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

Әбжан Қуаныш Нұржанұлы

Шахталық тотықсыздандырып балқыту жағдайында металлдардың бөлініп таралуын зерттеу

МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ

7М07204 – Металлургия 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

Әбжан Қуаныш Нұржанұлы

Магистр академиялық дәрежесін алу үшін дайындалған

МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ

Диссертация атауы	Шахталық тотықсыздандырып балқыту жағдайында металлдардың бөлініп таралуын зерттеу
Дайындау бағыты	7М07204 – Металлургия 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
Кафедра меңгерушісі
МжПҚБ, 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

7М07204 - Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту

БЕКІТЕМІН
МжПҚБ кафедрасының
меңгерушісі, техн.ғыл.канд.
_____ М.Б. Барменшинова

“_____” _____2021ж.

Магистрлік диссертация орындауға
ТАПСЫРМА

Магистрант Әбжан Қуаныш Нұржанұлы
Тақырыбы : Шахталық тотықсыздандырып балқыту жағдайында металлдардың бөлініп таралуын зерттеу
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) Мыс - қорғасын штейндерінен мыстың және қорғасынның шлакқа ерігіштігін зерттеу;
б) Металлургиялық есептеулер;
в) Шахталық тотықсыздандырып балқыту процесін оңтайландыру бойынша ұсыныстар.
Сызба материалдар тізімі (міндетті сызбалар дәл көрсетілуі тиіс)
Жұмыс презентациясы слайдтарда __ көрсетілген
Ұсынылатын негізгі әдебиеттер:

1 Досмухамедов Н.К. Потери меди и благородных металлов со шлаком при переработке промпродуктов и оборотных материалов свинцового производства // Цветные металлы, 2007, -№ 12, -С. 30-33.

2 Зайцев В.Я. Термодинамическое исследование системы Cu-Fe-S. // Теория и практика процессов получения тяжелых цветных и благородных металлов. М.: Металлургия, 1978. -С. 34-45

Магистрлік диссертация дайындау

КЕСТЕСІ

Бөлімдер атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі	Ғылыми жетекші мен кеңесшілерге көрсету мерзімдері	Ескерту
Қорғасын өндірісінің қазіргі жағдайы	05.02.2020	
Тәжірибелік бөлім. Қорғасын концентратын балқыту кезінде мыстың, қорғасынның ерігіштігін зерттеу	25.01.2021	
Шахталық тотықсыздандырып балқыту кезінде металдардың бөлініп таралуын зерттеу. Жаңа шлак құрамын таңдау	11.03.2021	
Қорғасын агломератын шахталық балқыту бойынша металлургиялық есептеулер	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 _____ Досмұхамедов Н.К.

Тапсырманы орындауға алған білім алушы _____ Әбжан Қ.Н.

Күні "_____"_____ 2021 ж.

АҢДАТПА

Магистрлік диссертацияда мыс пен қорғасынның шлактардағы ерігіштігін зерттеу орындалған. Зерттеулер арнайы жасалған қондырғыда жүргізілді. Тәжірибелер тазартылған аргон атмосферасында 1473 К температурада жүргізілді. Бастапқы штейндер мен шлактардың құрамы таза сульфидтер мен оксидтерден алдын-ала синтезделді.

Жұмыста мыс пен қорғасынның шлактардағы ерігіштігіне әсер ететін факторлар зерттеліп, олардың балқыту өнімдері арасында таралуына әсер ететін факторлар анықталды.

Диссертациялық жобаға түсіндірмелік жазба 64 беттен тұрады, 9 сурет, 13 кесте, 72 пайдаланылған әдебиеттердің тізімі бар.

АННОТАЦИЯ

В данной магисторской работе представлено исследование растворимости меди, свинца в шлаках. Исследования проводили в специально разработанной установке. Опыты проводили при температурах 1473 К в атмосфере очищенного аргона. Составы исходных штейнов и шлаков предварительно синтезировали из чистых сульфидов и оксидов.

В работе исследованы влияющие факторы на растворимость меди, свинца в шлаках и определены влияющие факторы на их распределение между продуктами плавки.

Пояснительная записка к диссертационному проекту изложена на 64 страницах, содержит 9 рисунков, 13 таблиц, список использованных источников из 72 наименований.

ANNOTATION

This final qualifying work presents a study of the solubility of copper, lead in slags. The studies were carried out in a specially designed installation. The experiments were carried out at temperatures of 1473 K in a purified argon atmosphere. The compositions of the original mattes and slags were preliminarily synthesized from pure sulfides and oxides.

The work investigates the influencing factors on the solubility of copper and lead in slags and determines the influencing factors on their distribution between the smelting products.

The explanatory note to the dissertation project is presented on 64 pages, contains 9 figures, 13 tables, a list of used sources of 72 titles.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе		10
1	Қорғасынның сульфидті кенінен қорғасынды тікелей алудың әдістері	11
1.1	Шахталық тотықсызданырып балқытудың теориясы мен тәжірибесі	14
1.2	Қорғасынды шахталық балқыту процессінің шикізаты мен өнімдеріне сипаттама	17
1.3	Процесстің жалпы технологиялық көрсеткіштері	19
1.4	Зерттеу бағытын таңдау және негіздеу	20
2	Тәжірибелік бөлім. Мыс – қорғасынды штейн – шлак жүйесінің тепе – теңдік күйін зерттеу	22
2.1	Мыс - қорғасын штейндерінен мыстың және қорғасынның шлакқа ерігіштігін зерттеу	22
2.1.1	Шикізаттар және оларды дайындау	29
2.2	Қондырғының сұлбасын құру және тәжірибені жүргізу әдістемесі	30
2.3	Мыс, қорғасын және қоспалардың штейн мен шлак арасында бөлініп таралуы	31
2.4	Мыс пен қорғасынның минималды ерігіштігін қамтамасыз ететін шлактың оңтайлы құрамын таңдау	35
3	Шахталық тотықсыздандырып балқыту процесін оңтайландыру бойынша ұсыныстар	38
4	Металлургиялық есептеулер	39
4.1	Қорғасын агломератын шахталық балқытудың материалдық балансы	39
4.2	Агломераттың нақтылаушы есебі	39
4.3	Балқытудың материалдық балансын есептеу үшін бастапқы мәліметтер	41
4.4	Шаңның мөлшері мен құрамын есептеу	42
4.5	Штейннің мөлшері мен құрамын есептеу	43
4.6	Шлактың мөлшері мен құрамын есептеу	45
4.7	Қаралы қорғасынның құрамы мен мөлшерін есептеу	48
4.8	Кокстың жануы үшін үрлеудің мөлшері мен шығатын газдардың құрамын есептеу	49
5	Қорғасын агломератын шахталық балқытудың жылулық балансы	53
5.1	Кіріс жылуы	53
5.2	Жылудың шығыны	55
5.2.1	Балқыту өнімдерінің физикалық жылуы	56
5.2.2	Эндотермиялық реакциялардың жүруіне кететін жылу шығындары	57
5.2.3	Кессондарды суытатын сулармен жылудың жоғалымы	58
5.3	Процестің жалпы жылулық балансы	58
Қорытынды		60

Пайдаланылған әдебиеттер тізімі 61

КІРІСПЕ

Соңғы жылдары байқалған халықаралық нарықтық экономиканың қарқынды дамуы барған сайын елеулі із қалдыруда және ел экономикасының барлық салаларына, соның ішінде тау-кен металлургия өндірісіне де айтарлықтай әсер етуде.

Полиметалл кендері мен концентраттарының минералогиялық және химиялық құрамына кешенді қайта өңдеу, Қазақстанның түсті металлургия кәсіпорындарында қолданылатын қолданыстағы технологиялық сызбалардың күрделенуіне әкеліп соқтырады. Бұл, әсіресе, шикізаттың осы түрін өңдеуге дайын емес болып шыққан және енді практика қажеттіліктеріне жауап бере алмайтын қорғасын кәсіпорындарына да әсер етті.

Полиметалл сульфидті кендерді және концентраттарды өңдеуге көбірек тарту аралық өнімдердің шығу көлемін технологиялық шектен жоғарылатты. Осы кезге дейін жиналған аралық өнімдер мен қайтарма материалдар бүгінгі күні өндірісте техногенді шикізат ретінде қосымша металл алу үшін қолданылуы мүмкін. Шикізат құрамының нашарлауы, әсіресе қоспалар үлесінің артуы және кендердің полиметаллдануы, мұндай шикізат көздерін қолданыстағы технологиялық сұлба бойынша өңдеу барысында шикізатты пайдаланудың толықтығы мен шикізатты кешенді өңдеу, сондай-ақ металдарды кешенді алуды қамтамасыз ету мүмкін еместігі байқалады.Практика мәліметтері бойынша технологияны жүргізу барысында бағалы компоненттердің шлакпен, сондай-ақ аралық өнімдермен және т.б. шығындары айтарлықтай өсе түсті.

Іс жүзінде, полиметалл сульфидті кендері мен концентраттарды қара металға балқыту кезінде қалаусыз штейн өнімі шығарылады.

Мыс құрамды қорғасын шикізатын штейнге міндетті балқыту, қара қорғасынға балқытудан қарағанда ең нашар технологиялық көрсеткіштерімен сипатталады.

Штейнге қорғасын балқыту процестерін ұйымдастырған кезде, алынған штейн мен бірге шлак қорғасынмен тікелей байланыста болады. Қорғасын мен штейннің фазалық бөлінумен қатар, өзара әрекеттесу де жүреді, бұл қорғасынның едәуір бөлігінің штейнге өтуіне әкеледі. Бұл, қорғасынның қара металға алынуын азайтып қана қоймай, штейн құрамның соңғы түзілу процесіне де әсер етеді.

Осыған байланысты қорғасынның полиметалл штейндеріндегі ерігіштігінің термодинамикалық шегін зерттеу үлкен қызығушылық тудырады.

1 Қорғасынның сульфидті шикізатынан қорғасынды тікелей алудың әдістері

Қазіргі таңда қорғасынды екі тәсілмен алуға болады: пирометаллургиялық және гидрометаллургиялық. Минералды шикізаттан өнеркәсіптік қорғасын өндірісі, оны алудың пирометаллургиялық тәсілдеріне негізделеді.

Бүгінгі уақытта түсті металлургияның ғылыми - техникалық прогрестің маңызды бағыттарының бірі металлургия өндірісіне, бір уақытта шикізатты кешенді пайдаланудың жоғары дәрежесін және зиянды тасталындылардан қоршаған ортаның сенімді қорғанысын қамтамасыз ететін ресурс үнемдеуші технологиялар мен жабдықтарды енгізу болып табылады. Ауыр түсті металдар металлургиясының даму тәжірибесінің көрсетіп отырғандай, соңғы бірнеше онжылдықта мыс, никель, қорғасын және қорғасын-мырыш кендерін өңдеу технологиясы автогенді процестер негізінде жетілдірілуде.

Автогенді металлургиялық процесс – бұл жылу энергиясының сыртқы көздерін - отынды немесе электр тогын жұмсамай, ішкі энергия ресурстарының есебінен толығымен жүзеге асырылатын технологиялық процесс. Жылу экзотермиялық химиялық реакциялардың жүруімен байланысты шығарылады.

Қорғасын концентраттарын өңдеу кезінде бастапқы шикізаттың құрамына байланысты практикада әртүрлі технологиялар іске асырылуы мүмкін.

Реакциялық балқыту қазіргі уақытта Өнеркәсіптік мәнін жоғалтқан жоқ. Реакциялық балқыту кезінде концентратты қорғасын сульфидін толық тотықтырмай, тек бір бөлігін күйдіруге ұшыратады.

Қорғасын сульфиді және оның тотыққан қосылыстары арасындағы реакцияға негізделген, сульфидтерден қорғасынды тікелей балқытып алуды ертеректегі құрылғысына сәйкес ұста ошағына ұқсас пештерде жүргізген, сол себепті оны ошақта балқыту деп атайды.

Процестің жылдамдығы мен қорғасынның шығуы көбінесе реактивті заттар арасындағы байланысқа байланысты. Бос жыныс минералдары мен қорғасын концентратының өзге қоспалары әрекеттесетін PbO және PbS бөле отырып, байланысты нашарлатады. Сондықтан реакциялық балқыту құрамында кемінде 65-70 % Pb болатын тек бай қорғасын концентраттарын өңдеуде тиімді.

Реакциялық балқыту процесінде қорғасынның жалпы алынуы 80 - 90 % құрайды. Қорғасынның қалған 10 – 20 % - ы шлакқа сульфид, тотықты, сульфат, силикат және металл түрінде өтеді. Шлак аз түзіледі, бірақ ондағы қорғасын мөлшері 35 – 50 % жетеді.

Реакциялы балқыту ошақтарда, қысқа барабанды пештерде және электр пештерінде жүзеге асырылады [1].

Ошақта балқыту XIX ғ соңында және XX ғ басында қорғасын өндірісінде кеңінен қолданылды. Бұл әдіске сәйкес, құрамында кемінде 70 % Pb бар концентрат, шаң, әктас және кокстың ұсақ заттарымен бірге, ұзындығы 2,5 м, ені 0,5 м және тереңдігі 0,25 м болатын шойын жәшік болып табылатын кенішке тиеледі. Артқы қабырғасында көлбеу жатқан шихтаға ауа беру үшін фурмалар орнатылған. Балқыту процесінде шикіқұрамды механикалық қыздырғыштың көмегімен араластырады. Балқытылған қорғасынды мерзімді түрде шығарады,

ал қалдық – сұр шлакты қорғасын ваннасының бетімен жинақтайды және бөлек кішкентай шахталы пештерде өңдейді.

Қысқабарабанды айналмалы пеште реакциялық балқыту Германия және Польша қалаларында елеулі жұмыс жасаған, PbS: PbO = 1:2 қатынасындағы агломератты алу үшін концентраттың бір бөлігінің алдын-ала агломерациялық күйдіруді қажет қылады. Бұл процесте қолданылатын пештің диаметрі мен ұзындығы 2,4 м болатын, сапалы сазбалшықты кірпіштермен тұрғызылған болат цилиндрлі қаптама болып табылады, пештің ішкі көлемі ~ 10 м^2.

Қысқабарабанды пеште балқыту бір мезгілде жүргізіледі. Пешке қолданылатын отын түрі - көмір шаңы болмаса табиғи газ. Балқу уақыты 3-4 сағатты құрайды.Бұл процестің кемшіліктері оның мерзімділігі, өнім мөлшерінің аздығы, қара металға өтетін қорғасынның жеткіліксіздігінде (85-88 %).

Электрлі пешінде реакциялы балқыту. Құрамы бай қорғасын концентраттарын (75 % Pb) электрпешінде балқыту технологиясы ылғалдылығы 2 %-ға дейін кептірілген концентратқа қажетті флюсті қоса отырып аспалы күйде пеш күмбезінің астында тікелей түрде балқытуды қарастырады.

Концентратты пешке форсункалар көмегімен реттелетін ауа шығынымен қатар үрлейді. Материал аспалы күйде болған уақытта сульфидтердің тотығу реакциялары орындалады. Қорғасын түзілудегі басты реакциялар балқыма ваннасында аяқталады. Процестің техника-экономикалық тұрғыдан оң нәтиже көрсетуі оның артықшылығы ретінде сипатталады. [2].

КИВЦЭТ-ЦС процесіне келсек (мырыш пен қорғасынды оттекті аспалы - циклонды - электртермиялық балқыту) ВНИИцветмет институтының технологиясы бойынша 1986 ж. ӨҚМК қорғасын зауытының өнеркәсіптік масштабында ашылған [4]. 20 жыл ішінде қолдану кезінде агрегар технологиясы мен құрылымы қажетінше арттырылды, бұл процесте өңделетін шикізатқа қатысты аса ауқымды әмбебаптылықты берді. Балқу процесінің кешені: балқу шахтасынан, PbO тотықсыздандыру реакторынан (кокстеу фильтрі), элекрлітұндырғыштан, жою қазандығынан және газдарды шаң мен возгоннан тазалау және суыту электрліфильтрден тұрады.

КИВЦЭТ-ЦС құрылғыларында концентраттарды балқыту әдісі техникалық оттегінің ұтымды қолданылуына, алынатын шлак балқымасының электрлітермиялық өңдеу аспалы және циклонда балқыту қағидаларына негізделген. Бұл технология қорғасынның сульфид концентраттарын металлургиялық өңдеудің заманауи талаптарын толықтай қамтамасыз етеді.

КИВЦЭТ-ЦС процесі кезекті түрде жүретін келесі операцияларды: күйдіру – техникалық оттегі атмосферасында бастапқы шикізатты балқытуды, балқыманың көміртермиялық тотықсыздануын; возгондардың тотығуын және олардың технологиялық газдардан ұсталуын қамтиды [1].

Өте жоғары (100 % дейін) десульфуризация дәрежесін (циклонда десульфуризация – 40-50 %) қажет ететін қорғасын және қорғасын-мырыш концентраттарын өңдеу кезінде, шихтаны күйдіруді жанарғы құрылғылардың пайдаланылуымен күйдіру – балқыту камерасында жүзеге асыру орынды болып келеді.

Шихтаны күйдіру барысында металл фазасына қорғасынның тек бір бөлігі бөлінетіндіктен, басты масса бөлігі шлак балқымасында тотыққан күйде қалатындықтан, қара қорғасынға қорғасын бөлінуін арттыру үшін күйдіру - балқыту камерасының балқыма үстіне кокс төсемесі жайылады.

Жанарғы шүмегінен шығатын шаң-газ қоспасы балқыту камерасының күмбезінде ұзындығы 2 м-ден жоғары тік алау түзе тұтанады. Алаудың жоғарғы аймағында жанарғы жанында шихтаны тотықтыра күйдіру процесі басталады.

Шихта-оттегілі жанарғысы арқылы шихтамен бірге көміртекті тотықсыздандырғышты беру мүмкіндігі тотықсыздандырғыш түйіршіктерінің сәйкес келетін ірілігінің таңдалуын айтарлықтай анықтайды, оған тұтанудың температурасы және алауда бөлшектерді қыздырудың жылдамдығы тәуелді болады. Кокстың майда бөлшектерінің температурасы жоғарылайды, алайда шахтаның биіктігі бойынша оттегі концентрациясы төмендегендіктен, концентрат бөлшектерінің температурасы және тотығу жылдамдығы айтарлықтай азаяды. Осы тұрғыда, қорғасын материалдарын оттекті-факелде балқыту тотықты балқыманың дайындығын қамтамасыз етеді. КИВЦЭТ құрылғыларында шихта балқудың жоғары жылдамдығы шлактың тотықсыздану процесінің баяулауымен және шлак бөлігінің аса төмен тұндырылуымен, пештің тотықтыру аймағынан тұндырғышқа түсетін шлак және штейннің ұсақ дисперсті суспензиясының көп мөлшерде сульфидті бөлінуі (тығыздықтың аз айырмашылығына байланысты) азаяды Құрамы мыс бойынша кедей үйінді шлактарын алу үшін жоғары энтальпия және тотықсыздандырғыштың жеткілікті жоғары қызуы, сонымен қатар 12 сағат ұзақ ұстау қажет [2].

Процестің кемшілігі - бұл электротермиялық камерадағы шлакты түзудің ұзақтығына байланысты процестің төмен өнімділігі.

"Isasmelt/Ausmelt" үдерісі – сульфидті концентраттардан қорғасынды алудың екі сатылы тәсілі Mount Isa Mines. Ltd. және CSIRO (Австралия) фирмаларымен әзірленген [5].

Процесс екі кезеңде жүзеге асырылады: бірінші кезеңде қорғасын концентраттары бай концентраттарды (65-70% Pb) балқыту кезінде бай қожды және қорғасынды қалыптастыру үшін балқытылады, ал нашар концентраттар (45-50% Pb) шлакқа балқытылады; екінші сатыда қара қорғасын мен үйінді шлактарын қалыптастыру үшін шлактың көмірмен тотықсыздануы орындалады.

1273 К температурада ауа үрлеу арқылы балқыту кезінде возгондар шығымы 20 %-ды құрайды, үрлеудің оттегімен байыту дәрежесінің 35 % дейін артуы температураны көтереді және возгондар шығымын 40 % дейін жоғарылатыды. Үйінді шлакта қорғасынның мөлшері шамамен 3 % құрайды.

«Айзасмелт» пеші тік фурмалы тік отқа төзімді цилиндр болып келеді. Фурма пеш күмбезінде саңылау арқылы төмен түседі, және балқытылған шлакқа батырылады. Ауа фурма арқылы беріледі және шлак бетінен төмен үрленеді, бұл балқыма ваннасының қарқынды араласуына әсер етеді.

«Сиросмелт» технологиясы батырылатын жанғыш фурманың қолданылуына негізделген, ол фурманың сыртқы қаптамасының ауамен салқындату есебінен түзілетін гарниссаж қабатымен жоғары температурадан және коррозиялы – активті шлактан қорғалған.

Қажет болған жағдайда фурмалар арқылы тікелей балқымаға енгізілетін отынды пайдалануға болады. Отын ретінде мазут, табиғи газ немесе көмір шаңы қолданылады. Сондай-ақ, концентратпен және флюспен араласқан көмір қолданылады. Қоспа пештің қақпағындағы екінші тесік арқылы енгізіледі [2].

Isannelt/Ausmelt процесінің артықшылықтарына балқытудың жылдам басталуы мен тоқтауы, атмосфераға шығатын газдардың болмауы, жоғары өнімділік жатады [5].

Берілген технологияның кемшіліктері - бұл процесті толығымен үздіксіз деп санауға болмайды, процестің тотықсыздандыру сатысында шлак жеткіліксіз өңделеді, пештің төсеніштері мен қабырғаларында шөгінділердің пайда болуын және балқытылған шихта аймақтарын жедел бақылау мүмкін еместігі.

1981 жылдан бастап "Берцелиус" зауытында (Германия, Дуйсбург қ.) "Q-S-L" тәсілі бойынша қорғасынды балқытуға арналған өнеркәсіптік қондырғы жұмыс істейді.

Үздіксіз әрекет ететін реакторда қорғасын концентраттарын автогенді балқыту және бай шлактардан қорғасынды тотықсыздандыру операциялары қиыстырылған.

Қайтарма шаңы бар қоспадағы концентрат ылғалдандырылады, жентектеледі және реактордың тотығу аймағына жүктеледі. Реактор түбінде орналасқан фурмалар арқылы оттегі үрленеді. Тотығу аймағында 1233-1253 К температурада реакциялы балқыту қорғасын мен бай шлак (~60% қорғасын) алу арқылы жүзеге асырылады. Тотығу аймағында алынған қорғасын сифон арқылы реактордан үздіксіз шығарылады. Бай шлак тотықсыздандыру аймағына ағады, онда фурмалар арқылы үрленетін көмір шаңымен шлакта қорғасынның соңғы мөлшері 2 % дейін тотықсызданады. Тотықсыздандыру аймағында температура 1373-1503 К құрайды.

Тотығу және тотықсыздану аймақтары арасындағы шлак ваннасы бөліммен бөлінген. Шлактан тотықсыздандырылған қорғасын ттотықсыздану аймағынан шығарылады. Тұндырудан кейінгі кедейлендірілген шлак ағын арқылы шығарылады және түйіршіктеледі. Бұл процесте жылуды жоюдың жоғары дәрежесі қарастырылған.

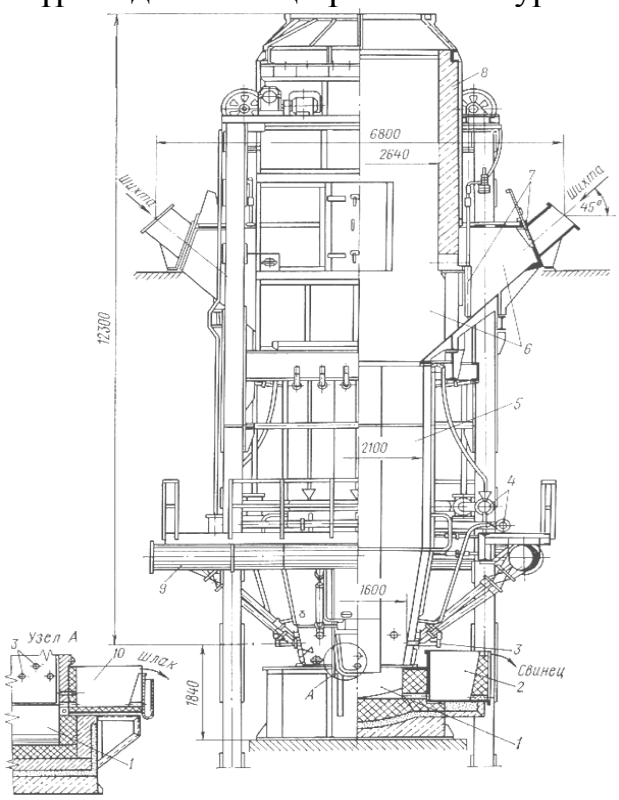
1.1 Шахталық тотықсызданырып балқытудың теориясы мен тәжірибесі

Өскемен металлургиялық кешенінде (ӨМК) қорғасын өндірісінде технология бойынша жұмыс істеп тұрған үш шахталық пеш қарастырылған. Олардың бірінде агломератты классикалық тотықсыздандырып балқыту, екіншісінде – өндірістік өнімдер мен айналым материалдарын жеке өңдеуге шығару арқылы – қысқартып балқыту жүргізіледі. Үшінші пеш күрделі жөндеуде немесе резервте орналасқан.

Шахталық балқытудың мақсаты - алтын мен күміс шоғырланған металл түріндегі қорғасынның максималды мөлшерін және агломераттың бос жынысының компоненттері ерітілген үйінді шлактарын алу.

