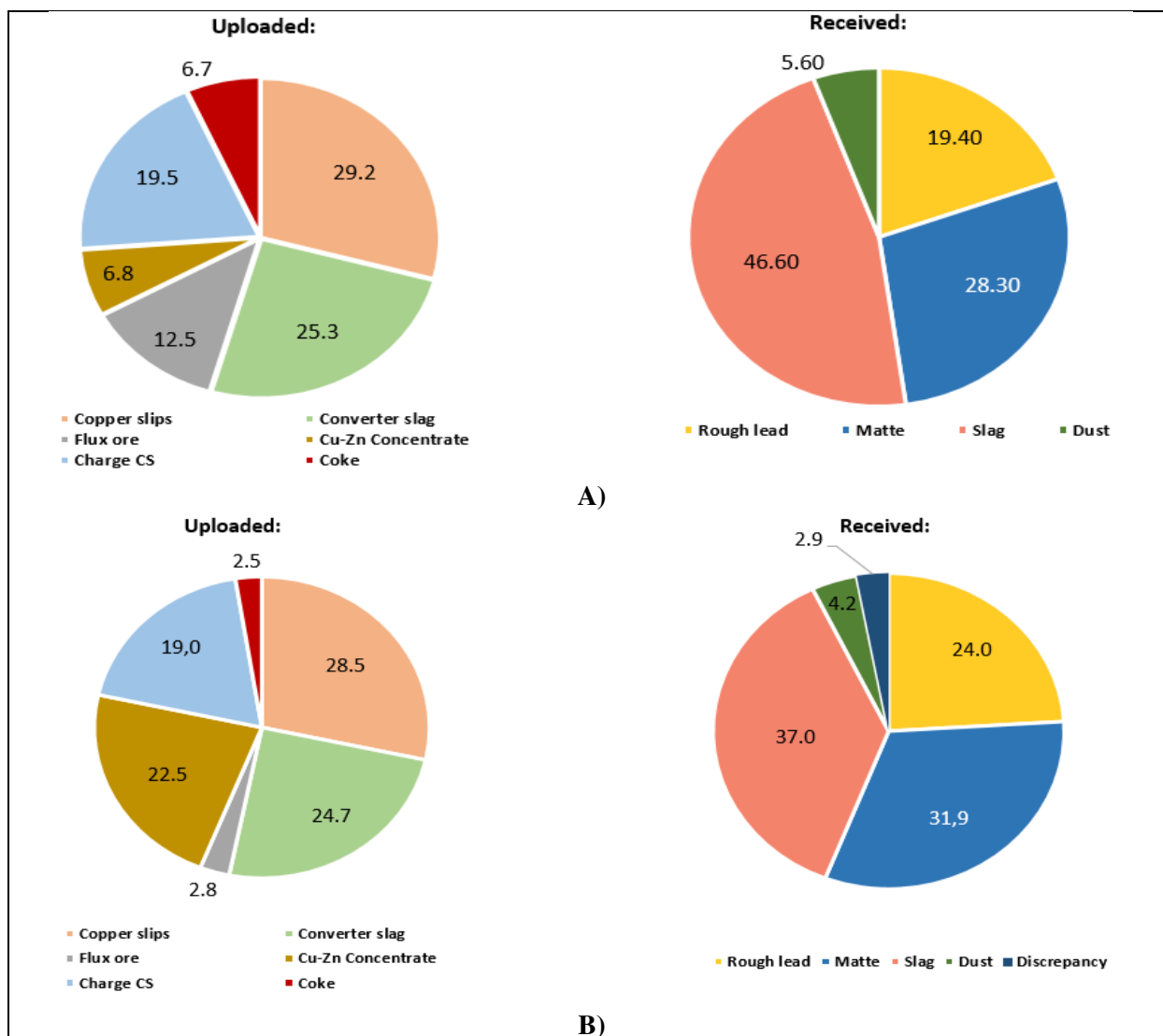
Results and discussion

The thermodynamic laws of physico-chemical processes occurring during the joint smelting of intermediate products, recycled materials, and high-sulfur copper-zinc concentrate were studied in our work [9, 10]. Taking into account the theoretical fundamentals already stated, the results obtained in

this work are discussed from the point of view of general positions, which is the main interest for practice.

A comparative analysis of the results of the material flows balance of the existing technology and smelting of a new composition of the charge with copper-zinc concentrate is presented in Fig. 1. High technological performance was achieved by smelting

a new composition charge. Rough lead output increases from 19.4 to 24%, and matte increases from 28.3 to 32%. The established decrease in dust yield (from 5.6 to 4.2%) is explained by the minimum of dust extraction during electric smelting and the deeper sublimation of arsenic and antimony into dust due to the use of high-sulfur copper-zinc concentrate.



A) – existing smelting technology; B) – charge smelting with addition of Cu-Zn concentrate.

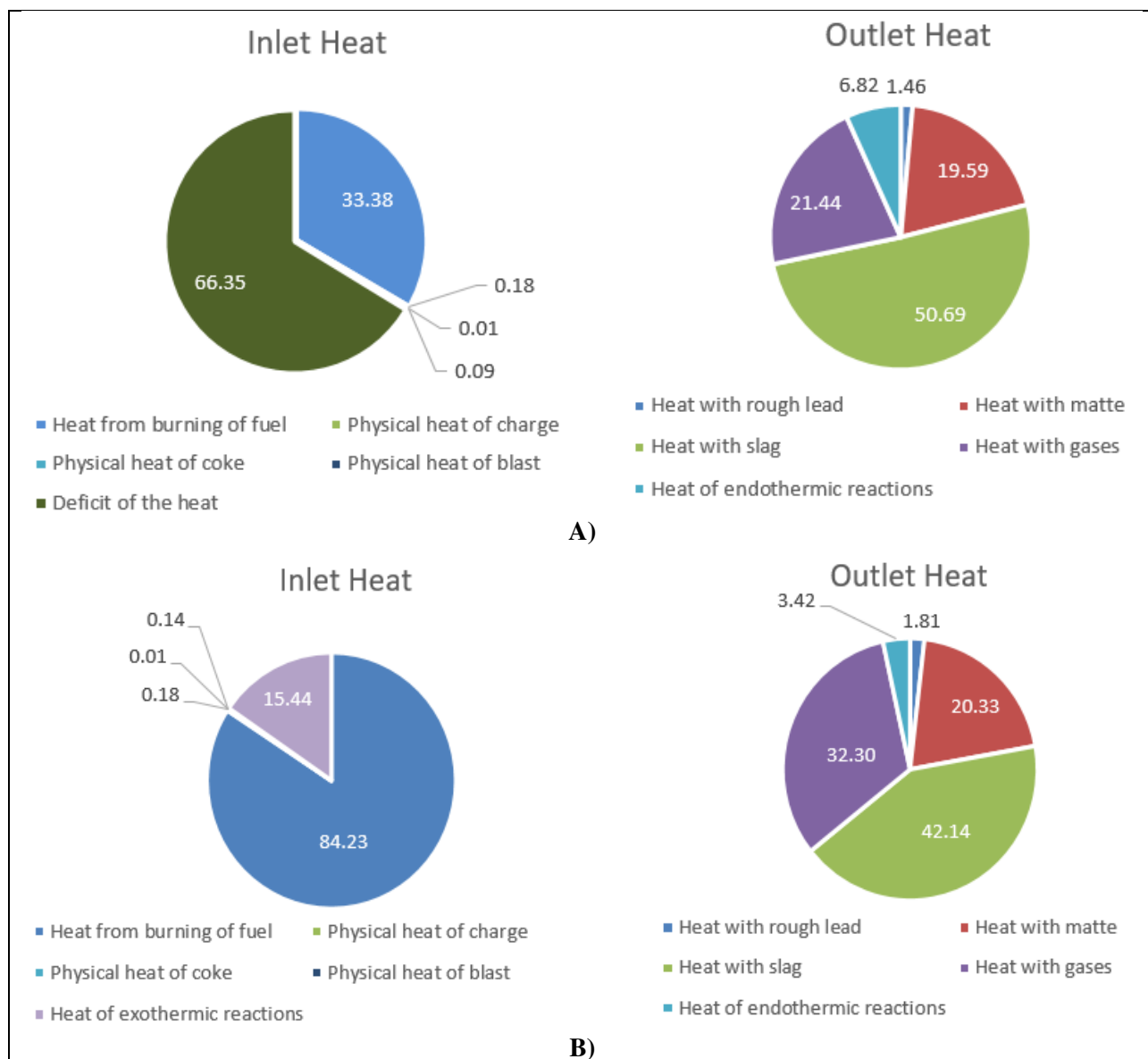
Figure 1 Comparative material flow balance