Балқыту үшін бастапқы шихта қорғасын агломераты, кокс және ауа болып табылады. Шахталық балқыту үшін отын ретінде кокс қолданылады. Пешке тиелген шихта мен кокс колошниктен фурм белдеуіне дейін қыздырылған газдар ағынына қарай бірнеше сағат бойы түсіріледі. Пеште болған мезгілде шихта физикалық және химиялық өзгерістерге ұшырайды, нәтижесінде сұйық балқыту өнімдері мен газдар алынады [7].

Шихта балқытуды, буландырып суытылатын кессондары бар тік бұрышты қималы шахталы пеште жүргізеді. Пештің сұлбасы 1 - суретте көрсетілген.



1 – ошақ; 2 – қара қорғасын шығару сифоны; 3 – фурма; 4 – сумен суыту жүйесінің коллекторы; 5 – пеш шахтасы; 6 – колошник; 7 – тиеу шибері; 8 – колошник шатыры; 9 – үрлеу келтіру колошнигі; 10 – шлак шығару сифоны

1 - сурет – Шахталы пештің көлденең қимасы

Пеш үздіксіз режимде және мерзімді түрде жұмыс істейді. Пештің газ құбырындағы сиретілуі тарту күшін өлшегішпен құрылады және 20 мм сут.бағ. құрайды. Шығарылатын газдардың көлемі шамамен 290 мың нм^3/сағ (бақылау шаң ұстау учаскесінің аспабынан жүзеге асырылады). Шығарылған газдардың температурасы потенциометрмен бақыланады және ол 873 К құрайды.Пештің ауа режимі манометр (2000-4000 кгс/м^2), шығын өлшегіш (15000-30000 нм^3/сағ.) және газ талдағыш (үрлеуде оттегі мөлшері 20-30 %) көрсеткіштерімен бақыланады. Пеш үрлеу қысымының төмендеуін, бөлінетін газдардың температурасын және бак-сепаратордағы су деңгейін көрсететін дабыл қағу жүйесімен жабдықталған. Салқындату үшін химиялық су тазарту бөлімшесінен буландыру қондырғысында технологиялық бу ала отырып келіп түсетін химиялық тазартылған су қолданылады. ӨМК-да кессондарды буландырып

суытудың пайдаланылуы кессондарды сумен салқындату алдында ауқымды артықшылығын береді. Сонымен, кессондарды салқындату үшін су шығыны шамамен 15 есе азаяды, 4-5 атм артық қысыммен алынған бу., кешеннің қажеттіліктері үшін толығымен қолданылады. Оператор бөлмесінде шахта пеші жұмысының технологиялық параметрлерін және буландыратын салқындату жүйесін басқару және бақылау пульті бар [6].

Шахталы пеш ошақтан, шахтадан, колошник пен электр тогымен қыздырылатын тұндырғыштан тұрады. Ошақ іргетаста орналасады. Горн қабырғалары қалыңдығы 600-800 мм отқа төзімді хромомагнезит кірпішінен жасалған. Кірпіш тығыз болат дәнекерленген корпусқа салынып, металл тартқыштармен бекітіледі. Пеш биіктігі 5,5 м Ошақтың ұзындығы мен ені фурм аймағындағы пештің мөлшеріне сәйкес келеді, оның тереңдігі 0,5-0,8 м құрайды. Ошақ үнемі қорғасынмен, штейнмен және шлакпен толтырылады. Ошақ тереңдігі бастапқы шихтадағы мыс құрамына байланысты таңдалады-мыс неғұрлым көп болса, ошақтың тереңдігі соғұрлым терең болады.

Қорғасын агломератын тотықсыздандырып балқыту өнімдері қорғасын, шлак, штейн, шаң және газдар болып табылады. Балқытудың сұйық өнімдері пештің ішкі ошағында жиналады. Қабылдағыштағы қорғасынның деңгейі оның ошақтағы деңгейінен жоғары. Қара қорғасынды үздіксіз сифон каналы арқылы футерленген шөмішке шығарады және монорельстік арбамен тазалау бөліміне тасымалдайды. Таралған штейн және шлак ошақ тесіктері арқылы сумен суытылатын науа бойынша электр тогымен қыздырылатын тұндырғышқа келіп түседі, мұнда олардың үлес салмағы бойынша бөлінуі орын алады. Тұндырғыштар ретінде көлемі 12-16 м^3, қуаты 1200-2500 кВт болатын электртермиялық пештерді пайдаланады. Пештің ұзындық осі бойынша диаметрі 555 мм болатын үш электрод орналасады. Электродтар арақашықтығы 1800 мм. Пеш отқатөзімді кірпішпен қапталған. Пештің ішкі жағы магнезит кірпішінен, ал сыртқы жағы шамоттан, ал пештің күмбезі аркадан жасалған. Тұндырғыш табанының қалыңдығы 640 мм құрайды, және кері тоғыспа пішініне ие. Табаны әртүрлі отқа төзімді материалдардан қаланған. Жоғарғы қабаты магнезит кірпіштен, ортаңғы қабаты шамот кірпіштен, ал төменгі қабаты отқа төзімді бетоннан жасалған. Шахталы пешке балқыту өнімдерінің тиелуі тұндырғыш күмбезінің саңылауы арқылы жүзеге асады. Шлактан тұндырғыштарға қорғасынды қосымша отырғызу үшін клинкер, кокс ұсақ-түйегі беріледі. Сифонды шығарудың артықшылығы-пештегі балқыту өнімдерінің деңгейі мен температурасын реттеу мүмкіндігі, сонымен қатар табанда қақ түзілуінің алдын алу [8].

Көріктің өсуін алдын-алу үшін оның түбінде металдың аз қабатын сақтайды. Шлак пен штейнді пештен шығару кессондағы арнайы саңылауы арқылы орындалады, ол әдетте пештің бүйір қабырғасына орнатылады. Пештен шлак пен штейнді шығаруға арналған тесік фурм осінен біршама төмен орналасады.

Пеш шахтасы тікелей пеш ошағы аймағында орналасқан. Пеш шахтасы екі қатар кессондардан тұрады: бірінші қатары көрік бүйіріне бекітіледі; ал екінші қатары сақинаға тіреле отырып, пешті айнала бекітіледі.

Кокс пен қорғасын материалдарын тиеу үшін сумен салқындатылатын арқалықтарға орнатылған колошник қарастырылған. Шихта пешке жеке порциялармен, калошпен тиелген кокс қабатына мезгілді түрде беріледі.

Тұндырғыштың негізгі шлак тесігінің үстінде шлакты шығаруға арналған апаттық шпур қарастырылған, оны тұндырғыш балқымаға толған жағдайда қолданады.

Шлакты штейнмен бірге сыртқы тұндырғышқа шығарады, одан штейн шахтада қысқартылған балқытуға әрі қарай өңдеу үшін жіберіледі, ал шлакт фьюмингтеу процесінде өңделеді. Шлак құрамы бойынша күрделі копкомпонентті тотықтар қорытпасы болып келеді. Бастапқы шихтада мышьяк пен сурьманың, сонымен қатар мыстың жоғары концентрациясы алынатын өндіріс өнімдері мен қайтымды материалдар сапасын төмендетеді, сондай-ақ кейінгі операциялардың эксплуатациялау шығындарын ұлғайтады. Мыс шликерлерінің шығуы ұлғаяды, қара қорғасынның сапасы төмендейді.

Құрамында 18 % дейін мырыш болатын шлактан мырышты қосымша бөліп алу мақсатымен фьюмингтеуге жібереді. Фьюмингтеу кезінде шлактардың және түсті металдар бойынша толық кедейленуіне қол жеткізу мүмкін емес, бұл соңғы нысаналы мақсаты бойынша пайдалануға мүмкіндік бермейді. Шлактар, үлкен аймақты ала отырып, жиналуы жалғасуда.

Шаңдалған пеш газдары шаң ұстайтын құрылғыларға жіберіледі, содан кейін тазартылған газдар атмосфераға шығарылады, ал шаң өңдеуге жіберіледі

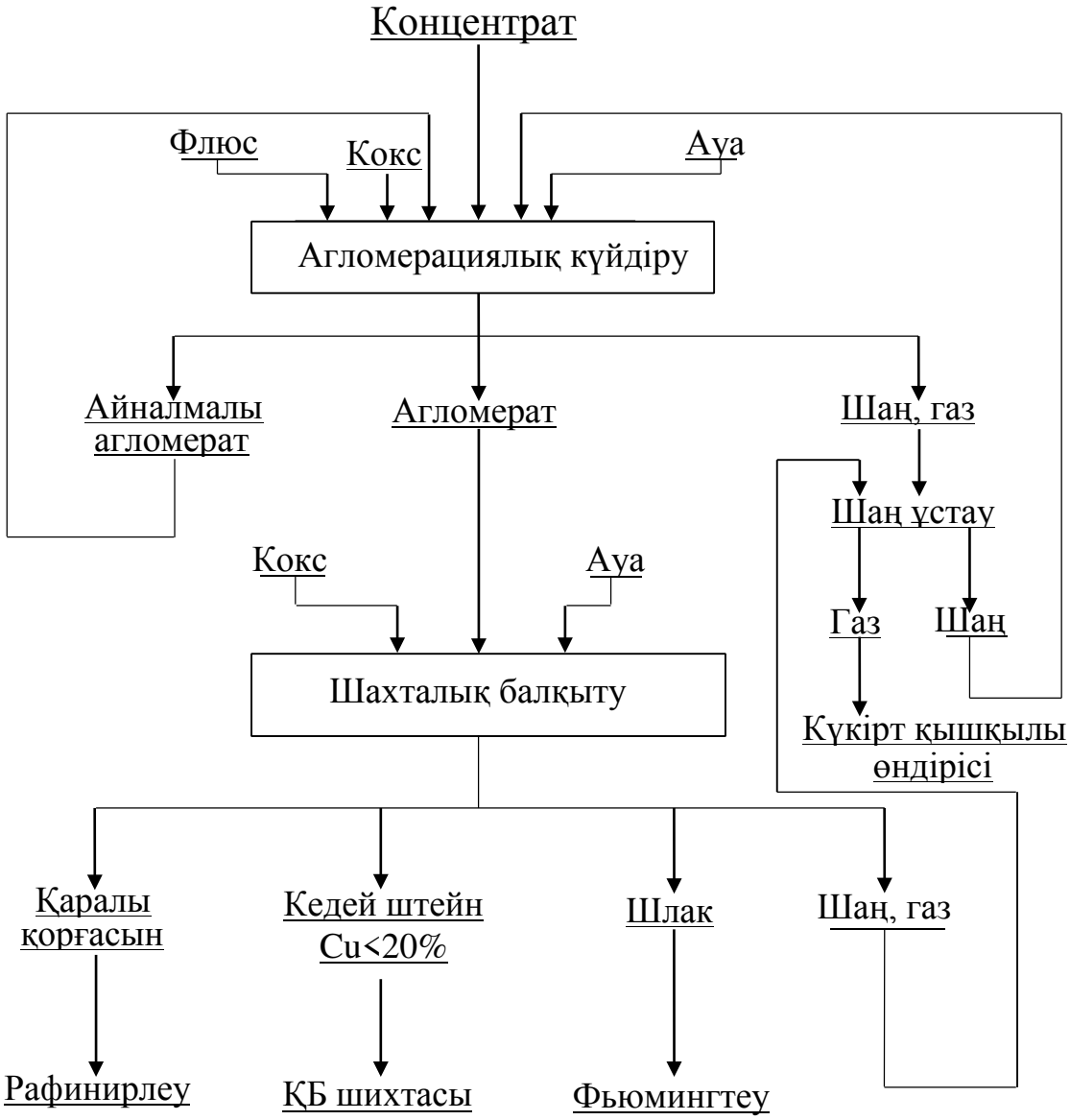
Штейндер полиметалдарға жатады және темір, мыс, қорғасын мен мырыш сульфидтерінен тұрады. Алынған штейндер қосымша материалдардың және металдардың жоғары шығындарымен байланысты конвертерлеу әдісімен күрделі қосымша өңдеуге ұшырайды [9].

1.2 Қорғасынды шахталық балқыту процессінің шикізаты мен өнімдеріне сипаттама

Шахта пешінде балқытуға түсетін агломераттың негізгі құрамдастары қорғасын оксиді, силикаттар және қорғасын ферриттері, сондай-ақ ішінара сульфид, сульфат, металл түріндегі қорғасын болып табылады.

Шахталық балқыту процесі шихта құрамына басқа айналымдарды қоспай, тек бір ғана агломератта жүзеге асырылады. Шихтадағы агломераттың үлесі шамамен 85 % құрайды, қалғаны – тотықсыздандырғыш ретінде қолданылатын кварцты флюс және кокс. Агломератта қорғасын мөлшері 40 % дейін болады.

Шахтада тотықсыздандырып балқытудың жалпы технологиялық сұлбасы 2 - суретте көрсетілген.



2 - сурет – Шахтада тотықсыздандырып балқытудың технологиялық сұлбасы

Зауытта қолданылатын қорғасын өндірісінің жалпы сұлбасы өзара тығыз байланысқан келесі технологиялық процестерді қамтиды: агломерациялық күйдіру, штейнге, қара қорғасынға шахтада тотықсыздандырып балқыту, оны әрі қарай тазалау [11].

Процесті осындай қолайлы ұйымдастырумен де оң техникалық-экономикалық нәтижелерге қол жеткізу мүмкін емес. Себебі, өнімдерге қорғасын мен мыс алу өте төмен.

Шахтада тотықсыздандырып балқыту процесіне құрамы, % (мас.): Pb 45-50; S 6-8; CaO 10-20; FeO 25-35; SiO_2 20-25 болатын агломерат түседі.

Шахтада балқыту процесі штейннің аз шығуымен сипатталады. Алынатын шлак құрамы келесідей, % (мас.): Pb-1,7; ZnO-22; Cu-0,8; FeO-32; SiO_2-25; CaO-15.

Қорғасын концентраттарын балқыту кезінде алынған қорғасын құрамында мыс, сурьма, мышьяк және басқа элементтер сияқты қоспалар бар. Қара қорғасын құрамы, % (мас.): 91-96 Pb; 2,5-3,0 Cu; 0,5-2 As; 0,5-2 Sb. Қаралы қорғасындды мыстан тазарту барысында мыс шликерлері түрінде бөлініп шығады, олар қазіргі уақытта зауытта бар технологиялар бойынша шахталық қысқартып балқытуға бөлек өңдеуге жіберіледі.

Шлак - бұл бос жыныстың оксидтерінен және арнайы енгізілген флюстерден пайда болатын көп компонентті балқыма. Құрамында мырышы бар шлактардан мырышты бөліп алу үшін фьюмингтеу арқылы өңдеуге жіберіледі.

Шахталық балқыту процесінде мышьякты айдау үшін қолайлы жағдайлар жасалмайды. Мышьяктың жалпы құрамының тек 35% - ы шаңға өтеді. 30 % дейін мышьяк штейнде шоғырланады, бұл штейн сапасын қатты нашарлатады. [6] Жұмыста штейндегі мышьяктың ең күшті корреляциясы мыс құрамымен байқалатыны анықталды. Штейннің металдануы жағдайында интерметаллидтердің түзілу ықтималдығы ұлғаяды, бұл штейнде мышьяк концентрациясының жоғарылауына әкеледі.

Балқыту процесінде штейн шығуы шамалы. Мұнда мыс мөлшері төмен және аз аралықта 15- 20 % дейін өзгереді. Бұл штейндердегі Мыстың қорғасынға қатынасы 1,0 деңгейінде. Штейндегі мыс мөлшерінің төмендеуін оның қаралы қорғасынға айтарлықтай қайта бөлінуімен түсіндіруге болады [10]. Балқыту процесінде, шихтада күкірт жетіспеген жағдайда, штейннің қатты металдануын күтуге болады, нәтижесінде металды мыстың қара қорғасынға өту үлесі жоғарылайды.

Шахтада балқыту процесінде алынатын штейндер, құрамында мыс мөлшері төмен (20 % дейін) және қоспалар – қорғасын, мышьяк және сурьма концентрациялары жоғары болғандықтан, ары қарай конвертерлеумен өңдеу үшін айтарлықтай тиімсіз. Штейндегі сурьма мен мышьяк қосындысы 1,5 % құрайды. Қоспалармен бірге қорғасынның едәуір мөлшері штейнге өтеді, осылайша алынған полиметалл штейндерінің сапасын төмендетеді.Шахталық тотықсыздандыру пешінде агломератты қара қорғасынға балқыту кезінде алынатын мыс-қорғасын штейндерін зауытта қарастырылған жеке өңдеуге жібереді.

Штейнде қорғасын мөлшерінің кездесуі алынатын өнімдердің сапасын төмендетеді және қара металға қорғасын бөлінуін азайтады, сонымен қатар қара мыс алу үшін конвертерлеу процесінде мыс-қорғасын штейндерінің ары қарай өңделуін қиындатады [12].

1.3 Процесстің жалпы технологиялық көрсеткіштері

Шахталық балқыту сульфидті қорғасын концентраттарын екі сатылы технология бойынша қайта өңдеу кезіндегі екінші кезеңі болып табылады (2-сурет). Шахталық пештің шихта материалдары қорғасын агломератынан, кокс және басқа материалдардан (қайтарма өнімдерден, қосымша флюстерден, темір

сынықтарынан) тұрады. Көбіне балқу кезінде тағы бір сұйық өнім штейн алынады, оған металдардың бір бөлігі де өтеді [13].

Шлак пен штейн көріктен көріктің соңғы қабырғасында және соңғы кессонның шұңқырында, балқытылған қорғасын деңгейінен сәл жоғары орналасқан саңылау арқылы шығарылады. Шлактар мен штейндер пештен гидро қозғалтқыш арқылы үздіксіз немесе мезгіл-мезгіл шығарылуы мүмкін. Шлактар мен штейнді тәуелсіз өнімге бөлу жылжымалы тұндырғыш пеште немесе стационарлық электр тогымен қыздырылған тұндырғышта жүзеге асырылады [14].

Қорғасын агломератын шахта ішінде балқыту кезінде негізгі химиялық процестер - тотықсыздану, тұндыру, қатты көміртекті отынның жануы.

Көміртекті отынның жану процестері шахта пешінің жұмысына өте үлкен әсер етеді. Шахтада балқыту кезінде тотықсыздандырғыш және отын ретінде кокс қолданылады, мұны шахта пештерінде қолдану келесі қасиеттеріне байланысты:

- жеткілікті жоғары калориялы (26000-32000 кДж/кг);
- жақсы механикалық және жылу беріктігі;
- тұтану температурасы салыстырмалы түрде жоғары (600-750 °С);
- жеткілікті кеуектілік (49-53 %);
- бөлшектердің қажетті мөлшерде таралуы.

Шахта пештерінің жұмысының негізгі көрсеткіштері:

- фурмалар ауданында 1 м^2 пештің көлденең қимасы үшін шихтаның меншікті өнімділігі тәулігіне 40-100 т;
- салмағы бойынша коксты тұтыну 8-13%;
- қорғасынды металлға тікелей алу 90-96%;
- пештің көлденең қимасының 1 м^2 үшін үрленген аудандағы үрленген ауаның көлемі 13-38 м^3/мин құрайды.

1.4 Зерттеу бағытын таңдау және негіздеу

Практика көрсетіп отырғандай, қайта өңдеуге полиметалл рудалары мен концентраттарының минералогиялық және химиялық құрамына кешенді тарту түсті металлургия кәсіпорындарында қолданылатын қолданыстағы технологиялық сызбалардың асқынуына әкелді. Бұл әсіресе қорғасын шығаратын кәсіпорындарына әсер етті, онда олар құрамында мыс бар қорғасын шикізатын балқытуға полиметалл штейндерін алуға мәжбүр болып отыр.

Мыс бар қорғасын шикізатын штейнге балқыту, қаралы қорғасынға тікелей балқытуға қарағанда нашар технологиялық көрсеткіштерімен сипатталады. «Казцинк» ЖШС-де алынатын полиметалл штейндер мыс, мырыш, темір және қорғасын сульфидтерінің күрделі көп компонентті сұйық ерітіндісі болып табылады. Полиметалл штейндерінің фазалық диаграммалары мен құрамын көптеген зерттеушілер зерттеді, олардың деректері бір-бірімен жақсы үйлеседі. Олардың барлығы полиметалл штейндерінің айтарлықтай төмен (873–1223 К)

балқу температурасын көрсетеді, мұнда асыл металдардың белгілі бір мөлшері шоғырланған (олардың көпшілігі қаралы қорғасынға өтеді) және мышьяк, сурьма және басқа металдардың бір бөлігі өтеді [14].

Штейн алумен қорғасын балқыту процестерін ұйымдастырған кезде штейнмен бірге шлак қаралы қорғасынмен тікелей байланыста болады. Осы екі фазаны бөлу кезінде қорғасын мен штейннің арасындағы өзара әрекеттесу пайда болады, бұл қорғасынның едәуір бөлігінің штейнде еруіне әкеледі. Бұл, өз кезегінде, қорғасынның қаралы металға бөлінуін азайтып қана қоймай, штейн және қаралы металдың құрамының қалыптасуына әсер етеді.

Құрамында мыс бар қорғасын шикізатын балқыту құрамында қорғасын мөлшері жоғары штейн алумен сипатталады. Сондықтан, қорғасынның штейнде еруіне арналған термодинамикалық шекті белгілеу маңызды практикалық қызығушылық тудырады, өйткені қорғасынның штейндермен электрохимиялық (еріген) жоғалымының төмендеуі технологиялық процестің жалпы көрсеткіштерін жақсартудың маңызды резерві болып табылады.

Штейндегі қорғасынның жоғары концентрациясы оның қаралы қорғасынға өтуін азайтып қана қоймайды, сонымен бірге балқытатын өнімдер арасында басқа металдардың бөлінуіне айтарлықтай әсер етеді.

Құрамында мыс бар қорғасын шикізатын өңдеу процестерін ұйымдастырған кезде, металдың шығынын толық бағалау үшін, ең алдымен, күрделі құрамды штейндердің құрылымын, физико-химиялық қасиеттерін білу қажет.

2 Тәжірибелік бөлім. Мыс – қорғасынды штейн – шлак жүйесінің тепе – теңдік күйін зерттеу

Металлургиялық өндіріс өнімдері арасында металдардың таралуын зерттеу металлургиялық процестердің теориясы мен практикасындағы ең маңызды мәселе болып табылады, өйткені ол пайдалы металға металдарды шығаруды және қалдықтармен олардың жоғалымын қоса алғанда экономинкасын және тұтастай алғанда процестің технологиясын анықтайды. Металдардың шлактардағы ерігіштігінің термодинамикалық шегін анықтау, жоғарыда аталған зерттеулерде көрсетілгендей, балқыту өнімдеріндегі металдардың формаларын және олардың бір фазадан екінші фазаға өту механизмін білуді талап етеді. Сонымен қатар, егер техникалық әдебиеттерде металдардың шлактармен механикалық жоғалымын анықтайтын әдістер саны жеткілікті болса, онда металдардың шлактармен еріген шығынын анықтау әр нақты жағдай үшін нақтылауды және қосымша эксперименттік зерттеулерді қажет етеді.

Сонымен, соңғы жылдары мыс-шлак және мысты штей-шлак жүйелерінің тепе-теңдігі егжей-тегжейлі зерттелді [15-35,10-14,52-72], шлактардағы мыстың әр түрлі факторларға тәуелділігі анықталды: температура, газ фазасының тотығу потенциалы, шлак құрамы, мыс белсенділігі. Дегенмен, қол жетімді материалдың көптігіне қарамастан, әртүрлі авторлардың эксперименттік мәліметтеріндегі сәйкессіздіктердің себебі неде екені белгісіз болып қалды: эксперименттер жағдайларының айырмашылығымен немесе қолданылған әдістер мен эксперименттердің қателіктерімен.

Шлактардағы қорғасынның ерігіштігін зерттеу кезінде жағдай әлдеқайда нашар. Шлактардағы қорғасынның ерігіштігін анықтауға шектеулі жұмыстар ғана арналған. Тек бірнеше жүйелік зерттеулерді атап өтуге болады [8, 14], онда қорғасын - шлак тепе-теңдігін зерттеу негізінде қорғасынның шлакпен еріген шығыны анықталды. Мыс пен қорғасынның мыс-қорғасын штейндерінен шлакқа ерігіштігін, [14] жұмысты қоспағанда, техникалық әдебиеттерде ерігіштігін зерттеу туралы деректер жоқ.

2.1 Мыс - қорғасын штейндерінен мыстың және қорғасынның шлакқа ерігіштігін зерттеу

Алынған нәтижелерді бастапқы талдау шлактағы мыс, қорғасын құрамының олардың штейндегі құрамына дәстүрлі тәуелділігін құруға дейін азайтылды (4, 5-сурет).

Нәтижелер белгілі тәуелділіктерді растайды - штейннің мыс және қорғасынмен байытылуымен шлактағы түсті металдардың мөлшері артады. Мыстың шлакта ерігіштігі туралы мәліметтер, бастапқы штейндегі мыс пен қорғасынның арақатынасының өзгеруіне қарамастан, бір жолға түсетіндігі қызықты (4-суретті қараңыз).