More than two-times decrease in quartz flux mass during the smelting of the initial charge with copper-zinc concentrate is clearly seen. It was established in [8] that an excess amount of quartz present in slags from industrial practice, not participating in the formation of slag (fayalite), is ~ 40% of its total amount in slag. This leads to a large yield of slag, which requires an increased consumption of coke (6.7% of the weight of the charge), which is additionally consumed to heat the slag and maintain the temperature in the furnace. As a result, the overall

material and energy costs of the process increase. In addition, a large excess of free quartz increases the cost of the subsequent fuming process, where the slag is sent to extract zinc.

The material balance, compiled according to the results of elemental analysis of the compositions of the smelting products, is given in Table 2.

Based on the results of the material balance, the heat balance of the technology was calculated using a new composition charge with the addition of high-sulfur copper-zinc concentrate (Fig. 2).



*A) – smelting of charge of existing technology;
B) – smelting of new composition charge with the addition of high-sulfur copper-zinc concentrate.*

Figure 2 Heat balances of smelting of different charge (%)

Table 2 Material balance of the joint smelting of a new charge composed of lead intermediate products, recycled materials and high-sulfur copper-zinc concentrate in an electric furnace at a temperature of 1250 °C

Material	Total:		Cu			Pb			Zn			Fe			As		
Uploaded:	kg	%	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Charge	1950,0	97,6	312,2	16,0	100,0	451,7	23,2	100,0	146,9	7,5	100,0	226,0	11,6	100,0	35,6	35,6	100,0
Coke	47,1	2,4															
Total:	1997,1	100,0	312,2		100,0	451,7		100,0	146,9		100,0	226,0		100,0	35,6		100,0
Получено:																	
Rough lead	420,9	21,1	16,5	3,9	5,5	401,1	95,3	91,2									
Matte	572,2	28,6	282,0	49,3	93,1	28,0	4,9	6,4	7,2	1,3	5,0	95,4	16,7	43,3	3,4	0,6	9,7
Slag	768,1	38,5	2,8	0,4	0,9	5,4	0,7	1,2	134,1	17,5	93,7	123,1	16,0	56,0	0,2	0,0	0,7
Dust, gases	182,5	9,1	1,6	0,9	0,5	5,4	3,0	1,2	1,8	1,0	1,2	1,6	0,9	0,7	31,4	17,2	89,6
Discrepancy	53,4	2,7	9,4		3,0	11,7		2,6	3,8		2,6	5,9		2,6	0,6		1,7
Total:	1997,1	100,0	312,2		100,0	451,7		100,0	146,9		100,0	226,0		100,0	35,6		100,0

Sb			S			O ₂			SiO ₂			CaO			C			Others		
I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III
15,3	15,3	100,0	227,6	227,6	100,0	65,4	65,4	100,0	223,5	223,5	100,0	79,8	79,8	100,0				166,0	8,5	96,7
															41,5	88,0	100,0	5,7	12,0	3,3
15,3		100,0	227,6		100,0	65,4		100,0	223,5		100,0	79,8		100,0	41,5		100,0	171,6		100,0
1,1	0,3	7,3																2,2	0,5	1,4
0,2	0,03	1,2	148,0	25,9	65,0													8,1	1,4	5,2
0,1	0,01	0,4				64,7	8,4	99,0	215,9	28,1	99,1	77,1	10,0	99,1				144,6	18,8	92,0
14,0	7,7	91,1	79,7	43,6	35,0	0,7	0,4	1,0	2,0	1,1	0,9	0,7	0,4	0,9	41,5	22,7	100,0	2,3	1,3	1,5
									5,6		2,5	2,0		2,5				14,4		8,4
15,3		100,0	227,6		100,0	65,4		100,0	223,5		100,0	79,8		100,0	41,5		100,0	171,6		100,0

It is easy to notice that a significant part of the heat deficit of the existing technology is covered by oxidation reactions of excess sulfur and high-sulfur compounds supplied with high-sulfur copper-zinc concentrate when smelting a new composition charge. At the same time, in comparison with the existing technology, coke consumption is decreased

Table 3 Distribution of metals between smelting products of a new charge with the addition of high-sulfur copper-zinc concentrate

Product s name	Distribution*, %				
	Cu	Pb	Zn	As	Sb
Rough Lead	<u>8.5</u> 5.3	<u>70.8</u> 89.0			<u>25.0</u> 7.3
Matte	<u>88.9</u> 90.3	<u>25.8</u> 6.2	<u>12.5</u> 4.9	<u>28.0</u> 9.5	<u>13.6</u> 1.2
Slag	<u>1.6</u> 0.9	<u>2.1</u> 1.2	<u>83.7</u> 91.3	<u>2.5</u> 0.7	<u>1.6</u> 0.4
Dust	<u>1.0</u> 0.5	<u>1.3</u> 1.2	<u>3.8</u> 1.2	<u>69.5</u> 88.1	<u>59.8</u> 91.1

* numerator - existing technology; denominator - enlarged laboratory data.

Estimated recovery values of non-ferrous metals, arsenic and antimony to the targeted products have shown significant growth compared to the existing technology. Recovery of copper to matte increased from 88.9 to 94.8%; lead to rough lead from 70.8 to 93.6%; zinc to slag from 83.7 to 94.7%; arsenic to dust from 69.5 to 91%; antimony to dust from 60.0 to 92.3%.

Based on the results of enlarged-laboratory tests the preferred technological parameters of the technology of joint smelting of intermediate products, recycled materials and copper-zinc concentrate in the electric furnace at the temperature of 1250°C under reducing conditions were determined:

- ❖ Charge composition:
 - copper slips – 27.8%;
 - charge of contractile smelting – 18.5%;

more than two times (Fig. 1). The distribution of copper, lead, zinc, arsenic and antimony between the products of smelting of a new charge with the results of smelting of the charge of existing technology, are given in Table 3, which shows significant changes in the distribution of metals in the direction of improvement.

- converter slag – 24.0%;
- quartz flux – 4.7%;
- copper-zinc concentrate – 22.5%;
- coke – 2.5%.
- ❖ Duration of sequential melt blowing:
 - by air – 20 min., by natural gas – 20 min.
- ❖ Settling time after blowing – 20 min;
- ❖ Slag composition, wt.%:
 - Cu – 0.4;
 - Pb – 0.7;
 - Zn – 17.5;
 - FeO – 20.7;
 - SiO₂ – 28.3;
 - CaO – 10.1.
- ❖ Recovery of metals into the targeted products:
 - lead to the rough lead – 92.0%;
 - copper to matte – 96.0%;
 - arsenic, antimony to dust – 91 and 89%, respectively.

Specification of technological parameters of complex technology of processing of lead intermediate products and recycled materials with high-sulfur copper-zinc concentrate requires further large-scale (with a large amount of initial charge) tests in a continuous mode.

Conclusions

1 Mine contractile smelting in its existing intermediate products and recycled materials processing purpose cannot be considered as a prospect due to the low copper and lead recovery, low quality matte, rough lead and slag. Further processing of copper matte with high content of lead (~25 %),

arsenic and antimony (in total up to 1.5 %) and zinc-containing slags is characterized by the use of risky, ecologically "dirty" converting and fuming processes, respectively.

2 The smelting of the new composition initial charge, consisting of intermediate products, recycled materials of lead production and optimal consumption of high-sulfur copper-zinc concentrate, in the electric furnace is the most preferable. This will simplify the process and significantly improve the quality of the obtained products by deep sublimation of arsenic and antimony into dust, as well as reducing lead losses in matte.

3 Adjustment of slag composition by addition of high-sulfur copper-zinc concentrate will allow to obtaining optimal composition of fusible zinc-containing slag $\text{Cu}_2\text{O-PbO-ZnO-FeO-CaO-SiO}_2$: $\text{ZnO}=20-22\%$; $\text{FeO/SiO}_2=0,8-0,9\%$; $\text{CaO}=8-10\%$. The maximum solubility of ZnO and minimum concentrations of copper and lead in slag will be provided. The most effective way of further processing of such zinc-containing slags should be not by fumigation, but by a highly efficient Vanyukov barbotage process. As the results of preliminary calculations have shown, the use of two-zones Vanyukov furnace will allow processing not only current zinc-containing slags, but also

accumulated copper, lead, zinc-containing dumped slags.