1 кесте – Мыс – қорғасынды штейн – шлак – газ жүйесінің тепе – теңдік күйін зерттеу жұмысының нәтижелері

№	Бастапқы штейн құрамы,%		Алынған штейннің салмақ үлесі, %					Алынған шлактың салмақ үлесі, %					
	Cu	Pb	Cu	Pb	Fe	As	Sb	Cu	Pb	As	Sb	FeO	SiO_2
1.	5	25	4,37	23,08	45,88	0,08	0,9	0,13	0,88	0,11	0,25	58,93	28,43
2.	10	20	11,2	19,4	44,89	0,22	0,89	0,14	0,58	0,13	0,24	61,03	28,31
3.	15	15	16,3	13,72	47,17	0,36	1,0	0,16	0,12	0,14	0,28	59,23	27,84
4.	20	10	19,04	9,5	46,8	0,47	1,01	0,19	0,23	0,15	0,28	63,16	28,29
5.	20	20	22,71	18,31	38,07	0,51	0,79	0,17	0,49	0,16	0,22	63,33	27,24
6.	25	15	24,9	13,85	40,96	0,63	0,89	0,2	0,13	0,18	0,25	64,2	27,89
7.	30	10	31,62	8,67	39,14	0,78	0,83	0,21	0,3	0,19	0,23	59,87	29,1
8.	25	25	26,32	23,45	30,59	0,61	0,6	0,18	0,91	0,18	0,17	65,36	28,7
9.	30	20	28,4	19,21	33,24	0,69	0,69	0,23	0,57	0,18	0,19	64,29	27,4
10.	30	30	29,87	28,63	22,93	0,73	0,42	0,22	1,34	0,19	0,12	63,83	28,05
11.	35	25	36,42	23,17	23,83	0,86	0,48	0,26	0,89	0,21	0,13	64,02	27,97
12.	40	20	39,07	19,42	26,04	0,9	0,57	0,28	0,58	0,21	0,16	60,73	29,54
13.	35	35	34,8	32,86	15,73	0,84	0,25	0,24	1,68	0,2	0,1	57,9	28,78
14.	40	30	34,1	28,57	17,06	1,15	0,31	0,27	1,33	0,24	0,09	62,87	27,97
15.	45	25	44,8	23,18	18,36	1,18	0,39	0,28	0,89	0,25	0,11	59,74	29,45
16.	50	25	48,74	22,8	15,73	1,16	0,35	0,3	0,86	0,19	0,1	61,83	28,64
17.	55	20	56,09	18,62	15,12	1,37	0,38	0,32	0,52	0,29	0,18	65,73	27,13
18.	60	15	62,3	13,47	15,81	1,46	0,44	0,33	0,11	0,32	0,12	62,87	28,05
19.	45	35	44,8	33,75	7,76	0,98	0,1	0,26	1,76	0,19	0,03	63,16	29,12
20.	50	30	48,72	27,92	11,02	1,23	0,22	0,28	1,28	0,26	0,06	62,49	29,47
21.	60	20	59,47	17,09	14,57	1,47	0,39	0,29	0,39	0,29	0,19	61,92	28,97

Біздің жағдайда мыстың сульфидті компоненті ($CuS_{0.5}$) болмаған жағдайда, шлактағы мыс құрамының жалпы мөлшері оның оксидті түрімен анықталады ($CuO_{0.5}$). Бұл жағдайда мыстың штейннен шлакқа ауысу механизмін келесі реакциямен түсіндіруге болады:

$$[Cu_2S] + 3/2\ O_2 = 2(CuO_{0.5}) + SO_2. \qquad (2.1.1)$$

(2.1.1) реакцияның константасы келесі теңдеулермен анықталады:

$$K(2.1.1) = a^2(CuO_{0.5})*PSO_2 / a[Cu_2S]*(PO_2)^{3/2} \qquad (2.1.2)$$

мұндағы: $a(CuO_{0.5})$ – шлактағы $CuO_{0,5}$ активтілігі;

$a[Cu_2S]$ - штейндегі мыс сульфидінің активтілігі;

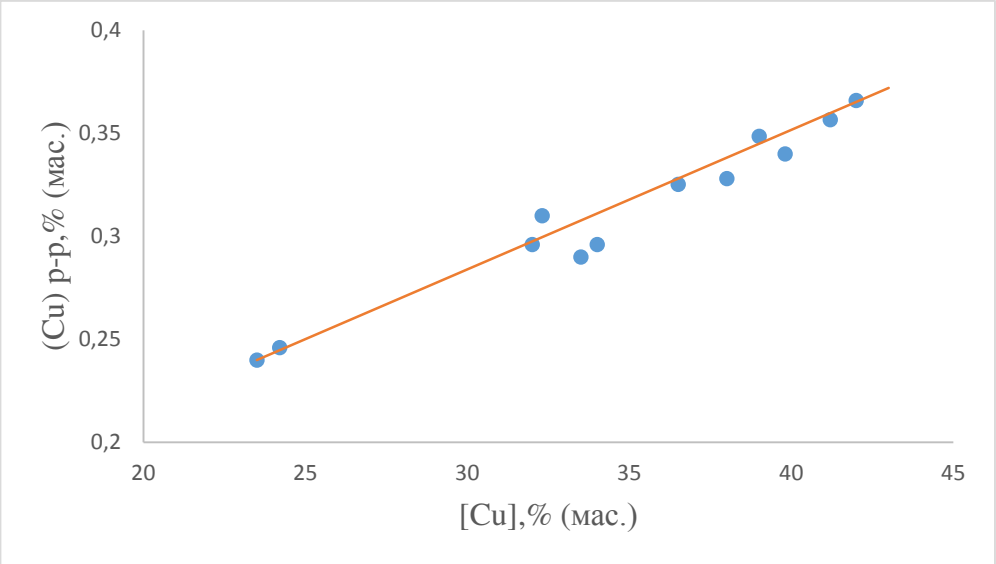
PSO_2, PO_2 - SO_2 қысымы мен оттегі.

(2.1.2) теңдеуді шеше отырып, $a^2(CuO_{0.5})$ – ке қатысты келесідей жазуға болады:

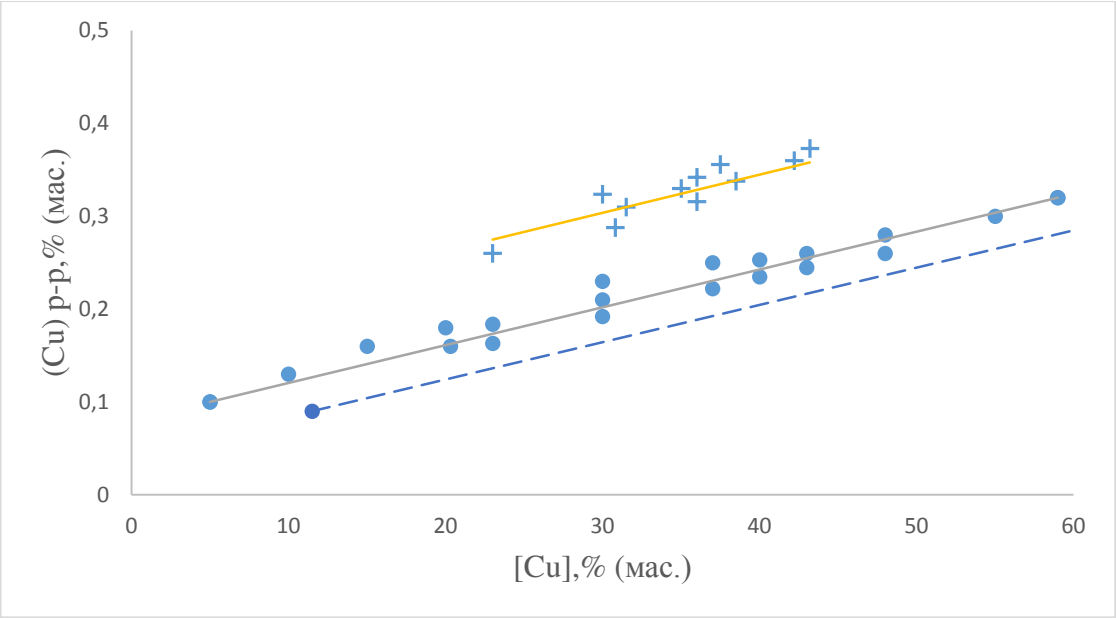
$$a^2(CuO_{0.5}) = a[Cu_2S]*\ K(5.8)*\ (PO_2)^{3/2}/\ PSO_2. \qquad (2.1.3)$$

Жүйенің тепе-теңдігі жағдайында тұрақты шаманың мәні тұрақты болады. Сонда (2.1.3) өрнектен мыстың шлакта ерігіштігі тек $[Cu_2S]$ мәнімен анықталады деген қорытынды шығады. Штейнде қорғасынның болуы шлактағы мыстың ерігіштігіне әлсіз әсер етеді. Демек, бастапқы штейндегі мыс пен қорғасынның арақатынасының өзгеруі мыстың шлакта ерігіштігіне айтарлықтай әсер етпейді, бұл 4-суретте байқалады.

4-суретте бұрын белгіленген өндірістік шлактардағы мыс оксидінің жоғалымы туралы мәліметтер келтірілген.



3 - сурет - Шлактағы мыс жоғалымының штейндегі мыстың құрамына тәуелділігі



[38] жұмыстың мәліметтері;

• - осы жұмыстың деректері;

+ - шахталық қысқартып балқыту кезіндегі шлактардағы мыстың еріген шығындарының есептік мәні

4 - сурет - Шлактағы еріген мыс шығындарының штейн құрамындағы мыс мөлшеріне тәуелділігі

Сондай-ақ, [38] жұмыс нәтижелері көрсетілген, мұнда мысты штейндердегі мыстың ерігіштігі шлактағы мыс ерігіштігінің болжалды оксидтік моделін қолданып есептеу арқылы анықталды. Ұсынылған нәтижелер бір-бірімен жақсы келісілгендігін байқауға болады. Бұл жұмыстың деректері «дәлізде» орналасқан - өндірістік мәліметтердің нәтижелерінен төмен және жұмыс нәтижелерінен жоғары [38]. PO_2 тұрақты мәнінде газ фазасындағы SO_2 құрамының жоғарылауы, мыс тәжірибесінде еріген шығындардың жоғарылауын тудырады.

Өнеркәсіптік нәтижелердің жоғары бағаланған мәндері процестің жоғары температурасымен түсіндіріледі, оның жоғарылауы мыстың оксидті ерігіштігінің жоғарылауына әкеледі.

Түзулердің бірдей сипаты мыстың штейннан еріген күйдегі шлакқа ($CuO_{0,5}$) ауысу механизмі сақталғанын барлық жағдайларда көрсетеді. Мыстың оксидте ерігіштігі негізінен [Cu_2S] (2.1.3) мәнімен анықталатындықтан, алынған тәуелділіктер Cu_2S-FeS-FeO және Cu_2S- (FeS + PbS) - FeO жүйелеріндегі Cu_2S белсенділігі бір біріне жақын екендігін көрсетеді.

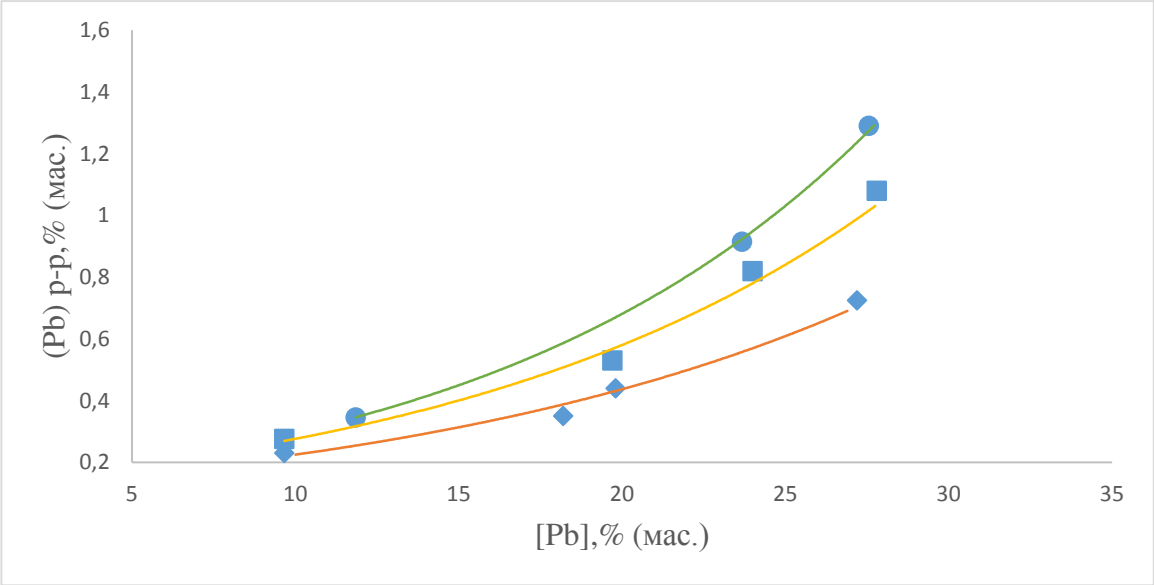
Қорғасынды шлактарға еріткен кезде біршама өзгеше көрініс байқалады. Дәстүрлі тәуелділіктің сақталуына қарамастан (Pb) - f [Pb], қорғасынның шлактағы ерігіштігі бастапқы штейндегі мыс пен қорғасынның арақатынасының өзгеруімен айтарлықтай өзгереді (5-суретті қараңыз). Штейн

құрамындағы қорғасынның тұрақты Cu/Pb қатынасы кезінде жоғарылауы шлактағы қорғасынның ерігіштігін жоғарылатады. Сонымен қатар, басқа нәрселер тең болғанда, Cu/Pb коэффициентінің жоғарылауы шлактағы қорғасынның ерігіштігін айтарлықтай төмендетеді. Сонымен қатар, штейндегі қорғасын мөлшері 15 % -дан асатын бұл заңдылық неғұрлым күшті байқалады. Бұл теорияға қайшы келмейді және оны келесідей түсіндіруге болады.

Тәжірибелер жағдайында қорғасын сульфидінің тотығуының термодинамикалық ықтималдығы келесі реакциялар арқылы мүмкін болады:

$$[PbS] + 3/2O_2 = (PbO) + SO_2, \quad (2.1.4)$$

$$(PbS) + (FeO) = (PbO) + (FeS) \quad (2.1.5)$$



5 - сурет – [Cu) / [Pb] = const жағдайында шлактағы еріген қорғасынның штейндегі қорғасынның құрамына тәуелділігі

мұндағы: 1 - [Cu] / [PЬ[=1; 2 - [Cu] / [PЬ] =2; 3 - [Cu] / [PЬ] =3

(2.1.4) реакцияға қарағанда реакцияның жүрісі (ΔG = -290552.2 Дж / моль) қолайлы (2.1.5). Бұл реакцияның Гиббс энергиясының төмен мәні (2.1.5), ол ΔG = - 85372 Дж / моль.

Штейндер мен шлактардағы қорғасынның құрамы туралы өндірістік деректерді салыстырмалы түрде талдау (2 - кесте) синтетикалық штейндер мен шлактардағы құрамы ұқсас, өндірістік нәтижелер тәжірибелік көрсеткіштерден едәуір асып түсетінін көрсетеді. Бұл өте қолайлы көрінеді. Біріншіден, өндірістік жағдайда балқу температурасы ~ 1573 К құрайды, бұл тәжірибелерде көрсетілген температурадан сәл жоғары. Температураның жоғарылауымен металдардың шлактардағы ерігіштігі арта түсетіні белгілі. Екіншіден, 2 - кестеде (IV ш.) оның құрамында оксидтің ерігіштігі емес, шлактардағы қорғасынның жалпы мөлшері көрсетілген. Бұл жағдайда шлактағы қорғасынның штейндегі құрамына тәуелділігін сипаттайтын теңдеу

(2.1.5) оксидтің ерігіштігін емес, шлактағы қорғасынның жалпы мөлшерін болжайды. Минералогиялық зерттеулерде шлакта қорғасынның үш түрінде - оксид (PbO), сульфид (PbS) және еріген металл түрінде болғаны анықталғанымен, шлактардағы қорғасын оксиді шығындарының үлесі көрсетілмеген. Бұл жағдай, сондай-ақ алынған эксперименттік зерттеулердің нәтижелері штейн құрамның шлактардағы қорғасынның болу формаларына әсерін нақтылауға және шлактардағы қорғасынның жалпы жоғалуын бағалауға мүмкіндік береді. Ол үшін біз келесі процедураны жүзеге асырдық.

2 кесте – Штейн мен шлак құрамына химиялық талдаудың нәтижелері

№	Штейннің салмақ үлесі, %					Шлактың салмақ үлесі, %							
	Cu	Cu_2S есеп.	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zno	SiO_2	$Fe_{жал.}$	CaO	$CuS_{0.5}$	$CuO_{0.5}$
1.	38,6	30,88	26,33	4,2	7,63	0,5	1,08	11,54	24,2	20,7	20,7	0,19	0,31
2.	32,55	26,04	29,34	4,24	8,94	0,47	1,24	11,72	26,49	21,18	19,7	0,18	0,29
3.	40,25	32,2	24,36	4,73	9,49	0,52	0,89	10,7	25,67	19,72	21,47	0,22	0,3
4.	36,19	28,95	26,16	4,33	8,29	0,49	1,45	11,64	25,31	20,5	18,69	0,14	0,35
5.	38,54	30,8	28,74	3,24	5,96	0,52	1,45	10,42	24,69	21,5	19,85	0,15	0,37
6.	40,41	32,3	29,66	2,96	5,62	0,53	1,38	11,52	25,78	20,9	18,08	0,15	0,38
7.	42,97	34,4	26,42	4,13	8,88	0,54	1,26	17,3	21,83	22,2	18,91	0,34	0,2
8.	29,95	23,9	25,11	4,76	12,93	05	1,3	9,94	25,15	24,25	15,0	0,22	0,28
9.	39,51	32,6	25,47	5,25	13,17	0,53	0,63	8,54	25,51	22,22	21,02	0,24	0,29
10.	34,3	27,4	23,29	6,07	12,43	0,45	0,84	Н.о	26,74	21,2	19,92	0,19	0,26
11.	36,93	29,5	24,09	4,95	9,96	0,51	0,98	Н.о	23,85	22,73	16,87	0,2	0,31
12.	35,8	28,6	28,76	4,24	7,87	0,52	1,67	Н.о	25,6	22,47	16,61	0,18	0,34
13.	33,55	26,84	25,9	4,12	9,05	0,46	1,12	Н.о	27,08	21,36	18,54	0,15	0,31
14.	23,8	19,04	19,42	6,75	13,71	0,34	0,7	Н.о	22,77	20,7	17,48	0,13	0,21
15.	24,19	19,4	19,76	6,84	12,8	0,35	0,67	Н.о	26,19	20,93	19,17	0,13	0,22
16.	32,59	26,07	26,36	5,07	10,78	0,45	0,99	10,44	24,57	23,12	1783	0,19	0,26
17.	36,3	34,55	23,18	5,13	11,58	0,57	0,84	9,97	26,53	22,41	18,22	0,23	0,34
18.	34,55	27,64	22,74	5,23	12,24	0,47	0,81	10,76	26,0	23,05	17,51	0,22	0,25

2.1.1 Шикізаттар және оларды дайындау

Тәжірибелік зерттеулер мыс, темір және қорғасынның ауыспалы құрамындағы сульфидтер негізде сульфидті балқымаларды қолдану арқылы жүргізілді. Синтетикалық темір силикат шлактың құрамы тұрақты болды. Бұл тәсіл мыс пен қорғасынның штейннан шлакқа ауысу механизмін нақтылауға және шлактардағы мыс пен қорғасынның еріген шығынына алғашқы сульфидті балқыманың құрамының әсерін бағалауға мүмкіндік берді. Бастапқы сульфидті қорытпалардың құрамын таңдау тәжірибеде алынған полиметалл сульфидті материалдардың композицияларын ескере отырып жүргізілді.

Синтетикалық темір силикатты шлак химиялық таза темір оксалатын ($Fe_2C_2O_4$ $2H_2O$) және ұсақталған кварцты пайдаланып дайындалды. Алдын ала есептелген темір оксалаты мен кварцтың өлшенген мөлшері мұқият араластырылып, темір тигельге салынды, содан кейін ол силитті шахталы типті пешке қойылды. Кристалдану суын жою және темір оксалатының толық ыдырауы үшін пешті 597 ° С температураға дейін қыздырып, бір сағат ұстады. Қажетті уақыт өткеннен кейін пештегі температураны 1310 ° С дейін көтеріп, біртекті балқыманы алу үшін осы температурада 2 сағат ұсталды. Шлакты пісірудің барлық процесі инертті газ - аргон ағынымен жүргізілді. 2 сағат ұстағаннан кейін пеш сөндірілді. Балқыту процесінен кейін тигель пештен шығарылып, суда суытылады. Содан кейін шлакты тигельден алып, ұсатып, химиялық анализге жібердік. Эксперименттік зерттеулерде пайдаланылған алғашқы темір силикатты шлак құрамы келесідей болды,% мас.: 65.46 FeO; 30,8 SiO_2; 3.74 Fe_3O_4.

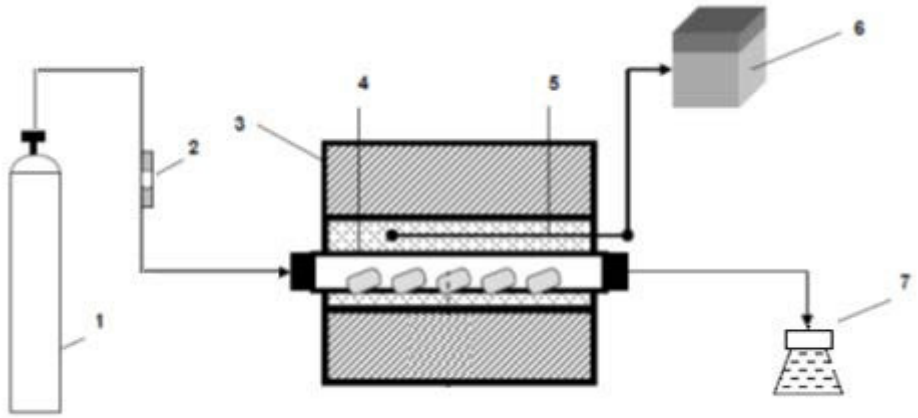
Сульфидтерді дайындау үшін біз МОО маркалы мыс, СОО қорғасын, карбонил темірі және жоғары тазалығы бар күкіртті ОСЧ қолдандық.

Cu_2S, PbS және FeS стехиометриясына сәйкес келетін алдын-ала өлшенген бастапқы компоненттер кварцтық ампулаға орналастырылды.

Сульфидтерді синтездеу тегіс горизонтальды қыздыру пешінде жүргізілді. Бастапқыда вакуумдалған ампуланы 200 °С температурада 1 сағат ұстады. Қажетті уақыт өткеннен кейін пештегі температура 707 °С дейін көтерілді. Ампуланы осы температурада 36 сағат ұстады. Пешті салқындатқаннан кейін ампуланы шығарып шахталы силитті пешіке еңгізіп, 1227 °С температурада 6 сағат ұстады. Қажетті уақыт өткеннен кейін ампуланы пештен шығарып, бұзып алдық. Дайын сульфидті ұнтақтап және химиялық талдау жасатылды, содан кейін оны мақсатына сай пайдаланылды.

2.2 Қондырғының сұлбасын құру және тәжірибені жүргізу әдістемесі

Мыс - қорғасынды штейн-шлак жүйесін зерттеуге арналған зертханалық қондырғы 6 суретте көрсетілген.



1 – Аргоны бар баллон; 2 - ротаметр; 3 – түтікшелі пеш; 4 – кварцты ампула; 6 – газды хроматограф; 7 – шығатын газдарды ұстау ыдысы

6 - сурет – штейн – шлак жүйесінің тепе – теңдігін зерттеуге арналған қондырғының жалпы сұлбасы

Эксперименттерді жүргізу әдістемесі келесідей болды.

Мыс-қорғасынды штейн және темір силикатты шлактың өлшендісі көбік шамотты материалынан жасалған арнайы тұғырға орналастырылған қайықшаға салынады.

Жұмыста [14] штейн шлактармен жанасқанда, шлактың сулануы мен капиллярлық көтерілуіне байланысты штейннің таралуы нәтижесінде шлакпен металдардың механикалық жоғалуы артатындығы анықталды. Шлактағы еріген металды анықтау үшін механикалық жоғалымдарға жол бермеу керек, яғни шлактар мен штейндерді балқыту процестерін бөлу қажет. Бұған келесі техникалық тәсілдер арқылы қол жеткізді.

Біздің тәжірибелерімізде тұғырға қайықшалар орнатылған кезде соңғысы кварц реакторының көлденең осіне аздап (~ 5 °) көлбеу болатындай етіп жасалады. Қайықшадағы шлактар мен штейннің орналасуы қыздырылған кезде балқытылған шлактар штейнге қарай ағатындай етіп таңдалды.

Бұдан әрі тұғыр қайықшалармен бірге кварцты реакторға еңгізіледі, ол газ қоспасының кірісі мен шығысы үшін салалық құбырмен жабдықталған. Кварц реакторының жұмыс аймағы бір мезгілде бастапқы жүктемесі бар төрттен алтыға дейін қайықшалар сыяды. Жұмыс аймағының бүкіл ұзындығы бойынша температураның төмендеуі минималды және белгіленген температурадан ± 10 ° С аспайды. Температураны бақылау ПП-1 термопарасы арқылы жүзеге асырылады.

Қайықшалар еңгізілгеннен кейін кварц реакторы салалық құбырмен бітеліп, оған қыздырғыш пеші жақындатылады, ол қажетті температураға дейін қыздырып, қажетті уақытқа дейін ұсталады. Аргонды беру пешті қыздыру басталған кезде іске асады. Бүкіл тәжірибе кезінде аргон шығыны тұрақты болып қалады және 0,5 л / сағ құрайды.

Қажетті уақыт өткеннен кейін пеш сөндіріледі. Аргонды реакторға беру пештің толық салқындау сәтінде тоқтайды. Одан әрі, пеш кварц реакторынан алшақтатылып, тұғырлары бар қайықшалар алынып тасталады. Штейн мен шлакты бөліп алғаннан кейін олар химиялық анализге жіберіледі.