4 The results of enlarged-laboratory tests of smelting of new composition charge in electric furnace showed that it is not possible to get commercial copper matte in one stage (lead content in matte remains high enough - up to 12 %). In our opinion, the most promising way is organization of additional finishing of copper-lead matte in a separate unit before the converting.

Acknowledgments

The research was conducted within the framework of grant financing of the Committee of Science of the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan for 2018-2020 on priority "Rational use of natural resources, including water resources, geology, processing, new materials and technologies, safe products and structures" of the project № AP05130595 "Development of a new high-tech bubbling technology for the direct extraction of lead, copper, zinc and rare-earth metals from lead content substandard intermediates materials to the commercial products".

Cite this article as: Dosmukhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Kurmanseitov M.B., Argyn A.A., Zheldibay M. A. Technological experiments of joint smelting of lead intermediate products, recycled materials and high-sulfur copper-zinc concentrate. // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a* [Complex Use of Mineral Resources]. № 2 (313), 2020 pp. 5-13. <https://doi.org/10.31643/2020/6445.11>

Қорғасынды жартылай өнімдер мен айналмалы материалдарды мыс-мырыш концентраттарымен бірге балқыту

Досмұхамедов Н.К., Жолдасбай Е. Е., Құрмансейтов М. Б., Арғын А. А., Желдибай М.А.

Түйіндеме. Жұмыстың мақсаты – жоғары күкіртті мыс-мырыш концентратымен қорғасын өндірісінің жартылай өнімдерін, айналым материалдарын бірлесіп балқыту арқылы шахталық қысқартып балқытудың қолданыстағы технологиясының технологиялық көрсеткіштерін жетілдіру. Қиын өңделетін мыс-мырыш концентратын балқыту кезінде олардан штейнге мысты және мырышты шлакқа бір сатыға жоғары селективті шығарып алу қамтамасыз етілді. Сынау әдістемесі – қорғасынды жартылай өнімдерді және жоғары күкіртті мыс-мырыш концентратын балқыманы алдымен ауамен, содан кейін табиғи газбен жүйелі үрлеу жағдайында электр пешінде 1250 °C температурада бірге балқытудан тұрады. Балқыманы ауамен және табиғи газбен үрлеу кезінде балқыту өнімдері арасында металдардың тепе-тең бөлінуіне 20 минут ішінде қол жеткізілетіні анықталды. Мыс-мырыш концентратын сульфидизатор ретінде бір мезгілде пайдалану қождағы мыс пен қорғасынның мөлшерін азайтады, күшән мен сурьманың шаңға шығарылуын арттырады. Қолданыстағы технологиямен салыстырғанда кокс пен кварц флюсінің шығымы шихтаның салмағынан сәйкесінше 6,7-ден 2,5% - ға дейін және 12,5-тен 2,8% - ға дейін азаяды, бұл процеске жұмсалатын материалдық және энергия шығындарын едәуір төмендетеді. Ірілендірілген-

зертханалық сынақтар нәтижесінде жаңа шихтаның онтайлы құрамы таңдалды. 30% жоғары күкіртті мыс-мырыш концентратын қоса отырып, жаңа шикіқұрамды балқыту өнімдері арасында металдардың таралуы анықталды. Қолданыстағы технологияда мыс штейнге 83,7% бөлінсе, мұнда 94,8% – ға дейін жоғары алынды; тазартылмаған қорғасын бұрын – 70,8% болса, 93,6% - ға дейін арттырылды; шлаққа мырыш 83,7% бөлінсе, 94,7% - ға дейін артты; шаңға күшән 69,5% бөлінсе, 91% - ға дейін артты, және шаңға сурьма 60,0% бөлінсе, 92,3% - ға дейін артты.

Түйінді сөздер: шихта, жартылай өнім, айналым материалдары, мыс-мырыш концентраты, таралу, бөлу, шлак, штейн, тазартылмаған қорғасын.

Технологические опыты совместной плавки свинцовых полупродуктов, оборотных материалов и высокосернистого медно-цинкового концентрата

Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Курмансейтов М.Б., Аргын А.А., Желдибай М.А.

Аннотация. Цель настоящей работы – совершенствование технологических показателей существующей технологии шахтной сократительной плавки путем совместной плавки полупродуктов, оборотных материалов свинцового производства с высокосернистым медно-цинковым концентратом. Установлено, что при плавке трудно перерабатываемого медно-цинкового концентрата обеспечивается высокое селективное извлечение из них меди в штейн и цинка в шлак в одну стадию. Методика испытаний заключалась в совместной плавке свинцовых полупродуктов и высокосернистого медно-цинкового концентрата в электропечи при температуре 1250 °С в условиях последовательной продувки расплава воздухом, затем – природным газом. Установлено, что при продувке расплава воздухом и природным газом в течение 20 минут достигается равновесное распределение металлов между продуктами плавки. Показано, что одновременное использование медно-цинкового концентрата в качестве сульфидизатора снижает содержание меди и свинца в шлаке, повышает извлечение мышьяка и сурьмы в пыль. Уменьшается расход кокса и кварцевого флюса по сравнению с существующей технологией с 6,7 до 2,5 % и с 12,5 до 2,8 % от веса шихты, соответственно, что значительно снижает материальные и энергозатраты на процесс. В результате укрупненно-лабораторных испытаний выбран оптимальный состав новой шихты. Установлено распределение металлов между продуктами плавки новой шихты с добавлением 30 % высокосернистого медно-цинкового концентрата. Достигнуто высокое извлечение меди в штейн до 94,8 %, против 83,7 % по существующей технологии; свинца в черновой свинец – до 93,6 %, против с 70,8 %; цинка в шлак – до 94,7 %, против с 83,7 %; мышьяка в пыль – до 91 %, против с 69,5 % и сурьмы в пыль – до 92,3 %, против с 60,0 % по существующей технологии.

Ключевые слова: шихта, полупродукт, оборотные материалы, медно-цинковый концентрат, распределение, извлечение, шлак, штейн, черновой свинец.

Литература

- [1] Sinclair R.J. The Extractive Metallurgy of Lead. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. – 2009. – 311 p.
- [2] Chen L., Bin W., Yang T., Liu W., Bin Sh. Research and industrial application of Oxygen-rich Side-blow bath smelting technology. The Minerals, Metals & Materials Society. – 2013. –P.49-55.
- [3] Fiseha Tesfaye, Pekka Taskinen. Phase Equilibria and Thermodynamics of the System Zn-As-Cu-Pb-S at Temperatures Below 1173 K. School of Chemical Technology. Helsinki. – 2011. – 46 p. DOI: 10.13140/2.1.3852.7048
- [4] Мечев В.В., Быстров В.П., Тарасов А.В. Автогенные процессы в цветной металлургии. – М.: Металлургия. – 1991. – 413 с.
- [5] Такежанов С.Т., Ерофеев И.Е. Концепция «Комплекс» технико-технологического развития цветной металлургии Казахстана. – Алматы. – 2001. – 136 с.
- [6] Софра Дж., Хьюз Р.А. Применение технологического процесса Ausmelt на плавильных предприятиях. Свинец-Цинк 2005, Киото, Япония, 17-19 октября, 2005.
- [7] Досмухамедов Н.К. Исследование поведения меди и сопутствующих металлов при переработке медьсодержащего свинцового сырья // Цветные металлы. – 2006. – № 3. – С.30-33.
- [8] Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Кабылбеков Ж.Ж., Курмансейтов М.Б. К вопросу состава исходной шихты шахтной сократительной плавки // Горный журнал Казахстана. – 2013. –№ 8. – С.18-21.
- [9] Dosmuhamedov N., Kaplan V. Efficient Removal of Arsenic and Antimony During Blast Furnace Smelting of Lead-Containing Materials // JOM. –2017. –Vol.69. –№ 2. –P. 381-387. DOI: 10.1007/s11837-016-2152-2

- [10] Dosmuhamedov N., Zholdasbay E. Solubility of Cu, Pb, As, Sb from copper-lead mattes to slag // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a = Complex Use of Mineral Resources*. –2020. –№ 1(312). –P.31-40. <https://doi.org/10.31643/2020/6445.04>