2.3 Мыс, қорғасын және қоспалардың штейн мен шлак арасында бөлініп таралуы

Мыс-қорғасынды штейн - шлак жүйесіндегі шлактармен металдардың жоғалымын термодинамикалық талдау белгілі бір жергілікті мәселелерді шешуді және оларды егжей-тегжейлі зерттеуді қажет ететін бірқатар кезеңдерді қамтиды.

Қойылған тапсырмалар сараптама нәтижелері негізінде шешілді. Зерттелген сұрақтардың реті өндірістік нәтижелерді талдауда қолданылатын кезеңдердің реттілігіне сәйкес келді. Бұл тәсіл материалды ұсыну барысында салыстырмалы талдауға мүмкіндік береді.

Бірінші кезеңде, сараптамалық мәліметтерді математикалық өңдеу нәтижесінде, штейндегі мөлшеріне қарай мыс, қорғасынның шлактағы оксидті күйінде еритіндігін болжайтын теңдеулер құрдық. Алынған теңдеулер келесідей:

$$(Cu) = 0,106 + 4,075 * 10^{-3}[Cu],\ г = 0,91; \qquad (2.3.1)$$

$$(Pb) = 0,396 + 0,11\ [Pb],\ г = 0,89; \qquad (2.3.2)$$

(2.3.1) - (2.3.2) теңдеулер сараптама нәтижелерін жеткілікті сипаттайды. Корреляция коэффициенттерінің жоғары мәндері қарастырылып отырған мәндер арасындағы тығыз байланысты көрсетеді, бұл өндірістік жағдайда байқалатын балқытылатын өнімдер арасында металдардың таралуы олардың жоғары температурада қайта бөлінуімен түсіндіріледі деген ұстанымды толық растайды.

Сараптама нәтижелерін жалпы талқылау кезінде штейнда қорғасынның болуы мыстың оксидті ерігіштігіне әлсіз ғана әсер ететіні анықталды. Сонымен бірге қорғасынға қатысты оның шлактағы ерігіштігі Cu/Pb қатынасының өзгеруімен де, штейн құрамындағы темір құрамымен де анықталатындығы көрсетілген. Белгіленген ережелерді нақтылау үшін біз қарастырылып отырған құндылықтар арасындағы жұптық қатынастарды

талдадық. Cu/Pb қатынасының Мыстың ерігіштігіне әсері аз өзгерістер диапазонында шамалы болып шықты және тәуелсіз айнымалыларды таңдау кезінде алынып тасталды. Математикалық өңдеу нәтижесінде келесі теңдеулер алынды:

$$(Cu) = 0,199 + 3,118*10^{-3}[Cu] - 2,29*10^{-3}[Pb], r = 0,92; \quad (2.3.3)$$

$$(Pb) = 0,431 + 0,011\ [Pb] - 1,127*10^{-3}[Fe]\ , r = 0,94. \quad (2.3.4)$$

7 - суретте оттегі мен күкірт қысымының тұрақты мәні, сондай-ақ температура кезінде металдардың штейн мен шлак арасындағы таралу коэффициенттерінің олардың штейндегі құрамына тәуелділігі көрсетілген. Мыс үшін жалпы заңдылықты байқау қиын емес - таралу коэффициенті олардың штейндегі құрамының өсуіне байланысты артады. Бұл металдардың таралу коэффициенті бойынша нәтижелер іс жүзінде мәліметтердің шамалы шашырауымен тура түседі. Бұл қарастырылып отырған жүйеде мыстың шлакқа ауысу механизмін олардың тотығу реакцияларымен сипатталатындығын көрсетеді. Бұл жағдайда оның шлакпен жоғалымы шлактағы ерігіштіктің оксидті формасымен анықталады.

Штейн мен шлак арасындағы қорғасынның таралу коэффициенті штейн құрамындағы қорғасынның жоғарылауымен біртіндеп төмендейтіндігі назар аудартады. Сонымен қатар, қорғасынның төмен концентрациясы кезінде деректердің айтарлықтай өзгерісі байқалады.

3 - кесте – Мыс пен қорғасынның штейн және шлак арасында бөлініп таралу коэффициентінің есептік мәні

№	Штейндегі металдардың салмақ үлесі,%		Алынған шлактың салмақ үлесі, %				Металдардың бөлініп таралу коэффициенті, L,Me	
	Cu	Pb	Cu	Pb	FeO	SiO_2	L,Cu/10	L,Pb
1	4,37	23,08	0,13	0,88	58,93	28,43	3,36	26,23
2	11,2	19,4	0,14	0,58	64,03	28,31	8,0	33,45
3	16,3	13,72	0,16	0,12	59,23	27,84	10,2	114
4	19,04	9,5	0,19	0,23	63,16	28,29	10,02	41,3
5	22,71	18,31	0,17	0,49	63,33	27,74	13,36	37,4
6	24,9	13,85	0,2	0,13	64,2	27,89	12,45	106,5
7	31,62	8,67	0,21	0,3	59,87	29,1	15,1	28,9
8	26,32	23,45	0,18	0,91	65,36	28,7	14,62	25,8
9	28,4	19,21	0,23	0,57	64,29	27,4	12,35	33,7
10	29,87	28,63	0,22	1,34	63,83	28,05	13,58	21,4
11	36,42	23,17	0,26	0,89	64,02	27,97	14,0	26,03
12	39,07	19,42	0,28	0,58	60,73	29,54	13,95	33,48
13	34,8	32,86	0,24	1,68	57,9	28,78	14,5	19,56
14	38,1	28,57	0,27	1,33	62,87	27,97	14,1	21,48
15	44,8	23,18	0,28	0,89	59,74	29,45	16,0	26,05
16	48,74	22,8	0,3	0,86	61,83	28,64	16,25	26,5
17	56,09	18,62	0,32	0,52	65,73	27,13	17,53	35,81
18	62,3	13,47	0,33	0,11	62,87	28,05	18,9	122,5
19	44,8	33,75	0,26	1,76	63,16	29,12	17,23	19,18
20	48,72	27,92	0,28	1,28	62,49	29,47	17,4	21,81
21	59,47	17,09	0,29	0,39	61,92	28,97	20,5	43,82

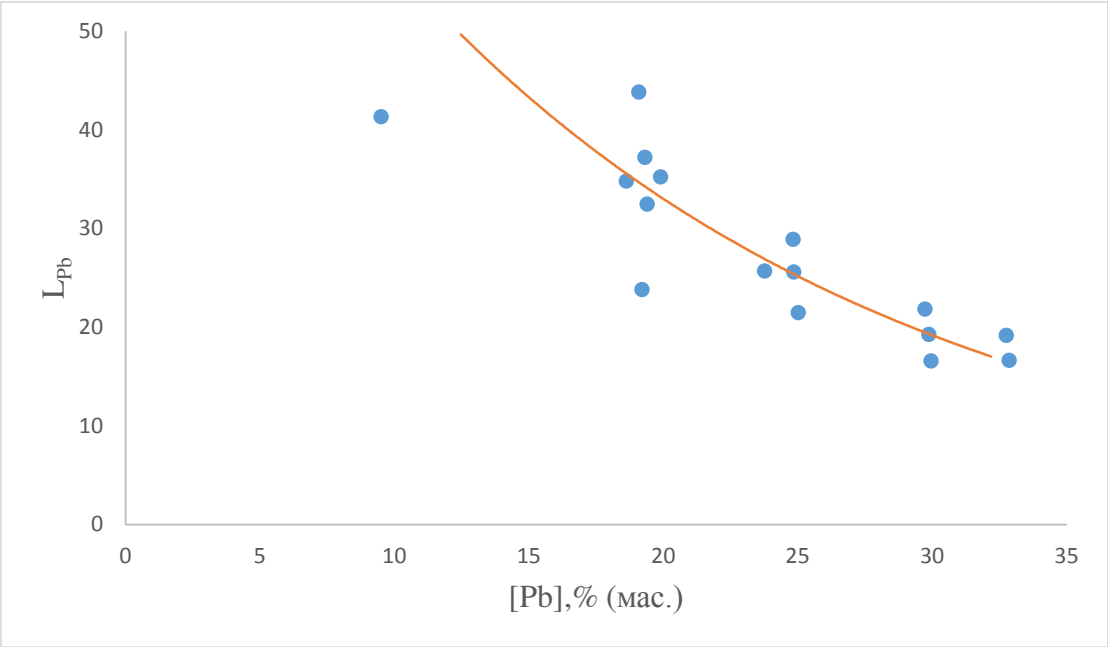
$$L_{Cu}/10 = 0.927 + 0.367[Cu],\ r=0.91; \quad (2.3.5)$$
$$L_{Pb} = 45.23 - 0.692[Pb],\ r=0.77; \quad (2.3.6)$$
$$L_{As} = 1.44 + 2.884[As],\ r=0.89; \quad (2.3.7)$$
$$L_{Sb} = 2.96 + 0.741\ [Sb],\ r=0.74, \quad (2.3.8)$$

мұндағы, r - жұптық корреляция коэффициенті.

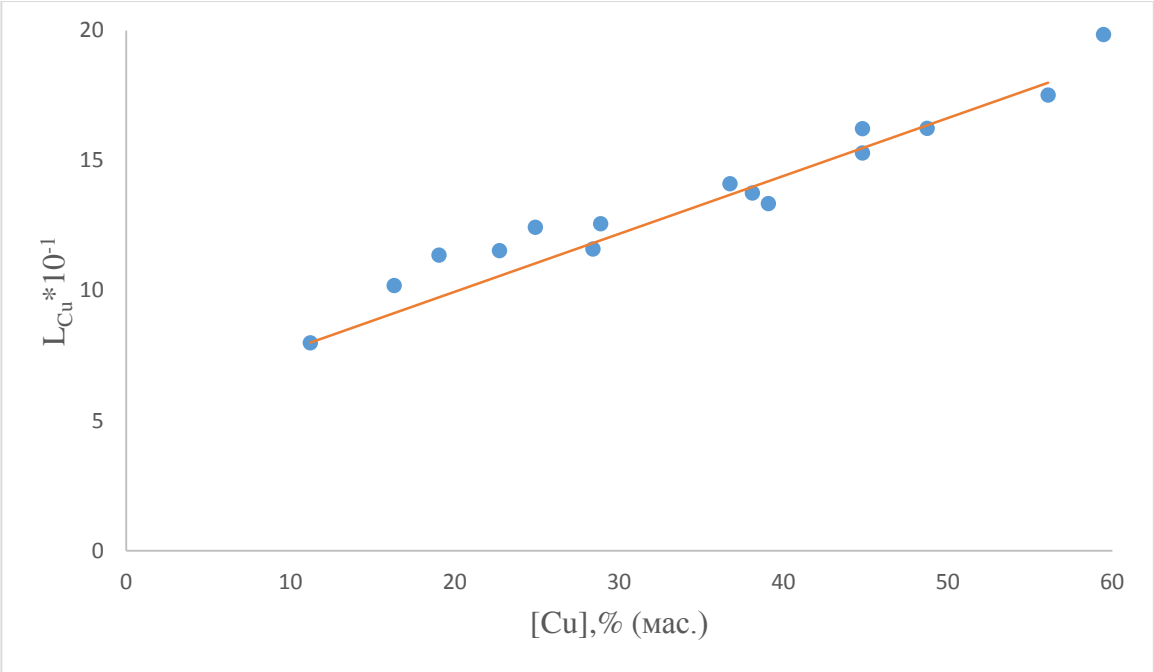
(2.3.6) және (2.3.8) теңдеулердің корреляция коэффициенттері де шамалар арасындағы берік байланысты көрсетеді. Осыған қарамастан олардың мәні (2.3.5) және (2.3.7) теңдеулердің корреляция коэффициенттерінен біршама төмен.

(2.3.6) теңдеуі Cu/Pb қатынасын ескерместен бүкіл массив үшін қорғасынның таралу коэффициентінің тәуелділігін сипаттайды. Сонымен бірге, шлакта еріген қорғасынның мөлшері осы қатынастың жоғарылауымен айтарлықтай азаятындығы анықталды. Cu/Pb қатынасын ескере отырып, дәлірек теңдеу құруға болар еді. (2.3.6) теңдеуінде алынған штейндегі қорғасын мәнінің алдындағы кері белгі 7 - суретте көрсетілген қисықтың бағытын растайды.

Қорғасынға арналған заңдылықтар оның шлакқа өтуінің күрделі механизмін растайды. Қарастырылып отырған жүйеде шлактағы қорғасынның еріген жоғалымы (2.1.4) және (2.1.5) реакцияларының жүруімен анықталады. Бұл жағдайда (2.1.5) реакцияның жүрісі қорғасынның штейн мен шлак арасында бөлінуіне айтарлықтай әсер етеді.



7 - сурет – Қорғасынның штейндегі құрамына сәйкес, олардың бөлініп таралу коэффициентіне тәуелдігі



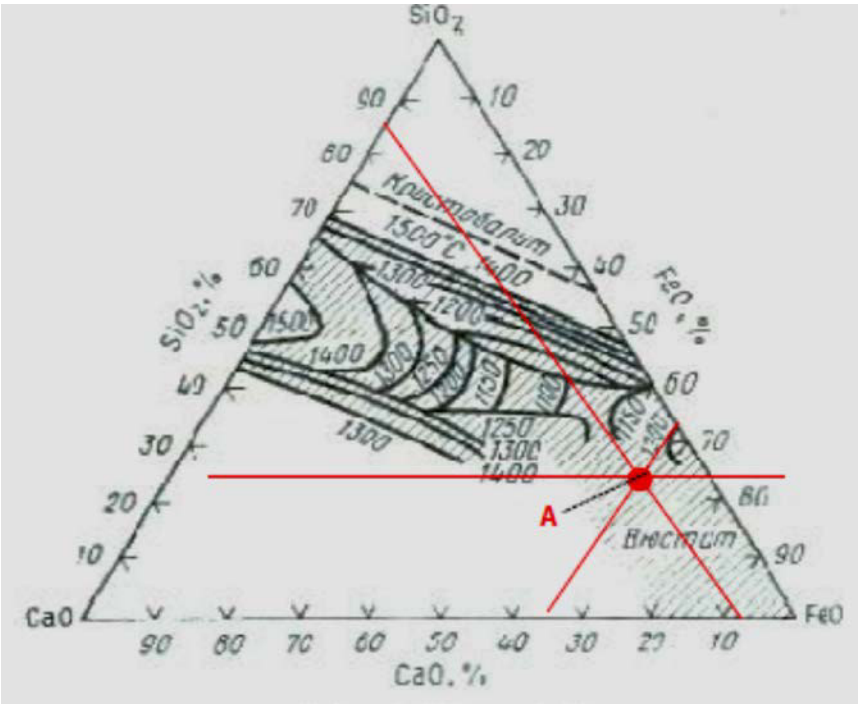
8 - сурет – Мыстың штейндегі құрамына сәйкес, олардың бөлініп таралу коэффициентіне тәуелдігі

2.4 Мыс пен қорғасынның минималды ерігіштігін қамтамасыз ететін шлактың оңтайлы құрамын таңдау

Шахталы пешіндегі тотықсыздандырғыш және отын ретінде пешке түсетін кокстың жануы кезінде пайда болатын газ тәрізді көміртегі оксиді (CO) болып табылады. Көміртек оксиді құрамында қорғасын оксиді бар кек бөлшектерімен реакцияға түсіп (жоғары температурада қорғасын сульфаты оның оксидіне дейін ыдырайды), оны металға айналдырады. Бұл жағдайда CO CO_2-ге дейін тотықтырылады, ол қатты көміртекпен әрекеттесіп, қорғасын мен басқа металдар оксидтерін тотықсыздандыруға қабілетті CO-ға дейін тотықсызданады.

Шлактың пайда болуы бос жыныстар: кварц, әктас және темір кендері компоненттерінің қосылуы мен балқуына негізделген. Бұл процесс қорғасын оксидінің негізгі бөлігі тотықсызданғаннан кейін 1000 ºС жоғары температурада жүреді. Балқыту үшін шлактың құрамын таңдау өте маңызды, оның балқу температурасы бүкіл процестің температурасын тұтастай анықтайды..

Шлактың оңтайлы құрамын таңдау FeO - SiO_2 - CaO оксидті жүйесінің диаграммасы негізінде жүзеге асырылады (9 - сурет).



9 - сурет – FeO – SiO_2 – CaO жүйесінің күй диаграммасы

Шлактың оңтайлы құрамы («А» нүктесі) келесі мазмұнға сәйкес келеді: FeO - 61,0%, SiO_2 - 26,0% және CaO - 13,0%. Шлактың балқу температурасы - 1200 ºС.

Балқу процесінде пайда болатын физико-химиялық түрлендірулерге сәйкес пешті (шартты түрде) үш аймаққа бөлуге болады: дайындық, тотықсыздану және балқу мен шлактану аймағы.

Дайындық аймағында төмен температураны (150 ºС-тан 500 ºС-қа дейін) қамтитын көлемде материалдар кептіріледі,ал ондағы ылғал буланып, пештен шыққан газдар салқындатылады.

Температурасы 500 ºС - 1000 ºС болатын тотықсыздану аймағында ылғалды кетіру және карбонаттар мен сульфаттардың ыдырауы аяқталады. Қорғасын оксиді тотықсызданады.

Балқу және шлактау температурасында 1000ºС - 1250ºС температура аймағында бұрын тотықсызданған қорғасын пештің донналық бөліміне түсіп, ондағы алтын мен күмісті ерітеді. Кремний диоксиді, кальций оксиді және темір оксиді жеңіл балқитын қоспалар түзіп, балқытылады және бос жыныстарды компоненттерінің қалған бөлігін ерітіп шлак түзеді.

Балқыманы араластырудың қажетті қуаты үрлеудің сағаттық шығыны 63 м3/тәулік шегінде пештің төменгі қатарында орналасқан стационарлық фурмалар арқылы қамтамасыз етіледі.

Бастапқы материалдардың балқуы және балқу камерасында балқуға қажетті температурасын (1250-1300°С) ұстап тұру кокс пен шихтаны бірге беру арқылы жүзеге асырылады. Кокс оттегінің артық коэффициентімен

толығымен жағылады α = 1,00-1,05 (жанғыш отын компоненттері мен үрленген оттегінің қатынасына сәйкес).

Шлак балқымасының ішіндегі ауа қоспасындағы кокстың жануынан қарқынды жылу бөлінуі және оны араластыру бастапқы қатты материалдардың шлак балқымасында балқуы мен еруінің жоғары жылдамдығын және сұйық шлак фазасының біртектілігін араластырылғыш ванна бойынша қамтамасыз етеді.

Бұл аймақтағы шлак балқымасының температурасы кокс шығынының өзгеруімен, қатты бастапқы материалдармен немесе жалпы оттегінің көлемінен тұрақты тұтыну барысында үрлеу кезіндегі оттегінің мөлшерімен реттелуі мүмкін.

3 Шахталық тотықсыздандырып балқыту процесін оңтайландыру бойынша ұсыныстар

Соңғы жылдары іс жүзінде бастапқы металдардан түсті металдардың мақсатты өнімге бөлінудің төмендеген тенденциясы байқалады. Бұл, әсіресе, қорғасын өндірісіндегі шахталық тотықсыздандырып балқыту жағдайында төмендеуі өткір сезіледі. Минералогиялық және химиялық құрамы бойынша күрделі полиметалл кендері мен концентраттарды өңдеуге барысында кәсіпорында қолданылатын қолданыстағы технологиялық схемалардың күрделенуіне әкелді. Құрамында мыс бар күрделі қорғасын шикізатын штейнге балқыту нәтижесі ең нашар технологиялық көрсеткіштермен сипатталады. Процесстің нәтижесінде мыс, мырыш, темір және қорғасын сульфидтерінің сұйық ерітіндісі болып табылатын күрделі көп компонентті полиметалды штейн алынады. Жоғарыда айтылғандай, бұл өз кезегінде конвертірлеу кезінде одан әрі өңдеу операцияларының қиындатылуына ықпал етеді. Алынған нәтижелер бойынша қорғасынның штейнмен жоғалуын азайту үшін келесі практикалық ұсыныстар жасалады:

- Шахталық балқыту жағдайында алынатын полиметалл штейндерінің металдануын төмендету үшін бастапқы шихта құрамын неғұрлым күкіртті ету керек.

Штейндердегі қорғасынның көп мөлшері пештің температурасын бақылаудың жеткіліксіздігімен байланысты. Жүргізілген бақылау өлшеулерінің нәтижелері пештегі температураның жоғары шектерде өзгеретінін және 1423-тен 1573 К-ға дейін болатындығын көрсетті. Мұндай жоғары температура штейн құрамындағы қорғасынның ерігіштігін едәуір арттырады.

- Балқу процесін жүргізудің оңтайлы температуралық режимі 1273-1373 К болуы керек;

Шихта құрамының өзгеруімен (әсіресе шихтадағы мышьяк пен сурьма мөлшерінің жоғарылауымен) процестің технологиялық параметрлері күрт нашарлайды, қосымша аралық фаза - шпейза түзілуіне байланысты.

Аралық фазасының пайда болуын болдырмау үшін құрамында мышьяк мен сурьма сияқты қоспалары аз концентраттарды өңдеу керек.

4 Металлургиялық есептеулер

4.1 Қорғасын агломератын шахталық балқытудың материалдық балансы

Балқытуға келесі құрамды агломерат келіп түседі, %: 33,8 Pb; 4,16 Zn; 1,08 Cu; 9,5 S; 15,1 Fe; 8,7 SiO_2; 6,6 CaO; және басқалары.

Есептеулер 100 кг агломератқа жүргізіледі. Агломерат құрамындағы оттегі мен басқалардың құрамын есептеу қажет. Балқу процесі кезінде өзінің формасын өзгертпейтін, яғни CaO, MgO, SiO_2, Al_2O_3 секілді тұрақты қосылыстармен байланысатын оттегі бойынша баланста ескерілмейді, себебі ол берілген компоненттердің балансында ескеріледі.

4.2 Агломераттың нақтылаушы есебі

Тәжірибе деректері бойынша, келесілерді қабылдаймыз:

– агломераттағы 2/3 күкірт сульфаттарда, ал 1/3 күкірт сульфидтерде кездеседі;

– сульфатты күкірт 50% мөлшерде кальциймен, ал 50% қорғасынмен байланысқан;

– сульфидті қорғасынның 60% мырышпен, ал 40% темірмен байланысқан;

– қалған қорғасын оксид түрінде болады;

– 50 % темір Fe_2O_3 түрінде, ал 50 % Fe_3O_4 түрінде болады;

– мырыш ZnO түрінде, мыс Cu_2O түрінде кездеседі.

Сонда агломераттағы темір сульфидімен байланысқан темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{FeS} = 0{,}4 \cdot G_{S}^{к-т} \cdot \frac{M_{Fe}}{3 \cdot M_S} = 0{,}4 \cdot 9{,}5 \cdot \frac{55{,}85}{3 \cdot 32{,}07} = 2{,}2 \text{ кг}$$

$$G_{Fe} = G_{Fe}^{к-т} - G_{Fe}^{FeS} = 15{,}1 - 2{,}21 = 12{,}9 \text{ кг}$$

Осыдан темірмен байланысқан оттегінің мөлшері келесіні құрайды:

$$G_{O}^{Fe3O4} = 0{,}5 \cdot G_{Fe}^{агл} \cdot 4 \cdot \frac{M_O}{3 \cdot M_{Fe}} = 0{,}5 \cdot 12{,}9 \cdot 4 \cdot \frac{16}{3 \cdot 55{,}85} = 2{,}5 \text{ кг}$$

$$G_{O}^{Fe2O3} = 0{,}5 \cdot G_{Fe}^{агл} \cdot 3 \cdot \frac{M_O}{2 \cdot M_{Fe}} = 0{,}5 \cdot 12{,}9 \cdot 3 \cdot \frac{16}{2 \cdot 55{,}85} = 2{,}8 \text{ кг}$$

Мырыш сульфидімен байланысқан мырыш мөлшері:

$$G_{Zn}^{ZnS} = 0{,}6 \cdot G_{S}^{к-т} \cdot \frac{M_{Zn}}{3 \cdot M_{S}} = 0{,}6 \cdot 9{,}5 \cdot \frac{65{,}39}{3 \cdot 32{,}07} = 3{,}9 \text{ кг}$$

$$G_{Zn} = G_{Zn}^{к-т} - G_{Zn}^{ZnS} = 4{,}16 - 3{,}9 = 0{,}3 \text{ кг}$$

Мырышпен әрекеттескен оттегінің мөлшері келесідей:

$$G_{O}^{ZnO} = G_{Zn}^{агл} \cdot \frac{M_O}{M_{Zn}} = 7{,}5 \cdot \frac{16}{65{,}4} = 1{,}8 \text{ кг}$$

$PbSO_4$, PbS, PbO құрамындағы қорғасын мөлшері мен осы қосылыстардағы Pb байланысқан оттегінің мөлшерін анықтаймыз:

$$G_{Pb}^{PbSO4} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot G_{S}^{агл} \cdot \frac{M_{Pb}}{3 \cdot M_{S}} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot 33{,}8 \cdot \frac{207{,}2}{3 \cdot 32} = 20{,}46 \text{ кг}$$

$$G_{Pb} = G_{Pb}^{к-т} - G_{Pb}^{PbSO4} = 33{,}8 - 20{,}46 = 13{,}34 \text{ кг}$$

$$G_{O}^{PbO} = G_{Pb} \cdot \frac{M_{O}}{M_{Pb}} = 13{,}34 \cdot \frac{16}{207{,}2} = 1{,}03 \text{ кг}$$

$$G_{O}^{PbSO4} = G_{Pb}^{PbSO4} \cdot 4 \cdot \frac{M_{O}}{M_{Pb}} = 13{,}34 \cdot 4 \cdot \frac{16}{207{,}2} = 6{,}32 \text{ кг}$$

Мыспен байланысқан оттегінің мөлшерін табамыз:

$$G_{O}^{Cu2O} = G_{Cu}^{агл} \cdot \frac{M_O}{2 \cdot M_{Cu}} = 1{,}08 \cdot \frac{16}{2 \cdot 63{,}5} = 0{,}14 \text{ кг}$$

$CaSO_4$ ($CaO{\cdot}SO_3$) құрамындағы оттегі мөлшері келесідей болып келеді:

$$G_{O}^{CaSO4} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot G_{S}^{агл} \cdot \frac{M_{O}}{3 \cdot M_{S}} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot 9{,}5 \cdot 3 \cdot \frac{16}{3 \cdot 32} = 4{,}74 \text{ кг}$$

Сульфаттар мен оксидтердегі жалпы оттегі:

$$G_{O}^{общ} = 0{,}07 + 2{,}46 + 2{,}77 + 1{,}03 + 6{,}32 + 4{,}74 + 0{,}14 = 17{,}53 \text{ кг}$$

Осылайша, агломераттағы басқалардың мөлшері 3,53 кг тең болады.

4.3 Балқытудың материалдық балансын есептеу үшін бастапқы мәліметтер

Тәжірибелердің деректеріне сүйене отырып, компоненттердің балқу өнімдердің арасында бөлініп таралу қағидасын береміз.

Қорғасын
Штейнде бөлінуі – 1 %.
Шлактағы мөлшері – 1 %.
Шаңға шығымы – 1 %.

Мырыш
Штейнде бөлінуі – 9 %.
Шлакқа бөлінуі – 84 %.
Шаңға шығымы – 3 %.
Қаралы металға бөлінуі – 4 %.

Мыс
Штейнде бөлінуі – 90 %.
Шлакқа бөлінуі – 5 %.
Шаңға шығымы – 1 %.
Қаралы металға бөлінуі – 5 %.

SiO_2, MgO, CaO, Al_2O_3, Fe
Шлакқа бөлінуі – 99 %.
Шаңға шығымы – 1 %.

Күкірт
Штейнде бөлінуі – 70 %.
Қаралы металға бөлінуі – 0,5 %.
Газға бөлінуі – 30 %.

Басқалар
Штейндегі мөлщері – 1 %.
Штейнге өтетін басқалардың мөлшерін шегерген кезде:
шлакқа бөлінуі – 98 %,
шаңға шығымы – 1 %,
қаралы металға бөлінуі – 1 %.

4.4 Шаңның мөлшері мен құрамын есептеу

Тотықтыруды ескермей шаңның құрамы мен мөлшерін есептейміз.

$$G_{Pb}^{шаң} = G_{Pb}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Pb}^{шаң}}{100} = 33{,}8 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}34 \text{ кг}$$

$$G_{Zn}^{шаң} = G_{Zn}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Zn}^{шаң}}{100} = 4{,}16 \cdot \frac{3}{100} = 0{,}12 \text{ кг}$$

$$G_{Cu}^{шаң} = G_{Cu}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Cu}^{шаң}}{100} = 1{,}08 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}01 \text{ кг}$$

$$G_{SiO2}^{шаң} = G_{SiO2}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{SiO2}^{шаң}}{100} = 8{,}7 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}09 \text{ кг}$$

$$G_{CaO}^{шаң} = G_{CaO}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{CaO}^{шаң}}{100} = 6{,}6 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}07 \text{ кг}$$

$$G_{Fe}^{шаң} = G_{Fe}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Fe}^{шаң}}{100} = 15{,}1 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}15 \text{ кг}$$

$$G_{O}^{шаң} = G_{O}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{O}^{шаң}}{100} = 17{,}53 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}18 \text{ кг}$$

Тотықтыру ескерілмегендегі шаңның құрамы мен мөлшері 4 -кестеде келтірілген.

4 - кесте - Тотықтыру ескерілмегендегі шаңның құрамы мен мөлшері

Компонент	Мөлшері, кг	Құрамы, %
Pb	0,34	35,47
Zn	0,12	13,10
Cu	0,01	1,13
SiO_2	0,09	9,13
CaO	0,07	6,93
Fe	0,15	9,03
O	0,18	18,40
Барлығы	0,95	100,00

Тотықтыруды ескере отырып, шаңның құрамы мен мөлшерін анықтаймыз.

$$G_{PbO}^{шаң} = G_{Pb}^{шаң} \cdot \frac{M_{PbO}}{M_{Pb}} = 0{,}34 \cdot \frac{223{,}2}{207{,}2} = 0{,}36 \text{ кг}$$

$$G_{ZnO}^{шаң} = G_{Zn}^{шаң} \cdot \frac{M_{ZnO}}{M_{Zn}} = 0{,}12 \cdot \frac{81{,}4}{65{,}4} = 0{,}16 \text{ кг}$$

$$G_{Cu2O}^{шаң} = G_{Cu}^{шаң} \cdot \frac{M_{Cu2O}}{2 \cdot M_{Cu}} = 0{,}01 \cdot \frac{143}{2} \cdot 63{,}5 = 0{,}01 \text{ кг}$$

$$G_{Fe2O3}^{шаң} = G_{Fe}^{шаң} \cdot \frac{M_{Fe2O3}}{2 \cdot M_{Fe}} = 0{,}15 \cdot \frac{159{,}7}{2 \cdot 55{,}85} = 0{,}22 \text{ кг}$$

Тотықтыруды ескеріле отырып, шаңның құрамы мен мөлшері 5 - кестеде келтірілген.

5 - кесте -Тотықтыру ескергендегі шаңның құрамы мен мөлшері

Компонент	Количество, кг	Содержание, %
PbO	0,36	40,43
ZnO	0,16	17,25
Cu_2O	0,01	1,35
SiO_2	0,09	9,66
CaO	0,07	7,33
Fe_2O_3	0,22	23,97
Итого	0,90	100,00

Қорғасын зауыттарының тәжірибелік мәліметтері бойынша шахталық балқыту кезінде газдардың механикалық шығуы өңделетін агломерат массасының 1-2 %-ын құрайды. Біздің жағдайда газдың механикалық шығуы 1,57 %-ға тең.

4.5 Штейннің мөлшері мен құрамын есептеу

Балқыту кезіндегі десульфуризация дәрежесі мен штейндегі күкірттің мөлшері бойынша штейннің мөлшері мен құрамын есептейміз.

Балқыту кезіндегі десульфуризация дәрежесі келесіге тең:

$$D_S = 80\ \%$$

Күкірттің штейнге шығымы:

$$\varepsilon_S^{шт} = 100 - D_S - \varepsilon_S^{сч} = 100 - 80 - 0{,}5 = 19{,}5\ \%$$

Штейнге өтетін күкірттің мөлшері:

$$G_S^{шт} = G_S^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_S^{шт}}{100} = 9{,}5 \cdot \frac{19{,}5}{100} = 1{,}85 \text{ кг}$$

Штейндегі күкірттің мөлшерін 20 %-ға тең деп алып, штейннің мөлшерін анықтаймыз:

$$G_{шт} = G_S^{шт} \cdot \frac{100}{C_S^{шт}} = 1{,}85 \cdot \frac{100}{20} = 9 \text{ кг}$$

Штейндегі қорғасынның мөлшері мен құрамын табамыз:

$$G_{Pb}^{шт} = G_{Pb}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Pb}^{шт}}{100} = 33{,}8 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}34 \text{ кг}$$

$$C_{Pb}^{шт} = G_{Pb}^{шт} \cdot \frac{100}{G_{шт}} = 0{,}34 \cdot \frac{100}{9} = 3{,}65 \text{ \%}$$

Осыған ұқсас әдіспен штейнге өтетін қалған компоненттердің құрамын есептеймік.

$$G_{Zn}^{шт} = G_{Zn}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Zn}^{шт}}{100} = 4{,}16 \cdot \frac{9}{100} = 0{,}37 \text{ кг}$$

$$C_{Zn}^{шт} = G_{Zn}^{шт} \cdot \frac{100}{G_{шт}} = 0{,}37 \cdot \frac{100}{9} = 4{,}04 \text{ \%}$$

$$G_{Cu}^{шт} = G_{Cu}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Cu}^{шт}}{100} = 1{,}08 \cdot \frac{90}{100} = 0{,}97 \text{ кг}$$

$$C_{Cu}^{шт} = G_{Cu}^{шт} \cdot \frac{100}{G_{шт}} = 0{,}97 \cdot \frac{100}{9} = 10{,}49 \text{ \%}$$

$$G_{проч}^{шт} = G_{шт} \cdot \frac{C_{проч}^{шт}}{100} = 9 \cdot \frac{1}{100} = 0{,}09 \text{ кг}$$

Темірдің құрамын айырмасы арқылы анықтаймыз.

$$G_{Fe}^{шт} = 100 - C_{проч}^{шт} - C_{Pb}^{шт} - C_{Zn}^{шт} - C_{Cu}^{шт} - C_{проч}^{шт}$$
$$= 100 - 20 - 3{,}65 - 4{,}04 - 10{,}49 - 1 = 60{,}81 \text{ \%}$$

$$G_{Fe}^{шт} = G_{шт} \cdot \frac{C_{Fe}^{шт}}{100} = 9 \cdot \frac{60{,}81}{100} = 5{,}63 \text{ кг}$$

Штейннің құрамы мен мөлшері 6 -кестеде келтірілген.

6 - кесте - Штейннің құрамы мен мөлшері

Компонент	Мөлшері, кг	Құрамы, %
Pb	0,34	3,65
Zn	0,37	4,04
Cu	0,97	10,49
Fe	5,63	60,81
S	1,85	20,00
Басқалары	0,09	1,00
Барлығы	9,00	100,00

4.6 Шлактың мөлшері мен құрамын есептеу

Балқыту кезіндегі шлактың құрамы мен мөлшерін анықтаймыз. Компоненттер бойынша шлакты есептеуді агломераттағы шлактүзушілер мен кокстың күлінің мөлшеріне сүйене отырып жүргіземіз.

Тәжірибе деректеріне сүйене отырып, балқыту кезіндегі ылғалды кокстың шығыны өңделетін агломерат мөлшерінен 14 %-ды құрайды деп есептейміз. Кокстың ылғалдылығы 4 %-ды, күлділігі 15 %-ды құрайды.

Осылайша, ылғалды кокстың шығыны 14 кг құрайды, ал құрғақ кокс – 14 · 0,96 = 13,44 кг болады.

Балқытуға кокспен бірге 13,44 · 0,85 = 11,42 кг көміртегі түседі.

Кокстан шлакқа 13,44 · 0,15 = 2,02 кг мөлшерде күл өтеді.

Кокстың күлі келесі құрамға ие, %: SiO_2 – 48, Al_2O_3 – 37, Fe_2O_3 – 12, CaO – 2, басқалары – 1.

Күлге өтеді:

SiO_2 – 2,02 · 0,48 = 0,97 кг;

Al_2O_3 – 2,02 · 0,37 = 0,75 кг ;

Fe_2O_3 – 2,02 · 0,12 = 0,24 кг,

оның ішінде: Fe – 0,24 · 2 · 55,85 / 159,7 = 0,17 кг;

O – 0,24 – 0,17 =0,07 кг;

CaO – 2,02 · 0,02 = 0,04 кг;

басқалары – 2,02 · 0,01 = 0,02 кг.

7 - кесте – Табиғи газдың құрамы

Атауы	Газ,%	Газ,кг
CH4	96	5,76
Басқалары	4	0,24
Барлығы	100	6

$$G_C^{CH4} = G_{CH4} \cdot \frac{M_C}{M_{CH4}} = 5{,}76 \cdot \frac{12}{16} = 4{,}32 \text{ кг}$$

$$G_H^{CH4} = G_{CH4} - G_C^{CH4} = 5{,}76 - 4{,}32 = 1{,}44 \text{ кг}$$

Табиғи газдың көміртегісін есептеу

$$G_C^{CO2} = \frac{2}{3} \cdot G_{CH4} = \frac{2}{3} \cdot 4{,}32 = 2{,}88 \text{ кг}$$

$$G_C^{CO2} = \frac{1}{3} \cdot G_{CH4} = \frac{1}{3} \cdot 4{,}32 = 1{,}44 \text{ кг}$$

Табиғи газ жанған кезде түзілетін газдардың мөлшерін анықтаймыз

$$G_{CO2}^{CH4} = G_C^{CO2} \cdot \frac{M_{CO2}}{M_C} = 2{,}88 \cdot \frac{44}{12} = 10{,}56 \text{ кг}$$

$$G_O^{CO2} = G_{CO2}^{газ} - G_C^{CO2} = 10{,}56 - 2{,}88 = 7{,}68 \text{ кг}$$

$$G_O^{газ} = G_C^{CO} \cdot \frac{M_{CO}}{M_C} = 1{,}44 \cdot \frac{28}{12} = 3{,}36 \text{ кг}$$

$$G_O^{CO} = G_{CO}^{газ} - G_C^{CO} = 3{,}36 - 1{,}44 = 1{,}92 \text{ кг}$$

$$G_{H2O}^{газ} = G_H^{CH4} \cdot \frac{2 \cdot M_O}{M_H} = 1{,}44 \cdot 2 \cdot \frac{16}{14} = 11{,}52 \text{ кг}$$

Шлакқа өтетін SiO_2-нің жалпы мөлшері:

$$G_{SiO2}^{шл} = G_{SiO2}^{агл} + G_{SiO2}^{кокс} - G_{SiO2}^{шаң} = 8{,}7 + 0{,}97 - 0{,}09 = 9{,}58 \text{ кг}$$

Осыған сәйкес, шлакқа өтетін қалған компоненттердің мөлшерін есептейміз.

$$G_{Fe}^{шл} = G_{Fe}^{агл} + G_{Fe}^{кокс} - G_{Fe}^{шт} - G_{Fe}^{шаң} = 15{,}1 + 0{,}17 - 5{,}63 - 0{,}15 = 9{,}49 \text{ кг}$$

$$G_{FeO}^{шл} = G_{Fe}^{шл} \cdot \frac{M_{FeO}}{M_{Fe}} = 11{,}07 \cdot \frac{71{,}85}{55{,}85} = 12{,}20\ \%$$

$$G_{CaO}^{шл} = G_{CaO}^{агл} + G_{CaO}^{кокс} - G_{CaO}^{шаң} = 6{,}6 + 0{,}04 - 0{,}07 = 6{,}57 \text{ кг}$$

$$G_{Al2O3}^{шл} = 0{,}75 \text{ кг}$$

$$G_{Cu}^{шл} = G_{Cu}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Cu}^{шл}}{100} = 1{,}08 \cdot \frac{5}{100} = 0{,}05 \text{ кг}$$

$$G_{Cu2O}^{шл} = G_{Cu}^{шл} \cdot \frac{M_{Cu2O}}{2 \cdot M_{Cu}} = 0{,}05 \cdot \frac{143}{2 \cdot 63{,}5} = 0{,}06 \text{ кг}$$

$$G_{Zn}^{шл} = G_{Zn}^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_{Zn}^{шл}}{100} = 4{,}16 \cdot \frac{84}{100} = 3{,}49 \text{ кг}$$

$$G_{ZnO}^{шл} = G_{Zn}^{шл} \cdot \frac{M_{ZnO}}{M_{Zn}} = 3{,}49 \cdot \frac{81{,}4}{65{,}4} = 4{,}35 \text{ кг}$$

$$G_{басқ}^{шл} = (G_{басқ}^{агл} - G_{басқ}^{шт}) \cdot \frac{\varepsilon_{басқ}^{шл}}{100} + G_{басқ}^{кокс} = (3{,}53 - 0{,}09) \cdot \frac{98}{100} + 0{,}02 = 3{,}39 \text{ кг}$$

Қорғасынды есептемегенде шлактың жалпы мөлшері:

9,58 + 12,20 + 6,57 + 0,75 + 0,06 + 4,35 + 3,39 = 36,90 кг.

Шлактағы қорғасын мөлшерін 1,5 % тең деп қабылдаймыз, сонда PbO құрамы келесіні құрайды:

$$C_{PbO}^{шл} = C_{PbO}^{шл} \cdot \frac{M_{PbO}}{M_{Pb}} = 1 \cdot \frac{223{,}2}{207{,}2} = 1{,}08\ \%$$

Шлактағы PbO мөлшері: 36,90 · 1,08 / (100 – 1,08) = 0,40 кг.

Сонда шлактағы жалпы мөлшері 36,90 + 1,08 = 37,31 кг.

Шлакты есептеу нәтижелерін 8 және 9 кестелерге келтіреміз.

8 - кесте - Шлактың химиялық құрамы және мөлшері

Компонент	Мөлшері, кг	Құрамы, %
Pb	0,37	1,00
SiO_2	9,58	25,68
CaO	6,57	17,62
Cu	0,05	0,14
Zn	3,49	9,37
Fe	9,49	25,43
O	4,35	11,67
Басқалары	3,39	9,09
Барлығы	37,31	100,00

9 - кесте - Шлактың заттық құрамы мен мөлшері

Компонент	Мөлшері, кг	Құрамы, %
PbO	0,40	1,08
SiO_2	9,58	25,68
CaO	6,57	17,62
Al_2O_3	0,75	2,00
Cu_2O	0,06	0,16
ZnO	4,35	11,66
FeO	12,20	32,71
Басқалары	3,39	9,09
Барлығы	37,31	100,00

4.7 Қаралы қорғасынның құрамы мен мөлшерін есептеу

Қаралы металдағы қорғасын мөлшері:

$$G_{Pb} = G_{Pb}^{агл} - G_{Pb}^{шаң} - G_{Pb}^{шт} - G_{Pb}^{шл} = 33{,}8 - 0{,}34 - 0{,}34 - 0{,}37 = 32{,}75 \text{ кг}$$

Сәйкесінше, қаралы металға өтетін басқа компоненттердің құрамын осылай анықтаймыз.

$$G_{Zn} = G_{Zn}^{агл} - G_{Zn}^{шаң} - G_{Zn}^{шт} - G_{Zn}^{шл} = 4{,}16 - 0{,}12 - 0{,}37 - 3{,}49 = 0{,}17 \text{ кг}$$

$$G_{Cu} = G_{Cu}^{агл} - G_{Cu}^{шаң} - G_{Cu}^{шт} - G_{Cu}^{шл} = 1{,}08 - 0{,}02 - 0{,}97 - 0{,}05 = 0{,}04 \text{ кг}$$

$$G_S = G_S^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_S^{сч}}{100} = 9{,}5 \cdot \frac{0{,}5}{100} = 0{,}05 \text{ кг}$$

$$G_{басқ} = (G_{проч}^{агл} - G_{проч}^{шт}) \cdot \frac{\varepsilon_{проч}^{сч}}{100} = (3{,}53 - 0{,}09) \cdot \frac{1}{100} = 0{,}03 \text{ кг}$$

Қаралы металдың құрамы мен мөлшері 10 кестеде келтірілген.

10 - кесте - Қаралы қорғасынның мөлшері мен құрамы

Компонент	Мөлшері, кг	құрамы, %
Pb	32,75	99,22
Zn	0,17	0,50
Cu	0,04	0,13
S	0,05	0,14
Барлығы	33,01	100,00

4.8 Кокстың жануы үшін үрлеудің мөлшері мен шығатын газдардың құрамын есептеу

Газдарға өтетін күкірт мөлшерін анықтаймыз

$$G_S^{газ} = G_S^{агл} \cdot \frac{\varepsilon_S^{газ}}{100} = 9{,}5 \cdot \frac{30}{100} = 2{,}85 \text{ кг}$$

Шығатын газдарда күкірт SO_2 түрінде болады деп қабылдаймыз. Сонда, газдардағы SO_2 мөлшері:

$$G_{SO2}^{газ} = G_S^{газ} \cdot \frac{M_{SO2}}{M_S} = 2{,}85 \cdot \frac{64}{32} = 5{,}69 \text{ кг}$$

$$V_{SO2}^{газ} = G_{SO2}^{газ} \cdot \frac{22{,}4}{M_{SO2}} = 5{,}69 \cdot \frac{22{,}4}{64} = 1{,}99 \text{ м}^3$$

SO_2 түзілу үшін қажетті оттегі мөлшері:

$$G_O^{SO2} = G_{SO2}^{газ} - G_S^{SO2} = 5{,}69 - 2{,}85 = 2{,}84 \text{ кг}$$

Шахталық балқыту процесіндегі коксты жағу пештің газдарындағы CO_2:CO қатынасымен анықталатын пештегі тотықсыздандырғыш атмосфераның пайда болуымен ескеріліп жүреді. Біздің жағдайда CO_2:CO қатынасын 2:1 тең деп аламыз, яғни пештегі кокстың 2/3 көміртегісі CO_2-ге дейін, ал 1/3-і CO-ға дейін жанады.

$$G_O^{CO2} = \frac{2}{3} \cdot G_C^{кокс} = \frac{2}{3} \cdot 11{,}42 = 7{,}62 \text{ кг}$$

$$G_O^{CO} = \frac{1}{3} \cdot G_C^{кокс} = \frac{1}{3} \cdot 11{,}42 = 3{,}81 \text{ кг}$$

Кокстың жануы кезінде түзілетін газдардың мөлшерін және оның жануына қажетті оттегі мөлшерін анықтаймыз:

$$G_{CO2}^{газ} = G_C^{CO2} \cdot \frac{M_{CO2}}{M_C} = 7{,}62 \cdot \frac{44}{12} = 27{,}93 \text{ кг}$$

$$G_O^{CO2} = G_{CO2}^{газ} - G_C^{CO2} = 27{,}93 - 7{,}62 = 20{,}31 \text{ кг}$$

$$G_{CO}^{газ} = G_C^{CO} \cdot \frac{M_{CO}}{M_C} = 3{,}81 \cdot \frac{28}{12} = 8{,}89 \text{ кг}$$

$$G_O^{CO} = G_{CO}^{газ} - G_C^{CO} = 8{,}89 - 3{,}81 = 5{,}08 \text{ кг}$$

Газдардағы жалпы оттегі CO, CO_2 және SO_2 формада болады: 5,08 + 20,31 + 2,84 = 28,23 кг.

Үрлеумен бірге беруге қажетті оттегінің мөлшерін табамыз:

$$G_O^{а} = G_O^{CO} + G_O^{CO2} + G_O^{SO2} + G_O^{шл} + G_O^{пыль} - G_O^{агл} - G_O^{кокс}$$
$$= 7 + 27{,}99 + 2{,}84 + 4{,}35 + 0{,}18 - 17{,}53 - 0{,}07 = 24{,}76 \text{ кг}$$

$$V_{O2}^{а} = G_O^{в} \cdot \frac{22{,}4}{2 \cdot M_{O2}} = 24{,}76 \cdot \frac{22{,}4}{32} = 17{,}33 \text{ м}^3$$

Үрлеу ретінде құрамында 21 % (көл.) оттегісі бар ауа қолданылады. Үрлеудің жалпы көлемін есептейміз.

$$V_а = V_{O2}^{а} \cdot \frac{100}{C_{O2}^{в}} = 17{,}33 \cdot \frac{100}{21} = 82{,}53 \text{ м}^3$$

Үрлеудегі азот мөлшері:

$$V_{N2}^{а} = V_а - V_{O2}^{а} = 82{,}53 - 17{,}33 = 65{,}2 \text{ м}^3$$

$$G_{N2}^{а} = G_{N2}^{а} \cdot \frac{2 \cdot M_{N2}}{22{,}4} = 65{,}20 \cdot \frac{28}{22{,}4} = 81{,}5 \text{ кг}$$

Үрлеу массасы келесіні құрайды:

$$G_д = G_{O2}^{д} + G_{N2}^{д} = 24{,}76 + 81{,}5 = 106{,}26 \text{ кг}$$

Жүргізілген есептеулерге сүйене отырып шығатын газдардың мөлшері мен құрамының кестесін (11) құрайық.

11 - кесте - Шығатын газдардың мөлшері мен құрамы

Компонент	Мөлшері, кг	Құрамы, % масса бойынша	Мөлшері, м^3	Құрамы, % көлем бойынша
SO_2	5,69	3,81	1,99	1,79
N_2	81,50	54,53	65,20	58,78
CO_2	38,49	25,75	19,59	17,66
CO	12,25	8,19	9,80	8,83
H_2O	11,52	7,71	14,34	12,93
Всего	149,44	100	110,91	100

Жүргізілген есептеулерге сүйене отырып, қорғасын агломератын шахталық балқыту процесінің бастапқы материалдық балансын 12 кестеге құрамыз.

12 - кесте - Қорғасын агломератын шахталық балқыту процесінің бастапқы материалдық балансы

Материал	Pb	Cu	Zn	Fe	S	O	C	SiO_2	CaO	N_2	Басқалары	Барлығы
	Тиелді											
Алгомерат	33,8	1,08	4,16	15,1	9,5	17,53		8,7	6,6		3,53	100
Кокс				0,17			11,42	0,97	0,04		1,21	13,81
Табиғи газ							4,32				0,24	4,56
Ауа						24,76				81,50		106,26
Барлығы	33,8	1,08	4,16	15,27	9,5	42,29	15,74	9,67	6,64	81,50	4,98	157
	Алынды											
Штейн	0,34	0,97	0,37	5,63	1,85						0,09	9
Шлак	0,37	0,05	3,49	9,49		4,35		9,58	6,57		3,39	37,31
Қаралы қорғасын	32,75	0,04	0,17		0,05							33,01
Шаң	0,34	0,01	0,12	0,15		0,18		0,09	0,07			0,95
Шығатын газдар					7,60	37,83	15,74			81,50	1,41	144,08
Барлығы	33,80	1,08	4,16	15,27	9,50	42	15,74	9,67	6,64	81,50	4,89	157

5 Қорғасын агломератын шахталық балқытудың жылулық балансы

Қорғасын агломератын шахталық балқытудың жылулық балансы процестің материалдық балансына сүйене отырып есептеледі.

Шахталық балқытудың жылулық балансын есептеу үшін келесілерді қабылдаймыз:

– агломераттың температурасы $t_{агл}$ = 20 ºС;
– агломераттың жылусыйымдылығы $C_{агл}$=0,12 ккал/(кг·ºС);
– кокстың температурасы $t_{кокс}$ = 20 ºС;
– кокстың жылусыйымдылығы $C_{кокс}$ = 0,2 ккал/(кг·ºС);
– ауа температурасы $t_{в}$ = 20 ºС;
– ауаның жылусыйымдылығы $C_{в}$ = 0,31 ккал/(м^3·ºС)
– қаралы қорғасынның температурасы $t_{кк}$ = 800 ºС;
– қаралы қорғасынның жылусыйымдылығы $C_{кк}$ = 0,033 ккал/(кг·ºС);
– шлактың температурасы $t_{шл}$ = 1250 ºС;
– шлактың жылусыйымдылығы $C_{шл}$ = 0,3 ккал/(кг·ºС);
– штейннің температурасы $t_{шт}$ = 1200 ºС;
– штейннің жылусыйымдылығы $C_{шт}$ = 0,2 ккал/(кг·ºС);
– шаңның температурасы $t_{шаң}$ = 300 ºС;
– шаңның жылусыйымдылығы $C_{шаң}$ =0,12 ккал/(кг·ºС);
– шығатын газдардың температурасы $t_{газ}$ = 300 ºС;
– SO_2 жылусыйымдылығы $C_{SO_2} = 0{,}57$ ккал/(м$^3 \cdot$ºС);
– N_2 жылусыйымдылығы $C_{N_2} = 0{,}338$ ккал/(м$^3 \cdot$ºС);
– CO_2 жылусыйымдылығы $C_{CO_2} = 0{,}562$ ккал/(м$^3 \cdot$ºС);
– CO жылусыйымдылығы $C_{CO} = 0{,}345$ ккал/(м$^3 \cdot$ºС);
– судың (бу) жылусыйымдылығы $C^{п}_{H_2O} = 0{,}428$ ккал/(м$^3 \cdot$ºС);
– судың (сұйық) жылусыйымдылығы $C^{ж}_{H_2O} = 1$ ккал/(кг $\cdot$ºС);
– 100 ºС кезіндегі судың булану жылулығы $\lambda_{H_2O} = 539$ ккал/кг;
– Δt = 30 ºС кезінде кессондарды суытуға кететін судың шығыны шихтаның 3 м^3/т.

5.1 Кіріс жылуы

Шахталық балқыту кезіндегі кіріс жылуы бастапқы заттардың физикалық жылуы мен электротермиялық реакцияның жылуынан тұрады.

Жылулық балансын есептеу кезінде физикалық-химиялық және жылулық процестердің жүру тәртібін қатаң ұстанса, онда реакциялар жүретін температураға дейін бастапқы материалды қыздыруға кететін жылуды табу және осы температуралардағы реакциялардыг жылулық эффектілерін есептеу қажет. Одан кейін өнімдер түзілетін температурадан балқыту температурасына дейінгі қажет қыздыруға кететін жылуды есептеу керек.

Біз шахталық пештердегі реакцияның стандартты энтальпиясының мәні қолданылатын жылулық эффектілерін есептеудің басқа ретін ұсынамыз. Бұл жағдайда бастапқы заттар мен реакция өнімдерінің физикалық жылуы біршама стандартты температурада, яғни 25 ℃-да есептелуі керек. Мұндай әдіс Гесс заңына қайшы келмейді, ал есептеу оңай және түсінікті болады. Олай болса, жалпы түрде, і материалдың ($Q_i^{ф}$) физикалық түрде келесі формула бойынша есептеледі:

$$Q_i^{ф} = G_i \cdot C_i \cdot (t_i - 25)$$

мұндағы G_i – і материалының массасы, кг;

t_i - і материалының температурасы, ^oC;

C_i - і материалының жылусыйымдылығы, ккал/(кг·^oC).

Агломераттың физикалық жылуын ($Q_{агл}^{ф}$) табамыз:

$$Q_{агл}^{ф} = G_{агл} \cdot C_{агл} \cdot (t_{агл} - 25) = 100 \cdot 0{,}12 \cdot (20 - 25) = -60 \text{ ккал} = -248{,}04 \text{ кДж}$$

Осы шаманың теріс мәні материалдың балқуына түсетін қыздыру жылуды қажет ететінін көрсетеді.

Кокстың физикалық жылуы ($Q_{кокс}^{ф}$):

$$Q_{кокс}^{ф} = G_{кокс} \cdot C_{кокс} \cdot (t_{кокс} - 25) = 14 \cdot 0{,}2 \cdot (20 - 25) = -14 \text{ ккал} = -57{,}88 \text{ кДж}$$

Ауаның физикалық жылуы ($Q_а^{ф}$):

$$Q_а^{ф} = G_в \cdot C_в \cdot (t_в - 25) = 50{,}53 \cdot 0{,}31 \cdot (20 - 25) = -127{,}92 \text{ ккал} = -528{,}82 \text{ кДж}$$

Барлық кіріс физикалық жылу ($Q_{агл}^{ф}$):

$$Q_{агл}^{ф} = Q_{агл}^{ф} + Q_{кокс}^{ф} + Q_в^{ф} = -60 - 14 - 127{,}92 = -201{,}92 \text{ ккал} = -834{,}73 \text{ кДж}$$

Шахталық балқыту процесі кезінде CO мен CO_2 кокс көміртегінің үрлеу оттегісімен тотықтануы мен агломераттың оксидтерінің тотықсыздану реакциясы есебінен түзіледі. Үрлеу оттегісімен көміртегінің тотықтығуынан алынатын жылуды C мен O_2 әрекеттесуінің белгілі реакцияларын қолданумен есептелуі мүмкін.

Оксидтердің көміртегімен тотықсыздануының жылулық эффектісін есептеу үшін келесі сұлбаны қабылдаймыз. Ең алдымен PbO Pb мен O_2 дейін (қаралы металдағы Pb мөлшерімен сәйкес), Fe_3O_4 мен Fe_2O_3 FeO (шлактағы темірді FeO түрінде қабылдаймыз) мен O_2 дейін ыдырайды. Түзілетін оттегі мен үрлеудің оттегісі кокстың көміртегісін CO мен CO_2 дейін тотықтырады.

Сонда, жылулық балансының кіріс бөлігінде көміртегінің оттегімен әрекеттесуінің белгілі реакциялары бойынша барлық көміртегінің тотықтырудан келетін жылу есептеледі, ал шығыс бөлігінде қорғасын оксидін Pb мен O_2 және темір оксидтерін FeO мен O_2 ыдыратуға жұмсалатын жылуды ескерген жөн.

Кокс көміртегісін тотықтыру реакциясының жылуы (Q_1 мен Q_2):

$$C + O_2 = CO_2 + 94{,}052 \text{ ккал/моль};$$

$$Q_1 = 94052 \cdot \frac{G_{CO2}^{\text{газ}}}{\text{М}_{CO2}} = 94052 \cdot \frac{38{,}49}{44} = 82264{,}15 \text{ ккал} = 340080 \text{ кДж}$$

$$C + 0{,}5O_2 = CO_2 + 26{,}416 \text{ ккал/моль};$$

$$Q_2 = 26416 \cdot \frac{G_{CO}^{\text{газ}}}{\text{М}_{CO}} = 26416 \cdot \frac{12{,}25}{28} = 11552{,}60 \text{ ккал} = 47758{,}44 \text{ кДж}$$

Балқыту кезіндегі SO_2 түзілуі агломерат сульфидтерінің тотығу кезінде немесе сульфаттардың ыдырауы кезінде жүреді. Күкүрттің және оның қосылысының қайта құрылуымен байланысты жылулық эффектілерін ескермейміз, себебі агломераттағы күкірттің мөлшері аз және сульфидті формада оның аз мөлшері ғана бар.

Сондай-ақ, шлак түзілу реакцияларының жылулық эффектілерін де ескермейміз, себебі, олар негізінен агломерация процесінде жүреді.

Келген жылудың жалпы мөлшері келесіні құрайды ($Q_{\text{кел}}$):

$$Q_{\text{кел}} = Q_1 + Q_2 + Q_{\text{ф}}^{\text{кел}} = 82264{,}15 + 11552{,}60 - 201{,}92 = 93614{,}83 \text{ ккал} = 387003{,}7 \text{ кДж}$$

5.2 Жылудың шығыны

5.2.1 Балқыту өнімдерінің физикалық жылуы

Қорғасынды қыздыруға кететін жылу ($Q_{Me}^{ф}$):

$$Q_{Me}^{ф} = G_{Me} \cdot C_{Me} \cdot (t_{Me} - 25) = 33{,}01 \cdot 0{,}033 \cdot (800 - 25) = 844{,}18 \text{ ккал} = 3489{,}84 \text{ кДж}$$

Штейнді қыздыруға кететін жылу ($Q_{шт}^{ф}$):

$$Q_{шт}^{ф} = G_{шт} \cdot C_{шт} \cdot (t_{шт} - 25) = 9 \cdot 0{,}2 \cdot (1200 - 25) = 2176{,}69 \text{ ккал} = 8998{,}43 \text{ кДж}$$

Шаңды қыздыруға кететін жылу ($Q_{шаң}^{ф}$):

$$Q_{шаң}^{ф} = G_{шаң} \cdot C_{шаң} \cdot (t_{шаң} - 25) = 0{,}95 \cdot 0{,}12 \cdot (300 - 25) = 31{,}45 \text{ ккал} = 129{,}99 \text{ кДж}$$

Шлакты қыздыруға кететін жылу ($Q_{шл}^{ф}$):

$$Q_{шл}^{ф} = G_{шл} \cdot C_{шл} \cdot (t_{шл} - 25) = 37{,}31 \cdot 0{,}3 \cdot (1250 - 25) = 13709{,}97 \text{ ккал} = 56677{,}02 \text{ кДж}$$

Газдарды қыздыруға кететін жылу ($Q_{газ}^{ф}$):

$$Q_{SO2}^{ф} = G_{SO2} \cdot C_{SO2} \cdot (t_{газ} - 25) = 1{,}99 \cdot 0{,}57 \cdot (300 - 25) = 312{,}03 \text{ ккал} = 1289{,}95 \text{ кДж}$$

$$Q_{N2}^{ф} = G_{N2} \cdot C_{N2} \cdot (t_{газ} - 25) = 65{,}2 \cdot 0{,}338 \cdot (300 - 25) = 6956{,}59 \text{ ккал} = 28758{,}56 \text{ кДж}$$

$$Q_{CO2}^{ф} = G_{CO2} \cdot C_{CO2} \cdot (t_{газ} - 25) = 19{,}59 \cdot 0{,}562 \cdot (300 - 25) = 3028{,}03 \text{ ккал} = 12517{,}86 \text{ кДж}$$

$$Q_{CO}^{ф} = G_{CO} \cdot C_{CO} \cdot (t_{газ} - 25) = 9{,}8 \cdot 0{,}345 \cdot (300 - 25) = 929{,}42 \text{ ккал} = 3842{,}23 \text{ кДж}$$

$$Q_{газ}^{ф} = Q_{SO2}^{ф} + Q_{N2}^{ф} + Q_{CO2}^{ф} + Q_{CO}^{ф} = 312{,}03 + 6956{,}59 + 3028{,}03 + 929{,}42 = 19526{,}52 \text{ ккал} = 80722{,}61 \text{ кДж}$$

Балқыту өнімдерінің жалпы физикалық жылуы ($Q_{ф}^{шығын}$):

$$Q_{ф}^{шығын} = Q_{Me}^{ф} + Q_{шт}^{ф} + Q_{шаң}^{ф} + Q_{шл}^{ф} + Q_{газ}^{ф}$$
$$= 844{,}18 + 2176{,}69 + 31{,}45 + 13709{,}97 + 19526{,}52$$
$$= 36288{,}8 \text{ ккал} = 150017{,}9 \text{ кДж}$$

5.2.2 Эндотермиялық реакциялардың жүруіне кететін жылу шығындары

Қорғасын оксидінің келесі реакция бойынша ыдырау кезінде

$$PbO = Pb + 0{,}5O_2 - 98942 \text{ ккал/моль}$$

32,75 кг Pb түзіледі (қаралы қорғасындағы Pb мөлшерімен сәйкес). Демек, бұл реакцияға 98942 · 32,75 / 207,2 = 15639,21 ккал жұмсалады.

Агломератта $PbSO_4$ түрінде 20,46 кг Pb бар, сонда реакция бойынша $PbSO_4$ тотықсыздандыру үшін

$$PbSO_4 = PbO + 0{,}5O_2 + SO_2 - 96400 \text{ ккал}$$

20,46 / 207,2 · 96400 = 2209,94 ккал жұмсалады.

Агломераттағы Fe_2O_3 мөлшері тең:

$$G_{Fe2O3}^{O} = 0{,}5 \cdot G_{Fe}^{агл} \cdot \frac{M_{Fe2O3}}{2 \cdot M_{Fe}} = 0{,}5 \cdot 13{,}6 \cdot \frac{159{,}7}{2 \cdot 55{,}85} = 10{,}79 \text{ кг}$$

Fe_2O_3 –ті FeO дейін келесі реакция бойынша тотықсыздандыру үшін

$$Fe_2O_3 = 2FeO + 0{,}5O_2 - 69617 \text{ ккал/моль}$$

69617 · 10,79 / 159,7 = 4705,54 ккал = 19452,69 кДж жұмсалады.

Агломераттағы Fe_3O_4 мөлшері тең:

$$G_{O}^{Fe3O4} = 0{,}5 \cdot G_{Fe}^{агл} \cdot \frac{M_{Fe3O4}}{3 \cdot M_{Fe}} = 0{,}5 \cdot 15{,}1 \cdot \frac{231{,}55}{3 \cdot 55{,}85} = 10{,}43 \text{ кг}$$

Fe_3O_4–ті FeO дейін келесі реакция бойынша тотықсыздандыру үшін

$$Fe_3O_4 = 3FeO + 0{,}5O_2 - 76908 \text{ ккал/моль}$$

76908 · 10,43 / 231,55 = 3465,56 ккал = 14326,65 кДж жұмсалады.

Диссоциацияланатын $CaSO_4$ мөлшері тең:

$$G_{CaSO4}^{агл} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot G_{S}^{агл} \cdot \frac{M_{CaSO4}}{3 \cdot M_{S}} = 2 \cdot 0{,}5 \cdot 9{,}5 \cdot \frac{136{,}15}{3 \cdot 32} = 13{,}44 \text{ кг}$$

сонда $CaSO_4$–ті CaO дейін келесі реакция бойынша тотықсыздандыру үшін

$$CaSO_4 = CaO + 0{,}5O_2 + SO_2 - 119887 \text{ ккал/моль}$$

119887 · 13,44 / 136,1 = 11837,92 ккал жұмсалады.

Эндотермиялық реакцияға кететін жылудың жалпы шығыны ($Q_{энд}$):

$$Q_{энд} = 15639{,}21 + 9518{,}76 + 4705{,}54 + 3465{,}56 + 11837{,}92 = 45166{,}99 \text{ ккал} = 186720{,}3 \text{ кДж}$$

5.2.3 Кессондарды суытатын сулармен жылудың жоғалымы

100 кг агломератқа кететін суытқыш судың шығыны 3 · 100/1000 = 0,3 $м^3$ құрайды, сонда жылудың сумен жоғалымы 0,3 · 1 · 30 · 1000 = 9000 ккал =37206 кДж болады.

Ошақ құрылысы арқылы жылудың жоғалымын ескермейміз, себебі олардың жалпы шығындағы үлесі 1 %-дан аспайды.

Жылудың жалпы шығыны ($Q_{шығын}$):

$$Q_{шығын} = Q_{физ} + Q_{энд} + Q_{кес} = 36288{,}8 + 45166{,}99 + 9000 = 90455{,}79 \text{ ккал} = 373944{,}24 \text{ кДж}$$

Жылулық балансының үйлеспеушілігі ($Q_{кіріс} - Q_{шығын}$) келесіні құрайды:

$$Q_{кіріс} - Q_{шығын} = 93614{,}83 - 90455{,}79 = 3159{,}04 \text{ ккал} = 13059{,}46 \text{ кДж}$$

5.3 Процестің жалпы жылулық балансы

13 - кесте - Процестің жалпы жылу балансы

Түсетін жылу		Шығатын жылу	
Отынның жануынан	137987 кДж	Қаралы қорғасынның жылуы	2821 кДж
Экзотермиялық реакциялардан келетін жылу	53613 кДж	Штейннің жылуы	30126 кДж
		Шлактың жылуы	52630 кДж
Шихтаның физикалық жылуы	1005 кДж	Шаңның жылуы	1005 кДж

13-ші кестенің жалғасы

Отынның физикалық жылуы	191 кДж	Газдардың жылуы	40538 кДж
Ауаның физикалық жылуы	879 кДж	Эндотермиялық реакциялардан шығатын жылу	57303 кДж
		Суыту кессондарының жылуы	4394 кДж
		Сыртқа жоғалуы	1078 кДж
		Үйлеспеушілік	3781 кДж
Барлығы	193675 кДж	Барлығы	193675 кДж

ҚОРЫТЫНДЫ

Магистрлік диссертацияда мыстың, қорғасынның шлак құрамына және температурасына байланысты шлакта олардың ерігіштік қасиеті, сондай-ақ мыстың, қорғасынның шлакқа ауысу механизмі зерттелді.

Нәтижесінде алынған штейн мен сапасы төмен қаралы қорғасынды зауытта бар стандартты схемаларға сәйкес өңдеу кәсіпорынға қосымша проблемалар туғызады және оның жалпы жағдайын нашарлатады. Бұған мысал ретінде шахталық қысқартып балқытуда кезекті балқыту кезінде байқауға болады.

Штейн және шлак арасында бағалы металдардың таралу заңдылықтарын зерттеу эксперименттік және өндірістік мәліметтерге статистикалық талдау негізінде жүргізілді. Балқыту нәтижелері - штейндер мен шлактардың құрамы математикалық өңдеуден өтті.

Таңдалған оңтайлы шлак құрамы мыс пен қорғасынның шлактағы минималды ерігіштігін қамтамасыз етеді. Бұл кезде қорғасынның қаралы қорғасынға өту үлесі жоғарылайды. Қорғасынның қаралы қорғасынға өту үлесінің жоғарылауы оның штейн және шлакпен жоғалымын азайтады. Бұл алынған эксперименттік нәтижелерді толығымен растайды.

Жұмыс барысында өнеркәсіптік мәліметтер негізінде және эксперименттік зерттеулердің нәтижелері бойынша шахталық тотықсыздандырып балқыту процесін оңтайландыру бойынша ұсыныстар жасалды.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Марченко Н.В., Вершинина Е.П., Гильдебрандт Э.М. – Металлургия тяжелых цветных металлов, Электронный ресурс. Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – С. 12-19.

2 Уткин Н.И. Производства цветных металлов, – М.: «Интермет Инжиниринг», 2000. – 442 с.

3 Романтеев Ю.П., Федоров А.Н., Быстров С.В. и др. под ред. Быстрова В.П., Металлургия свинца, – М.: МИСиС, 2005. – С. 23-27.

4 Быстров В.П., Васкевич А.Д., Шубский А.Г. Применение автогенных процессов в производстве свинца. Обзорная информация. Выпуск 2. – М: ЦНИИЦМЭИ, – 1988, – 57 с.

5 Валиев Х.Х., Романтеев Ю.П. металлургия свинца, цинка и сопутствующих металлов. Учебник. – Алматы: 2000. - 441 с.

6 Досмухамедов Н. К., Ниетбаев М. А., Еляков С. И. и др. Погружная фурма для продувки расплава // А.с. СССР № 1675635. 1991. БИ. №12. – С. 41-53.

7 Досмухамедов Н.К., Айтенов К.Д, Жолдасбай Е.Е. О составах и строении медно – свинцовых штейнов свинцового производства. Вестник КазНТУ, 2012. №5. - С. 157-163.

8 Досмухамедов Н.К., Айтенов К.Д. Потери свинца со шлаком при восстановительной плавке медь-свинец содержащего сырья на штейн. Вестник КазНТУ им.К.И.Сатпаева, 2011, № 1(83). - С.173-177.

9 Смирнов М. П. Рафинирование свинца и переработка полупродуктов. М.: Металлургия, 1977. - С. 39-47.

10 Досмухамедов Н.К. Исследование распределения меди и сопутствующих металлов при переработке медьсодержащего свинцового сырья // Цветные металлы, 2006, № 3. - С. 30-33.

11 Рцхиладзе В.Г. Мышьяк. М.: Металлургия. 1969. - 187 с.

12 Исакова Р.А. Давление пара сульфидов цветных металлов. Алма-Ата. Изд-во АН КазССР. 1963. - 130 с.

13 Жолдасбай Е.Е., Кабылбеков Ж.Ж., Федоров А.Н., Досмухамедов Н.К. Особенности перехода меди, мышьяка и сурьмы из медно-свинцового штейна в черновой свинец. Цветные металлы, 2015, № 3. - С 5-10.

14 Досмухамедов Н.К. Потери меди и благородных металлов со шлаком при переработке промпродуктов и оборотных материалов свинцового производства // Цветные металлы, 2007, № 12. - С. 30-33.

15 Imris I. Copper Metallurgy, Practice and Theory / ed. M. Jones. – London, 1975. - P. 18-22.

16 Meisner K. L. Equilibrium between Metall Pains and Sulphur. The System Copper. – Lead and Sulphur II Metall and Erz. 1921.- P. 145.

17 Досмухамедов Н.К., Спитченко В.С. Равновесие в системе Cu-Fe-Pb-S // Тезисы на 3-й Всесоюзной конференции по химии и технологии халькогенов и халькогенидов. Караганда. 1986. – С. 52.

18 Дайс С.М., Олдрайт Г.А., Брайтон Т.Б. Шликеры на свинцово-плавильных заводах // Сб. переводов статей. М.: 1941. – С. 35-41.

19 Чижиков Д.М. Металлургия тяжелых цветных металлов. М.: Изд-во АН СССР, 1948. – С. 74-82.

20 Смирнов И.Б., Лоскутов Ф.М. Растворимость свинца в натриевых штейнах // Цветные металлы. 1959. №3. - С. 25-29.

21 Абдеев М.А. Полиметаллические штейны и их конвертирование. Алма-Ата, 1962. - 228 с.

22 Полывянный И.Р., Демченко Р.С. Электротермия в металлургии свинца. Алма-Ата: Наука, 1971. - С.112-116.

23 Лидов В. П. Извлечение свинца из свинцово-медных штейнов плавкой с сернистым натрием // Отчет института Гинцветмет. 1952. №36. – С. 62-68.

24 Миллер О.Г., Абдеев М.А. О растворимости свинца в системе Cu-Fe-S // Тр. Алтайского горн.-мет. науч.-исслед. института АН КазССР. 1963. Т.14. - С.110-113.

25 Смирнов М.П., Бибенина Г.А. // Цветная металлургия. Бюлл. института Цветметинформация. 1966. №20. - С. 20-23

26 Смирнов М.П., Бибенина Г. А. Физико-химические основы металлургических процессов. М.: Металлургия, 1967. (Гинцветмет. Сб. 326). - С.48-58.

27 Смирнов М.П. Рафинирование свинца и переработка полупродуктов. М.: Металлургия, 1977. - С. 39-47.

28 Бакуров Б. Т., Квятковский А. Н., Онаев И. А. К вопросу извлечения свинца из полиметаллического штейна в металлическую фазу // Физико-химические исследования штейно-шлаковых систем. Тр. ИмиО КазССР. 1967. Т.24. - С. 36-41.

29 Полывянный И.Р., Демченко Р.С. Электроплавка медных шликеров. Алма-Ата.: Наука, 1967. – 48 с.

30 Полывянный И.Р., Демченко Р.С. Полупромышленные испытания сульфат-натриевого способа переработки медных шликеров // Металлургическая и химическая промышленность Казахстана. 1962. №6. - С. 29-34.

31 Полывянный И.Р., Демченко Р. С. Сульфат-натриевый способ переработки медных шликеров. М.: Цветинформация, 1968. – 64 с.

32 Kuchman U., Steinkam U. // Erzmetall. 1973. N8. - P. 388

33 Копылов Н.И. // Цветные металлы. 1970. №8. – 31 с.

34 Копылов Н.И., Новоселов С. С. Система Cu_2S-FeS-Na_2S // Журнал неорганической химии. 1964. Вып. 8. – С. 21-23.

35 Копылов Н.И., Новоселов С. С. О некоторых свойствах химических соединений в системе Cu_2S-Na_2S-FeS // Журнал неорганической химии. 1964. Вып.8. – 47 с.

36 Зайцев В.Я. Термодинамическое исследование системы Cu-Fe-S. // Теория и практика процессов получения тяжелых цветных и благородных металлов. М.: Металлургия, 1978. - С. 34-45

37 Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. М.: Металлургия, 1969. – С. 75-82.

38 Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Теория пирометаллургических процессов. М.: Металлургия, 1973. – С. 46-49.

39 Вайсбурд С.Е., Ремень Т.Ф. Новикова Н.Н. Термодинамические свойства жидких шлаков и штейнов и распределение компонентов между ними // Тр. ин-та ”Гипроникель”. 1970. Вып. 46. - С. 5-32.

40 Хейфец В.Л., Вайсбурд С.Е., Вернер Б.П. Физико-химические свойства шлаков и штейнов и потери металлов с отвальными шлаками //Тр. ин-та ”Гипроникель”. 1958. Вып.3. – 85 с.

41 Вайсбурд С.Е., Новикова Н.Н. О форме существования тяжелых металлов в железисто-силикатных расплавах // Тр. ин-та ”Гипроникель”. 1970. Вып. 46. - С. 103-110.

42 Вайсбурд С.Е., Вернер Б.Ф., Хейфец В.Л. Активность железа в расплавах Fe-Ni-S // Изв. вузов. Цветная металлургия. 1962. №6. - С. 57-61.

43 Вайсбурд С.Е. О строении жидкости // Тр. ин-та ”Гипроникель”. 1970. Вып. 46. - С. 149-253.

44 Вайсбурд С.Е., Хейфец В. Л. О форме существования сульфида меди в железосодержащих силикатных расплавах // Ж. прикл. химии. 1959. Т. 32, №10. - С. 21-53.

45 Цефт А.Л., Онаев И.А., Курочкин А.Ф. и др. Электроплавка медных концентратов Джезказгана // Метал. и хим. пром. Казахстана.1962, №6. – 54 с.

46 Новоселов С.С., Уразов Г.Г. Металлургия цветных металлов // Труды Минцветметзолота. 1954. № 24. – 66 с.

47 Быстров В.П. Фазовые равновесия в двойных системах металл – сера, характерных для металлургии тяжелых цветных металлов // Изв. вузов. Цветная металлургия. 1978. № 2. - С. 26-31.

48 Самсонов Г.В., Дроздова С.В. Сульфиды. М.: Металлургия, 1972. - 303 с.

49 Рабинович В.А., Хавин З.Я. Краткий химический справочник. Л.: Химия, 1978. - 392 с.

50 Ванюков А.В., Исакова Р.Ф., Быстров В.П. Термическая диссоциация сульфидов металлов. Алма-Ата: Наука, 1978. – С. 83-85.

51 Славинский М.П. Физико-химические свойства элементов. М.: Металлургия, 1952. - 763 с.

52 Allen E.T., Zombard R.H. A method for the determination of dissontiation pressures of sulfides and application to covelline (Cu_2S) and pyrite (FeS_2) // Amer. J. Scl. 1917. N 43. - P.175-195.

53 Хансен М., Андерко К. Структуры двойных сплавов. М.: Металлургиздат, 1962. Т.2. - С. 663-666.

54 Эллиот Р.П. Структура двойных сплавов. М.: Металлургия, 1970. Т.1. - С. 387-389.

55 Шанк Ф.А. Структура двойных сплавов. М.: Металлургия, 1973.- 315 с.

56 Sohansen F., Volmer H.Z. Ezzbezgbau and Metall hiitenwes. 1960. Bd. 13, №1. - P. 313-322.

57 Smith D. Thermodynamic Properties of Sulphur in Copper Sulphied Unpublished The sis Massachusetts Institute of Technology, 1952. - P. 121-127.

58 Kullerud G. The Cu-S sustem Ann. Rept of Department of Geology. Gornegie Jnst Wash. Year. Book. 59. 1960. - P.100-120.

59 Johansen F., Volmer M. Jntersuchungen in System Kypfer – Kupfersulfid, Z. Errbergbau und Metallhiitteuwessen, 1960. Bd13, N7. – 313 p.

60 Брицке Э.В., Капустинский А.Ф. Сродство металлов к сере //Журн. физ.-хим. общества. 1930. Т. 62, вып. 10. - С. 2298-2317.

61 Schuman R., Moles O. Sulphur activities in Linind copper sulphides //Metals. 1951. V.3. - P. 235-241.

62 Richardson F., Antill S. Thermodynamic properties of Caprous sulphide and Mixtures with sodium sulphide-Trans, Farady soc. 1955. V.51. - P. 22-33.

63 Uorimoto N., Koto K. Phase Relation of the Cu-S system of low temperatures // Am. mineralogist. 1970. V.55. - P.106-115.

64 Mukaiama H. and Qzawa E. Volcanism Ore Genesis. 1970. – 339 p.

65 Shimazaki H. and Clazk Z.A. // Can. Mineral. 1970. V.10. – 648 p.

66 Hall S. R. and Zabe E. J. // Amer. Mineral. 1972. V.57. – 368 p.

67 Дриц М. Е. Двойные и многокомпонентные системы на основе меди. М.: Наука, 1979. - С. 49-51.

68 Leitgebel W., Miksch E. // Metall und Erz. 1934. N6. - P. 290-293.

69 Онаев И.А., Досмухамедов Н.К., Спитченко В.С. О растворимости свинца в сплавах сульфидов меди и железа // Вестник АН КазССР. 1986. № 5. – С. 33-41.

70 Досмухамедов Н.К., Онаев И.А., Спитченко В.С. Растворимость свинца в псевдосистемах сульфидов меди, свинца и железа // Изв.ВУЗов Цветная металлургия. 1986. № 1. – С. 22-34.

71 Онаев И.А., Досмухамедов Н.К. Растворимость свинца в псевдобинарной системе Cu_2S-FeS // Вестник АН КазССР. 1989. № 7. – С. 28 – 45.

72 Досмухамедов Н.К. Термодинамика равновесия системы свинец – сульфидный расплав // Цветные металлы. 2003. № 6. - С.41-44.

ҚОСЫМША А

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

ҚазҰТЗУ ХАБАРШЫСЫ

ВЕСТНИК КазНИТУ

VESTNIK KazNRTU

№ 1 (137)

АЛМАТЫ **2020** **ЯНВАРЬ**

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

ҚазҰТЗУ ХАБАРШЫСЫ

ВЕСТНИК КазНИТУ

VESTNIK KazNRTU

№ 1 (137)

АЛМАТЫ 2020 ЯНВАРЬ

ISSN 1680-9211

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. НАНРК, Л.Б. Атымтаева, Ж.Ж. Байгунчеков- акад. НАНРК, А.Б. Байбатша, А.О. Байконурова, В.И. Волчихин (Россия), К. Дребенштед (Германия), Г.Ж. Жолтаев, Г.Ж. Елигбаева, Р.М. Искаков, С.Е. Кудайбергенов, Б.У. Куспангалиев, С.Е. Кумеков, 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. Сайлаубеков, 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 Хуаан (Швеция), Х.П. Цинке (Германия), Е.М. Шайхутдинов-акад. НАНРК, 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

© КазНИТУ имени К.И. Сатпаева, 2020

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 SiO_2 in the slag 20% (wt.) and the level of FeO / SiO_2=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 SiO_2; 25-30 FeO; 5-12 ZnO; 15-21 CaO and 4-6 Al_2O_3. 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 PANalyical B. V. (PANalytycal 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 SiO_2 and FeO (up to 80%), the slag contains CaO, MgO and Al_2O_3, 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 SiO_2 – FeO – CaO – MgO – Al_2O_3 at a given temperature increases with an increase in the content of SiO_2 and Al_2O_3 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]:

$$\mathbf{J_{main}} = (\%FeO + \%CaO + \%MgO) / (\%SiO_2 + \%Al_2O_3) \quad (1)$$

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

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

where:

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

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

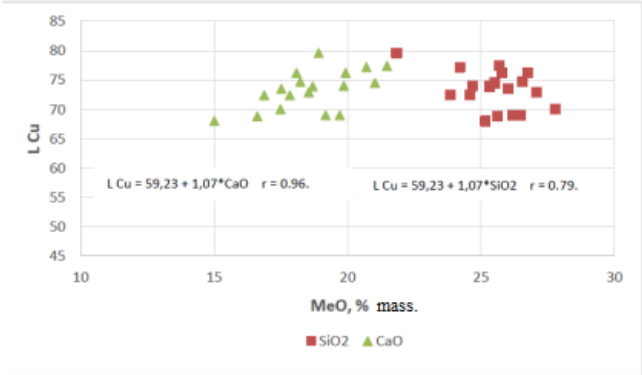
Table 1 – Chemical composition of matte and slag obtained in the processing of semi-products and circulating materials

furnace

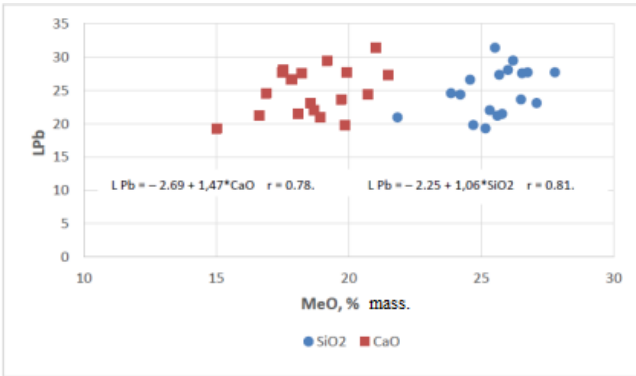
№№ пп.	Matte composition, % by mass.							Slag composition, % by mass.										
	Cu	Pb	Zn	Fe	As	[Au]*	[Ag]*	Cu	Pb	As	(Au)*	(Ag)*	ZnO	SiO_2	FeO	CaO	Al_2O_3	MgO
1	38,6	26,33	4,2	7,63	4,38	16,3	1373	0,5	1,08	0,19	0,073	4,2	11,54	24,2	26,9	20,7	5,0	2,33
2	32,33	29,34	4,24	8,94	4,77	14,47	1530	0,47	1,24	0,17	0,068	4,9	11,72	26,49	27,53	19,7	4,84	2,07
3	40,25	24,36	4,73	9,49	4,39	16,9	1203	0,52	0,89	0,16	0,075	3,6	10,7	25,67	25,64	21,47	5,48	2,49
4	36,19	26,16	4,33	8,29	4,19	15,3	1463	0,49	1,18	0,25	0,053	6,0	11,64	25,31	26,65	18,69	5,86	2,18
5	38,54	28,74	3,24	5,96	4,98	16,37	1548	0,52	1,45	0,21	0,05	4,6	10,42	24,69	27,95	19,85	6,2	2,3
6	40,41	29,66	2,96	5,62	5,94	16,8	1570	0,53	1,38	0,25	0,074	5,2	11,52	25,78	27,2	18,08	5,83	2,27
7	42,97	26,42	4,13	8,88	3,91	17,07	1430	0,54	1,26	0,1	0,076	4,4	17,3	21,83	28,86	18,91	4,24	2,0
8	29,95	25,11	4,76	12,93	3,29	13,43	1530	0,44	1,3	0,14	0,053	4,8	9,94	25,15	31,53	15,0	4,87	2,37
9	39,51	25,47	5,25	13,17	2,88	15,6	1373	0,53	1,23	0,12	0,07	4,3	8,54	25,51	28,9	21,02	5,73	1,98
10	34,3	23,29	6,07	12,43	3,06	14,7	1200	0,45	0,84	0,13	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	15,8	1245	0,51	0,98	0,11	0,073	4,1	5,73	23,85	29,53	16,87	3,97	1,65
12	33,8	28,76	4,24	7,87	4,02	18,0	1513	0,52	1,35	0,16	0,072	5,9	6,41	25,6	29,2	16,61	4,13	2,03
13	33,55	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	18,54	4,92	2,4
14	23,8	19,42	6,75	13,71	3,02	12,2	997	0,34	0,7	0,15	0,053	3,2	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	3,7	10,61	26,19	27,21	19,17	4,62	1,97
16	32,59	26,36	5,07	10,78	3,35	14,7	1330	0,45	0,99	0,12	0,06	3,7	10,44	24,57	30,0	17,83	3,87	2,01
17	36,3	23,18	5,13	11,38	2,8	15,3	1123	0,48	0,84	0,11	0,055	3,2	9,97	26,33	29,1	18,22	4,02	2,33
18	34,35	22,74	5,23	12,24	2,83	13,6	1163	0,47	0,81	0,13	0,07	3,6	10,76	26,0	29,9	17,31	4,35	2,5

* 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).



A)



B)

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}):

$$L_{Cu} = 56{,}18+8{,}22*J_{main}, \quad r = 0{,}31;\ p = 0{,}201; \quad (3)$$
$$L_{Pb} = 31{,}36-3{,}32*J_{main}, \quad r = 0{,}11;\ p = 0{,}648; \quad (4)$$
$$L_{As} = -10{,}4+18{,}09*J_{main}, \quad r = 0{,}58;\ p = 0{,}017; \quad (5)$$
$$L_{Au} = 165{,}15+25{,}72*J_{main}, \quad r = 0{,}41;\ p = 0{,}088; \quad (6)$$
$$L_{Ag} = 208{,}62+51{,}61*J_{main}, \quad r = 0{,}30;\ p = 0{,}203. \quad (7)$$

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.

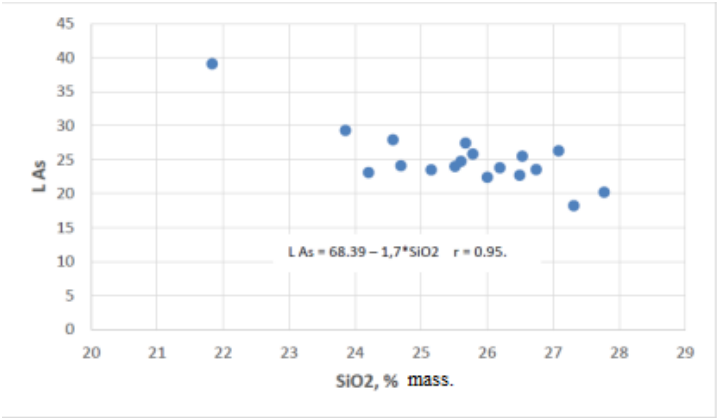


Figure - 2. The dependence of the distribution coefficient of arsenic (L_{As}) between matte and slag from the content of the SiO_2 in the slag

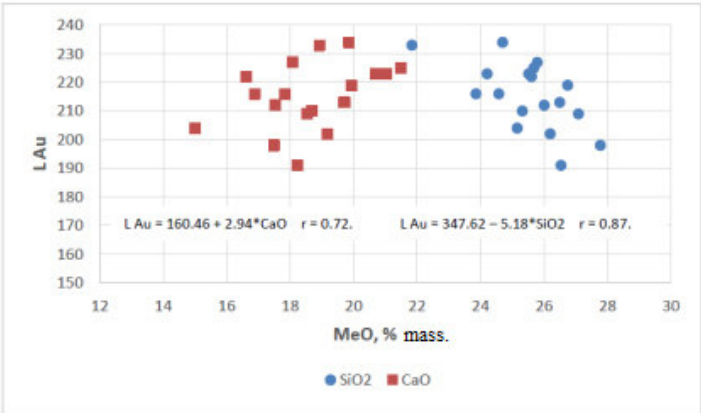


Figure – 3. Dependence of the distribution coefficient of gold (L_{Au}) between matte and slag from the content of SiO_2 and CaO in the slag

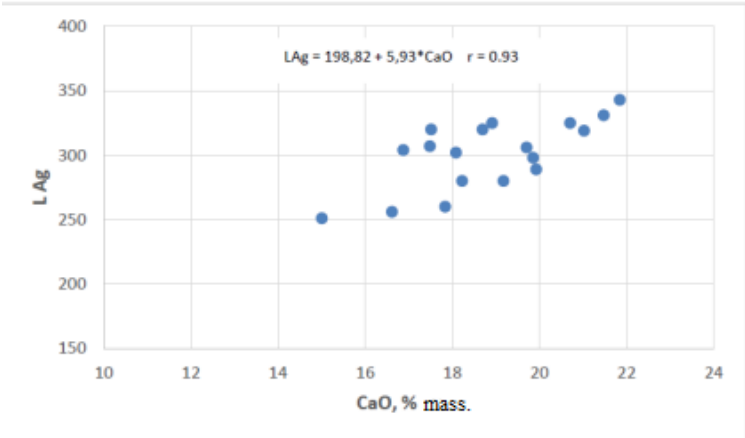


Figure – 4. The dependence of the distribution coefficient of silver (L_{Ag}) between matte and slag from CaO content in slag

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 SiO_2; $FeO / SiO_2 = 0,9÷1,2$; 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] Lukavyi 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 SiO_2 мөлшерін 20% (масс.) және FeO/SiO_2=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.

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

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 SiO_2 в шлаке 20% (масс.) и уровня FeO/SiO_2=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

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

Техникалық ғылымдар

Голубев В.Г., Садырбаева А.С., Байботаева С.Е., Туребекова А.М., Амантаева Д.Б., Жанабай С.
МҰНАЙ КЕРНІН ПОЛИМЕРДІҢ СУЛЫ ЕРІТІНДІСІМЕН СУЛАНДЫРУДЫҢ ШЕКТІК БҰРЫШЫН АНЫҚТАУ..... 117
Оспанова А.О., Дуйсенов 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
Рябикин 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.
ӨҢІРДІҢ 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.
ӘРТҮРЛІ КӨЛІК ТҮРЛЕРІНІҢ ӨЗАРА ІС-ҚИМЫЛЫ КЕЗІНДЕГІ ТАСЫМАЛДАРДЫ БАСҚАРУ.... 155
Болегенова С.А., Шортанбаева Ж.К., Максутханова 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., Исмайлова 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
Тулекбаева А.К., Наукенова А.С., Бейсеев С.А.
ИСО 45001 ХАЛЫҚАРАЛЫҚ СТАНДАРТЫ 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., Курт 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 ӨҢДЕУДІҢ ӘСЕРІН ЗЕРТТЕУ..... 196
Тихвинский В.О., Айтмагамбетов А.З., Кулакаева А.Е.
ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫНЫҢ РАДИОМОНИТОРИНГ ЖҮЙЕСІН ЖАҢҒЫРТУ 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

Кудабаева А.К., Жаппарова А.К., Джиембетова И.С.
ВИРТУАЛДЫ РЕЖИМДЕ ӘЙЕЛДЕР ЗАМАНАУИ КОСТЮМІН ЖАСАУ 366
Шарипова Б.Д., Букенова И.Н., Баймуханова А.
КӨЛІК КӨЛІГІН БАҒАЛАУҒА АРНАЛҒАН РЕГРЕС……. 370
Бондарь И.С., Алдекеева Д.Т., Хамзин А.С.
ТЕМІР ЖОЛ КӨПІРЛЕРІНІҢ АРҚАЛЫҚ МЕТАЛЛ АРАЛЫҚ ҚҰРЫЛЫСТАРЫНДАҒЫ АҚАУЛАРДЫ МОДЕЛЬДЕУ..... 378
Сағат Қ., Изтаев Ж.Д., Умарова Ж.Р., Кемелбекова Ж.С.
ИНТЕЛЛЕКТУАЛДЫ ТЕХНОЛОГИЯЛАРДЫ ҚОЛДАНА ОТЫРЫП, МОБИЛЬДІ ҚҰРЫЛҒЫЛАРҒА АРНАЛҒАН ANDROID ОПЕРАЦИЯЛЫҚ ОРТАСЫНДА ЗИЯНДЫ БАҒДАРЛАМАЛАРДЫ АНЫҚТАУ ЖҮЙЕЛЕРІ..... 384
Бегимбетова А.С.
ҚАРАСАЙ ҚТҚ ПОЛИГОНЫНАН МЕТАН ЭМИССИЯЛАРЫН МАТЕМАТИКАЛЫҚ БОЛЖАУ..... 389
Ахсутова А.А.
БІЛІМ БЕРУ ШАРТТАРЫНДАҒЫ ОҚУТУ АҚПАРАТТАРЫ МЕН МӘСЕЛЕЛЕРІ..... 395
Никонова Т.Ю., Кузьминова Н.Ю.
ӨҢДЕУДІҢ СТАТИКА-ИМПУЛЬСТІК ТӘСІЛДЕРІНІҢ АРТЫҚШЫЛЫҚТАРЫ…….. 397
Майлыбаев Е.Қ., Умбетов У.У., Батырканов Ж.И.
ОРТАЛЫҚТАНДЫРЫЛМАҒАН ЖҮЙЕЛЕРДЕГІ ТЕХНОЛОГИЯЛЫҚПРОЦЕСТЕРДІ АВТОМАТТАНДЫРУДЫҢ ӨНДІРІСТІК ЦИКЛІН ЗЕРТТЕУ..... 404
Аманжулова Ж.А., Избаирова А.С.
ТЕМІР ЖОЛ БЕКЕТІНДЕ МАНЕВРЛІК ЖҰМЫСТАРДЫ ОРЫНДАУ КЕЗІНДЕГІ ҚАУІПСІЗДІКТІҢ БҰЗЫЛУ СЕБЕПТЕРІН ТАЛДАУ..... 410
Айкумбеков М.Н., Камзина А.Д., Абибуллаев С.Ш., Аримбекова П.М., Бекжанова Ж.Б.
МАГИСТРАЛЬДЫ КӨШЕЛЕРДЕ КЕПТЕЛІСТЕР МЕН ОҚИҒАЛАРДЫ АНЫҚТАУ ПРИНЦИПТЕРІ.... 415
Исаметова М.Е., Нусіпәли Р.К., Ангарбеков У.Д., Дүйсенғали А.М.
АДДИТИВТІ ТЕХНОЛОГИЯ АРҚЫЛЫ ЖАСАЛҒАН ПРОТОТИПТІ ҚОЛДАНЫП ОРТАДАН ТЕПКІШ СУАСТЫ СОРҒЫНЫҢ НЕГІЗГІ ДОҢҒАЛАҒЫН ОҢТАЙЛАНДЫРУ..... 418
Байкенжеева А.С., Имангалиева А.К.
ЭКОЛОГИЯЛЫҚ МЕНЕДЖМЕНТ, ДЕНСАУЛЫҚ САҚТАУ МЕНЕДЖМЕНТІ ЖӘНЕ ЕҢБЕК ҚАУІПСІЗДІГІН ҚАМТАМАСЫЗ ЕТУ САЛАСЫНДАҒЫ ТӘУЕКЕЛДЕРДІ БАҒАЛАУ ЖӘНЕ БАСҚАРУ ЖӨНІНДЕГІ КӘСІПОРЫННЫҢ СТАНДАРТЫН ЖАСАУДЫҢ КЕЙБІР МӘСЕЛЕЛЕРІ 426
Акимбеков Е.Т.
КӘСІПОРЫННЫҢ АҚПАРАТТЫҚ ҚАУІПСІЗДІГІН ҰЙЫМДАСТЫРУДЫҢ ФИЗИКАЛЫҚ ҚАҒИДАЛАРЫ 430
Шаяхметова Ә., Мамырбаев О., Литвиненко Н.
«ҰРПАҚ» ҰҒЫМЫН БАЙЕС ЖЕЛІЛЕРІНДЕ ҚОЛДАНУ..... 436
Кулакова Е.А., Сулейменов Б.А.
ЦЕНТРИФУГАЛЫҚ КОНЦЕНТРАТОРДАҒЫ FALCON C1000 ЗИЯТКЕРЛІК БАСҚАРУ АЛГОРИТМІН ӘЗІРЛЕУ..... 440
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..... 449
Целых А.А., Амандыков Е.Е., Тюканько В.Ю., Демьяненко А.В.
NCMANAGER БАҒДАРЛАМАСЫНДА ФОНТАНДЫҚ АРМАТУРАЛАР КОРПУСТАРЫНЫҢ БҮЙІРЛІК ФЛАНЕЦТЕРІН ЖӘНЕ БАҒАНАЛЫҚ МҰНАЙ ҰҢҒЫМАЛАРЫНЫҢ БАЙЛАМАЛАРЫН МЕХАНИКАЛЫҚ ӨҢДЕУДІ МОДЕЛДЕУ…… 456
Кимерсен Н. К., Балабеков Б. Ч.
ЭҚЖ ҚҰРЫЛЫМДЫҚ-ПАРАМЕТРЛІК СИНТЕЗ АЛГОРИТМІ..... 460
Джомартова Ш.А., Букенов М.М., Жолмагамбетова Б.Р., Амирханов Б.С.
Экг-СИГНАЛДАРЫН ӨҢДЕУГЕ ВЕЙВЛЕТ-ТАЛДАУДЫҢ ҚОЛДАНУ……| 465
Елубаева Б. Т., Нурымов Е. К. Манатбаев Р. Қ. Таукенов Н.С.
NASA-0021 СИММЕТРИЯЛЫҚ ҚАНАТША ПРОФИЛДІ КАНАЛ\7ДЫҢ ГИДРАВЛИКАЛЫҚ КЕДЕРГІ КОЭФФИЦИЕНТІН ТӘЖІРИБЕ ЖҮЗІНДЕ АНЫҚТАУ…… 473
Кенжалиев О.Б.
АҚШ УНИВЕРСИТЕТТЕРІНДЕ ҒЫЛЫМИ ӘЗІРЛЕМЕЛЕРДІ КОММЕРЦИЯЛАНДЫРУ ТӘЖІРИБЕСІ..... 479
Шуюшбаева Н., Танашева Н., Хасенов А., Алтаева Г.
ЭЛЕКТРОГИДРОИМПУЛЬСТІК БҰРҒЫНЫҢ ОРТАЛЫҚ КАБЕЛЬ ЭЛЕКТРОДЫНЫҢ ЭРОЗИЯЛЫҚ ПРОЦЕСТЕРІН ЗЕРТТЕУ..... 483
Арыстанбаев Қ.Е., Тасанбаев С.Е., Сапарғали И.
БУ ҚАЗАНДАРЫНЫҢ ПЕШТЕРІНДЕГІ ЖАНУ ПРОЦЕСТЕРІН БАСҚАРУ ЖҮЙЕСІ..... 487

Содержание

Науки о Земле

Кудайбергенов М.К.
ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ ТЕРРИТОРИИ ПО СТЕПЕНИ ОПАСНОСТИ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ГИС-ТЕХНОЛОГИЙ……. 3
Оспанбаева А.А., Wang S.
ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ВОССТАНОВЛЕНИЯ СТАРЫХ ПОЛИГОНОВ ТБО…… 10
Ким Г.А., Демьяненко А.В., Тюканько В.Ю.
ПРИМЕНЕНИЕ СИСТЕМ РАСПОЗНАВАНИЯ ОБРАЗОВ ДЛЯ АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОЦЕССА КЛАССИФИКАЦИИ ОБЪЕКТОВ РАСТЕНИЕВОДЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА И ВЫЯВЛЕНИЕ ОТКЛОНЕНИЙ В РАЗВИТИИ РАСТЕНИЙ……... 15
Байбатша А.Б., Шайыахмет Т.К.
О ВЛИЯНИИ ТЕКТОНИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ИХ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ…….. 20
Назарова Т.В., Джаналеева Г.М., Илиеш Д.К., Дмитриев П.С., Берденов Ж.Г., Вендт Ян.
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОДНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ОЗЕР РАВНИННЫХ ТЕРРИТОРИЙ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА ПУТЕМ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОДНЫХ ИНДЕКСОВ…… 25
Инкарова Ж.И., Смагулов Н., Рамазанова Н.Е.
ИЗУЧЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ГРУПП ОРНИТОФАУНЫ КОРГАЛЖЫНСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ПРИРОДНОГО ЗАПОВЕДНИКА…….. 31
Жандаулетова Ф.Р., Абикенова А.А., Дуйсенбек Ж.С.
УСТОЙЧИВОЕ РАЗВИТИЕ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ СИСТЕМ И ОХРАНА ВОДНЫХ РЕСУРСОВ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН…… 37
Дуйсебаева К.Д., Кубесова Г.Т., Турганалиев С.Р., Абилова А.Б., Акашева А.С.
СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДЕЛОВОГО ТУРИЗМА В ГОРОДЕ АЛМАТЫ…….. 43
Сәлім Е.Қ., Есіркепов М.М.
ЦИТОГЕНЕТИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ В ОЦЕНКЕ БЕЗОПАСНОСТИ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ…. 49
Намазбай Н.Т., Бакирбаев Ж.Б., Таныбаева А.К., Абубакирова К.Д., Лесхан А.Б.
СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ «УМНЫХ ГОРОДОВ»…… 52
Абубакирова К.Д., Таныбаева А.К., Воронова Н.В., Зубова О.А.
ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ В ЦЕНТРАЛЬНО-АЗИАТСКОМ РЕГИОНЕ…… 56
Умбетбеков А.Т., Мәжит Ж.Б., Абдибаттаева М.Е., Жигитбекова А.Д, Досжанов Е. О.
АНАЛИЗ ЗАРУБЕЖНОГО ОПЫТА ПО ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ, ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ОСНОВЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ……. 65
Умбетбеков А.Т., Мәжит Ж.Б., Жигитбекова А.Д., Оразбаев А.Е. Танабекова Г.Б.
ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ И ВЛИЯНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ ВЫБРОСОВ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ГОРОДА АЛМАТЫ……. 71
Турметова Г., Сейтметова А.
ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ОТХОДОВ ФОСФОРИТА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И ЗДОРОВЬЕ ЧЕЛОВЕКА …….. 78
Баяхметова Б.Б, Сабитова А.Н., Байкен А.
ГУМИНОВЫЕ ВЕЩЕСТВА ТЕМНО- И СВЕТЛОКАШТАНОВОЙ ПОЧВЫ…… 84
Танабекова Г.Б., Оразбаев А.Е., Жамалхан М.Н., Жигитбекова А.Д., Киршибаев Е.А.
ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВОД АЛМАТИНСКИЙ ОБЛАСТИ…… 87
Келинбаева Р.Ж., Жайлауова А. К.
ТУРИСТСКИЙ ПОТЕНЦИАЛ СРЕДНИХ И МАЛЫХ ГОРОДОВ КАРАГАНДИНСКОЙ ОБЛАСТИ…. 91
Кубеева Ж.А., Манирова М.М.
СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СИСТЕМ ОБРАЩЕНИЯ С ТВЕРДЫМИ БЫТОВЫМИ ОТХОДАМИ ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАН И КАЗАХСТАНА…… 97
Баязитова З.Е., Тлеуова Ж.О., МухамадееваР .М., Курманбаева А.С., Карнаухова Т.В.
ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ПОЛИГОНОВ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ НА СОСТОЯНИЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ…… 103
Жапарова С.Б., Баязитова З.Е., Саликова Н.С., Тлеуова Ж.О., Бекпергенова Ж.Б.
РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ БЫТОВЫХ ПЛАСТИКОВЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ РАЗВИТИЯ МАЛОГО ПРЕДПРИНИМАТЕЛЬСТВА…… 109
Исмаилова К.Б., Исабеков Б.Д., Уразбаев А.К., Сарсенбай Д.Р.
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
Рябикин 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., Тұрганбай 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., Исмайлова 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
Тулекбаева 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 Ғ.Қ., 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. 350
МИРОВОЙ ОПЫТ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ ЦЕЛОСТНОСТИ НОРМОТИВНОЙ БАЗЫ.....
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., Тлепберген Г., Байкаметова А., Амангельдиева А.
ИЗМЕРЕНИЯ ИЗМЕНЕНИЙ ТЕМПЕРАТУРЫ В СТРУЕ..... 361
Кудабаева 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 ВРЕДОНОСНЫХ 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
Ахсутова 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
Аманжулова Ж.А., Избаирова А.С.
АНАЛИЗ ПРИЧИН НАРУШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ МАНЕВРОВЫХ РАБОТ НА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОЙ СТАНЦИИ…….. 410
Айкумбеков 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., Нусіпәли Р.К., Ангарбеков У.Д., Дүйсенғали А.М.
ОПТИМИЗАЦИЯ ГЛАВНОГО КОЛЕСА ЦЕНТРОБЕЖНОГО ПОГРУЖНОГО НАСОСА НА ОСНОВЕ ПРОТОТИПА ВЫПОЛНЕНОГО ПОСРЕДСТВОМ АДДИТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ 418
Байкенжеева А.С., Имангалиева 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 NCMANAGER……... 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

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

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

INTERNATIONAL CONFERENCE

PROCESS MANAGEMENT AND SCIENTIFIC DEVELOPMENTS

Birmingham
United Kingdom

International Conference "Process Management and Scientific Developments"

Birmingham, United Kingdom
(Novotel Birmingham Centre, December 19, 2019)

Materials of the International Conference
"Process Management and Scientific Developments"
(Birmingham, United Kingdom, December 19, 2019)

M67

ISBN 978-5-905695-75-9

These Conference Proceedings combine materials of the conference – research papers and thesis reports of scientific workers. They examines tecnical and sociological issues of research issues. Some articles deal with theoretical and methodological approaches and principles of research questions of personality professionalization.

Authors are responsible for the accuracy of cited publications, facts, figures, quotations, statistics, proper names and other information.

UDC 330

ISBN 978-5-905695-75-9
©Scientific publishing house Infinity, 2019
©Group of authors, 2019

CONTENTS

ECONOMICS

The role of small business in the formation of budget revenues of various levels (on the example of small business of the Magadan Oblast)
Akulich Oksana Vladimirovna, Chapkina Nadezhda Anatolyevna.....8

Essence of the law of synergy, features of its use in the management of an organization
Gordina Mariya Grigorievna, Alieva Valigyz Imanalievna.....16

Transaction costs in the modern economy of the Republic of Tajikistan
Kuzibaeva Baroat Murotboevna, Toirova Inobat Abdusattorovna,
Shomahmedov Mavlon Habibulloevich.....22

Accounting long-term assets in the budgetary institutions of the Republic of Tajikistan
Rahmonova Zarrina Nasimovna, Toshmatova Husnijon Muminovna,
Nematov Anushervon Nozimjonovich.....29

Foresight Technologies in Regional Economics and Public-Private Partnerships
Balashov Alexey Mihailovich.....36

Intellectual capital management in organizations
Haider Mohammed Jasim Al-D.....44

Features of mezzanine financing in Russia
Drobyshevskaya Larisa Nikolaevna, Okhezina Kristina Yurievna.....49

Models for forecasting the expected life of the population of the Russian Federation and Germany
Khubaev Georgy Nikolaevich.....54

Leadership concept in Russia: implementation experience, problems
Guseynov Abdurahman Gadzhievich.....61

PEDAGOGICAL SCIENCES

Basics of English Phonetics. Letters and their Combinations Representing Diphthongs
Permitina Olga Aleksandrovna, Shalamovskikh Arina Igorevna, Shilikov Sergei Ivanovich, Zueva Yulia Alekseevna....66

The teaching of A.M. Verbov about the larynx of the singer in the light of modern vocal-pedagogical science
Dalskaya Valentina Alekseevna....73

Flexibility formation of young gymnasts
Laskovich E. S., Glembockaja J. I....81

Elective course of single combats in the system of education of students
Piterkina Marina Valentinovna, Khamidullina Guzel Fergunantovna....86

Innovative activity at preschool educational institution: management and methodological aspects
Parmanov Jasur Abdullaevich, Khujamiyarov Sadullo Chorievich, Mahmudov Hayrulla Murtazaevich....91

The role of modeling in the development of coherent speech of senior preschoolers
Abdullaeva Nafisa Shavkatovna....96

Organizational culture of the university and its development
Kosintseva Tamara Dmitrievna, Yakovleva Natalya Aleksandrovna....99

Formation of foreign language communicative competence among elementary school students in a nomadic setting
Belotserkovskaya Nadezhda Vasilievna, Zakharova Lialko Olegovna....104

Intercultural communication in the context of the dialogue of world cultures
Vasev Dmitry Valerievich....109

ART HISTORY

Russian folk costume role in the genesis of cultural forms of the Central Black Soil Zone
Igor I. Orlov, Olga S. Pavlova....116

Chinese palace in the context of French art
Sokolova Violetta Yurievna....123

Structural analysis of Crimean Tatar folk instrumental music
Mambetova Gulshen Rustemovna....131

CHEMICAL SCIENCES

Research of influence of temperature and partial pressure of oxygen on the solubility of copper and lead in slags

Dosmukhamedov Nurlan Kalievich, Zholdasbay Erzhan Esenbaiuly, Kurmanseitov Murat Bauyrzhanuly, Argyn Aidar Abdilmalikuly, Abzhan Kuanish Nurzhanuly.....139

Research of ecological situation on water objects of the Vologda Oblast

Sokolov Kirill Leonidovich, Sokolov Leonid Ivanovich.....149

UDC 669.431.22: 658.382.3

RESEARCH OF INFLUENCE OF TEMPERATURE AND PARTIAL PRESSURE OF OXYGEN ON THE SOLUBILITY OF COPPER AND LEAD IN SLAGS

Dosmukhamedov Nurlan Kalievich
Zholdasbay Erzhan Esenbaiuly
Kurmanseitov Murat Bauyrzhanuly
Argyn Aidar Abdilmalikuly
Abzhan Kuanish Nurzhanuly
Satbayev University
Almaty, Kazakhstan

Abstract. The article discusses the solubility of copper and lead in slag during mine blast smelting of intermediate products and recycled materials of lead production. The statement regarding the dependence of the solubility of copper and lead in slags from the composition of matte, slag, temperature and oxygen partial pressure is substantiated.

Based on the mathematical processing of industrial and experimental data on the equilibrium of the copper-lead matte-slag-gas phase system, the dependences of the solubility of copper and lead from the composition of the slag, temperature, and P_{O2} are established. It was found that increase in temperature increases the solubility of copper and lead in slag. The shift of the partial pressure of oxygen towards the reducing atmosphere increases the growth of dissolved losses of lead, and vice versa, reduces the dissolved losses of copper to slag.

Multiple correlation equations are generated that make it possible to predict the solubility of copper and lead in slags depending from the composition of the slag, temperature, and oxygen partial pressure, These equations can be used to control the process of mine contractile smelting of intermediate products and recycled materials of lead production.

Key words: copper, lead, solubility, slag, oxygen partial pressure, temperature, copper-lead matte, gas phase.

Introduction

The observed in practice tendency of the reduction of valuable metals recovery into the final products forced metallurgists to seriously revise approaches to the issue of slag depletion. The loss of metals in rich slags are becoming more noticeable for industrial production, and either sent to recirculation, or to be depleted in special electrically heated sedimentation tanks [1-4]. However, taken measures do not show a positive effect; as a result, the residual content of base metals in dump slag is still relatively high. The slag obtained in the process of current technologies is characterized by a high content of the base metal and contaminants. For example, dump slag from mine contractile smelting with matte product contains,% (wt.): copper – 0.38-0.6; lead – 0.58-1.4; arsenic – 0.12-0.2. Antimony content in the slag varies insignificantly around 0.12 ч 0.14% (wt.). For the industrial plant, from a technological point of view, the reduction of base metals in slags is a priority, while concentration of contaminant substances (Pb, As, Sb) in slags that affect the environment and human activity, is overlooked. The issues of establishing the thermodynamic solubility limit of copper and lead in slag of lead production have high practical importance. The lack of experimental data in the literature related to study of this issue make it more interesting.

The equilibrium of the copper matte - slag - gas phase system has been studied adequately, the dependences of copper in slag from various listed factors have been determined as well: temperature, oxidative potential of the gas phase (P_{O2}), slag composition, copper activity. Nevertheless, despite the availability of extensive material, even for the solubility of copper in matte, the cause of the discrepancies between the experimental data of various authors remained unclear. Is it the difference in the conditions of the experiments or the errors of the applied methods and experiments?

The purpose of the work is to determine the effect of temperature and oxygen partial pressure on the solubility of copper and lead in slag, under the conditions of mine contractile smelting.

Research methods

The studies were based on processing the results of industrial smelting products - matte and slag compositions [5] and experimental data obtained in [6] under studying the thermodynamic equilibrium of the copper-lead matte – iron-silicate slag – gas phase system by using mathematical statistics methods.

In [6], during experimental studies, the partial pressure of oxygen and the composition of iron-silicate slag were fixed and almost similar to the industrial conditions. To assess the effect of the composition of the slag and the partial pressure of oxygen on the solubility of copper and lead in the slag, data from [2] was used, where the content of calcium oxide, temperature, and the value of the partial pressure of oxygen varied over a wide range.

When calculating the slag composition, in all cases, a system of components containing a non-polyvalent metal cation – SiO_2, CaO, and FeO_x – was used. All the iron in the slag was converted to 1 mol of iron, which corresponded to the choice of the component in the form of FeO_x. This allowed to calculating the solubility of copper and lead in slag, regardless of the content of Fe^{2+} and Fe^{3+} in the slag. With this choice, the number of moles of the components does not depend on the oxidation state of the slag, since FeO and Fe_2O_3 make the same contribution. In this case, the slag oxidation state was taken into account by introducing P_{O2} as a number of independent variables.

The evolutionary approximation procedure [7] was used to write the equation describing the dependence of the solubility of copper and lead from the composition of the slag and the value of P_{O2}, which allows sequentially take into account the influence of various factors. The following parameters were chosen as independent variables: slag components – FeO, CaO, and SiO_2, temperature – T K, and oxygen equilibrium pressure – log P_{O2} (P_{O2}, atm.).

The dependence of the solubility of non-ferrous metals from the listed parameters was sought in the form of a linear equation, which allowed to use the method of least squares in the calculations. The calculation by the formula (MeO) = $\sum a_i x_i$, where x_i - independent variables, gives a better approximation than the approximation of such quantities like ln (MeO) or RT ln (MeO) [7]. Mathematical processing of data was carried out according to the specially developed program “linear correlation”, which implements the procedure of stepwise regression analysis.

Results and discussion

In the previous work [8], based on the analysis of the compositions of industrial mattes and slags, the influence of slag components on the solubility of copper and lead in them was analyzed. The obtained results allowed us to establish only partial relations between the content of copper and lead in slag from each individual slag component. However, as it is known, during the mine contractile smelting of intermediate products and recycled materials of lead production, the temperature and the partial pressure of oxygen have a major influence on the distribution of copper and lead between matte and slag. Our accumulated material on the study of the thermodynamics of equilibrium of the copper-lead matte – slag – gas phase system allows conducting comprehensive analysis to study the solubility of copper and lead in slags depending on various parameters: slag composition, temperature, and oxygen partial pressure.

An array of industrial and experimental results, including 55 observations, was subjected to mathematical processing. One of the selected results of the study of the equilibrium of the copper-lead matte - iron-silicate slag - gas phase system is shown in Table 1.

Table 1 – Conditions and results of the study of the equilibrium of the copper-lead matte - iron-silicate slag - gas phase system

#	Chemical composition of slag, wt.%								
	Cu	Pb	ZnO	FeO	SiO_2	CaO	Al_2O_3	lgP_{O2}	T
1	0,23	0,33	18	23,2	26,4	19,2	11,2	-11,76	1473
2	0,35	0,41	15	28,2	26,4	14,2	11,2	-11,76	1523
3	0,41	0,59	13	33,2	26,4	9,2	11,2	-11,76	1573
4	0,16	0,12		59,23	27,84			-9,56	1523
5	0,28	0,56		60,73	29,54			-9,56	1523
6	0,32	0,52		65,73	27,13			-9,56	1523
7	0,45	0,84		34,89	26,74	19,92		-7,12	1523
8	0,35	1,3		34,44	26,19	19,17		-7,11	1563
9	0,52	1,67		36,98	25,6	16,61		-7,01	1593

At the first stage, the influence of the partial pressure of oxygen P_{O2} on the solubility of copper and lead in the slag was determined. The values of the partial pressure of oxygen were calculated according to the data of [6], based on the ratio of CO_2-CO in the gas mixture:

$$\lg Po_2 = \lg K + 2 \lg (P_{CO2}/P_{CO}), \qquad (1)$$

where: lg K = – 29366 T + 8,961.

For writing the equation of pair correlation of the copper content in the slag from the partial oxygen pressure, the influence of the values of log P_{O2} and (log P_{O2})I was taken into account. Calculations showed a weak effect of (log P_{O2})I on the solubility of copper in slag. The equation describing the dependence of the solubility of copper from the value of the partial pressure of oxygen has the form:

$$(Cu) = 0{,}323 + 8{,}96*10^{-3} \lg Po_2, \qquad r = 0{,}652;\ w = 10\ \%\ , \qquad (2)$$

where *r* – correlation coefficient;
w – variation coefficient;
Po_2 – partial pressure of oxygen, *atm*.

The effect of the content of FeO and SiO_2 in the slag on the solubility of copper in it was sought in the form of the dependence of the value of [(Cu) - lg P_{O2}] from the ratio FeO/SiO_2. The desired dependence was small (r = 0.18) and discarded by the F-criterion. The effect of the content of zinc oxide in the slag was also statistically insignificant.

The effect of CaO content on the solubility of copper in the slag is taken into consideration by the equation:

$$(Cu) = -1{,}169 + 0{,}017\ (FeO) + 0{,}013\ (SiO_2) + 0{,}01\ (CaO), \quad r = 0{,}63. \tag{3}$$

The final multiple correlation equation, which determines the copper content in the slag depending on the considered independent parameters, has the form:

$$(Cu) = -1{,}289 + 0{,}016\ (FeO) + 0{,}013\ (SiO2) + 0{,}01\ (CaO) - 7{,}0*10^{-3}\ lgPo_2 + 4{,}52*10^{-3}(T/100), \quad r = 0{,}634. \tag{4}$$

Similar calculations were carried out to determine the solubility of lead in slag. The effect of P_{O2} on the lead content in the slag is described by the equation:

$$(Pb) = 1{,}18 + 0{,}043\ lg\ Po_2, \qquad r = 0{,}61, \tag{5}$$

where Po_2 – partial pressure of oxygen, *atm*.

The values of the FeO/SiO_2 ratio and the ZnO content in the slag showed a weak relation (r = 0.22) with the solubility of lead in the slag and as in the case of copper solubility, were discarded according to the F-criterion. The established position is also supported by conclusions of [9]: the content of zinc oxide in slags has minor effect on the oxide solubility of lead, and is subordinate in comparison to other modifying cations (CaI^+ and others).

The effect of the CaO content in the slag on the solubility of lead in it is described by the dependence:

$$(Pb) = 1{,}907 - 0{,}011\ (FeO) - 0{,}016\ (SiO_2) - 0{,}015\ (CaO), r = 0{,}653. \tag{6}$$

The final equation describing the dependence of the solubility of lead in slag from the studied independent parameters is:

$$(Pb) = -0{,}59 - 0{,}014\ (FeO) - 0{,}016\ (SiO2) - 0{,}025\ (CaO) - 0{,}016\ lg\ Po_2 + 0{,}164\ (T/100), \quad r = 0{,}66. \tag{7}$$

The effect of various parameters on the solubility of copper and lead in slag is shown on Figs. 1, 2, and 3.

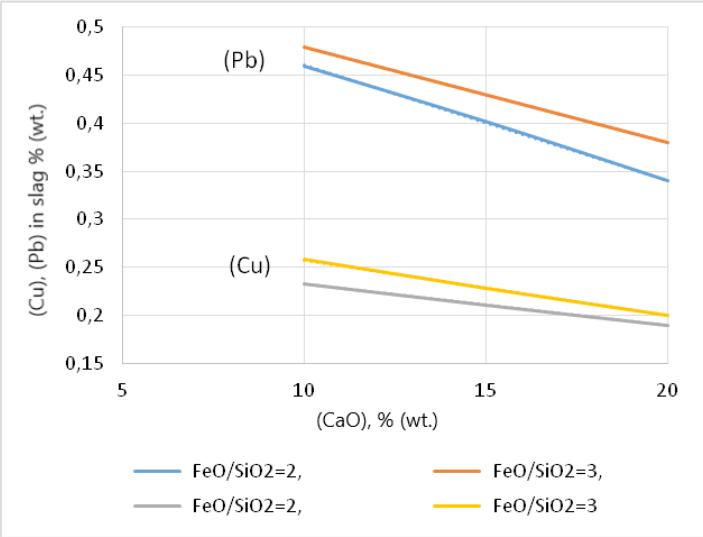


Fig.1. Effect of CaO content on the solubility of lead and copper in slag: T = 1523 K, $P_{O2} = 10^{-4}$ atm

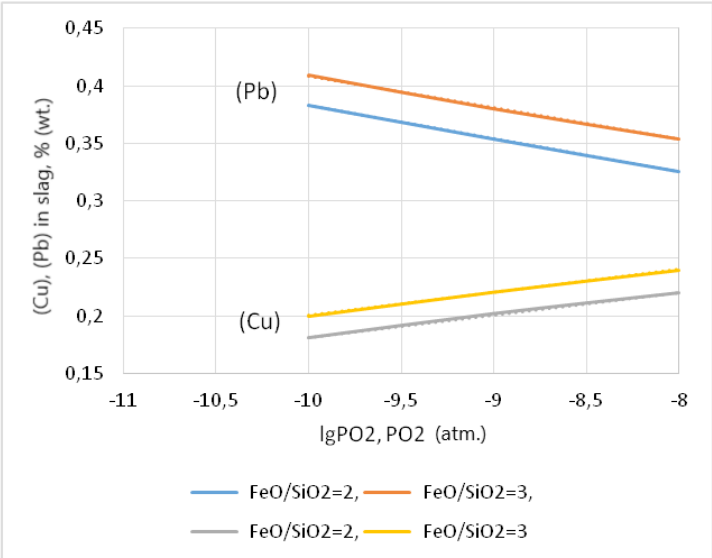


Fig.2. Effect of P_{O2} on the solubility of lead and copper in slag: T = 1523 K, CaO = 20% (wt.)

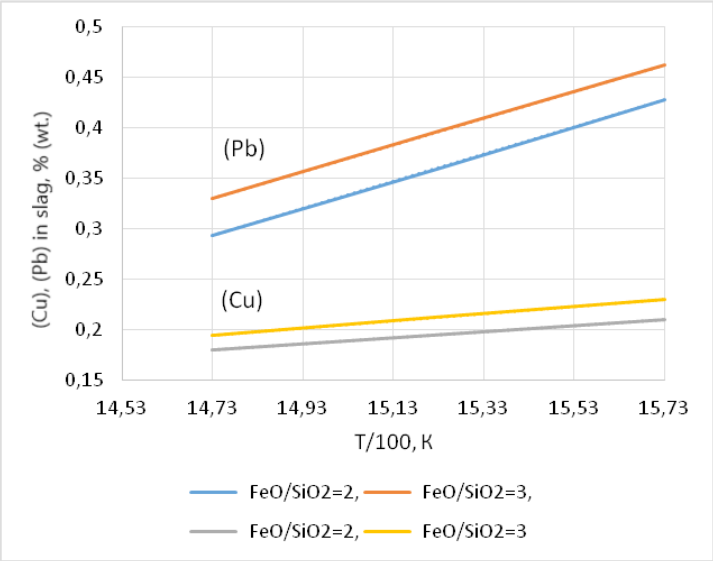


Fig.3. Effect of temperature on the solubility of lead and copper in slag: P_{O2} = 10^{-4} атм., CaO = 20% (wt.)

Fig.3 is noteworthy, where the dependence of the influence of temperature on the oxide solubility of metals is shown: weak for copper and strong for lead. The established fact for copper does not confirm the position of a significant increase of oxide solubility of copper with temperature increase [6]. It can be assumed that in the case under consideration, the oxide solubility of copper in slags is not effected by temperature, but by the value of the partial pressure of oxygen (P_{O2}) and insignificant part of the copper intermetallic compounds present in the slag.

For a given content of CO and CO_2 in the gas phase, the partial pressure of oxygen can be determined by the equilibrium of reaction: $2CO_2 = 2CO + O_2$, where the equilibrium constant is: $K = P_{O2} * (P_{CO} / P_{CO2})^2$. Then, the partial pressure of oxygen can be represented as:

$P_{O2} = K (P_{CO2} / P_{CO})^2$.

The equilibrium constant of this reaction can be determined based on equation [10]: $\lg K = – 29668/T + 9.062$.

In our case, when CO_2/CO = const, the equilibrium constant of the reaction changes with temperature increase, while the oxygen content in the gas phase increases. This leads to an increase in the solubility of copper in the slag. Taking into account the presence of dissolved copper compounds with arsenic and antimony in liquid slags [5], it can be argued that the transition of these compounds from matte to slag will increase with elevation in temperature. This leads