References

- [1] Sinclair R.J. The Extractive Metallurgy of Lead. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. – 2009. – 311 p. (In Eng.).
- [2] Chen L., Bin W., Yang T., Liu W., Bin Sh. Research and industrial application of Oxygen-rich Side-blow bath smelting technology. The Minerals, Metals & Materials Society. – 2013. –P.49-55. (In Eng.).
- [3] Fiseha Tesfaye, Pekka Taskinen. Phase Equilibria and Thermodynamics of the System Zn-As-Cu-Pb-S at Temperatures Below 1173 K. School of Chemical Technology. Helsinki. – 2011. – 46 p. (In Eng.). DOI: 10.13140/2.1.3852.7048
- [4] Mechev V.V., Bystrov V.P., Tarasov A.V. Avtogennye processy v cvetnoi metallurgii. – M.: Metallurgiya. – 1991. – 413 s. (*Mechev V.V., Bystrov V.P., Tarasov A.V. Autogenous processes in non-ferrous metallurgy. - M.: Metallurgy. – 1991. - 413 p.*) (In Rus.).
- [5] Takezhanov S.T., Erofeev I.E. Konceptiya «Kompleks» tekhniko-tekhnologicheskogo razvitiya cvetnoi metallurgii Kazakhstana. – Almaty. – 2001. – 136 s. (*Takezhanov S.T., Erofeev I.E. The concept of "Complex" of the technological development of non-ferrous metallurgy in Kazakhstan. - Almaty. - 2001.- 136 p.*) (In Rus.).
- [6] Sofra Dzh., H'yuz R.A. Primenenie tekhnologicheskogo processa Ausmelt na plavil'nyh predpriyatiyah. Svinec-Cink 2005, Kioto, Yaponiya, 17-19 oktyabrya, 2005. (*Sofra J., Hughes R.A. Application of the Ausmelt process in smelters. Lead-Zinc 2005, Kyoto, Japan, October 17-19, 2005.*) (In Rus.).
- [7] Dosmuhamedov N.K. Issledovanie povedeniya medi i soputstvuyushchih metallov pri pererabotke med'soderzhashchego svincovogo syr'ya // *Cvetnye metally*. – 2006. – № 3, – S.30-33. (*Dosmukhamedov N.K. Investigation of the behavior of copper and related metals in the processing of copper-containing lead raw materials // Non-ferrous metals. – 2006, – No. 3, – P.30-33.*) (In Rus.).
- [8] Dosmuhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Kabyzbekov Zh.Zh., Kurmanseitov M.B. K voprosu sostava iskhodnoi shihty shahtnoi sokratitel'noi plavki // *Gornyi zhurnal Kazakhstana*. – 2013. –№ 8. – S.18-21. (*Dosmukhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Kabyzbekov Zh.Zh., Kurmanseitov M.B. On the composition of the initial charge for mine contractile melting // Mining Journal of Kazakhstan. - 2013. – No 8. - P.18-21.*) (In Rus.).
- [9] Dosmuhamedov N., Kaplan V. Efficient Removal of Arsenic and Antimony During Blast Furnace Smelting of Lead-Containing Materials // *JOM*. –2017. –Vol.69. –№ 2. –P. 381-387. (In Eng.). DOI: 10.1007/s11837-016-2152-2
- [10] Dosmuhamedov N., Zholdasbay E. Solubility of Cu, Pb, As, Sb from copper-lead mattes to slag // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a = Complex Use of Mineral Resources*. –2020. –№ 1(312). –P.31-40. <https://doi.org/10.31643/2020/6445.04> (In Eng.).

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Желдибай Мейржан Абайұлы

Название: Қорғасынды шлакты кедейлендіру технологиясын әзірлеу

Координатор: Нурлан Досмухамедов

Коэффициент подобия 1:1.4

Коэффициент подобия 2:0

Замена букв: 42

Интервалы: 0

Микропробелы: 73

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

.....

01.06.2021 ж.

Дата

.....

Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Желдибай Мейржан Абайұлы

Название: Қорғасынды шлакты кедейлендіру технологиясын әзірлеу

Координатор: Нурлан Досмухамедов

Коэффициент подобия 1:1.4

Коэффициент подобия 2:0

Замена букв:42

Интервалы:0

Микропробелы:73

Белые знаки:0

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

Работа является самостоятельной и не обладает признаками плагиата.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация Жиндеева М. является самостоятельной работой и выполнением в ней явл-ся добросовестными, не обладают прирками плагиата.

Допуск к защите

Дата 01-06-2021

зав. каф. М.О.Пч. [подпись]

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения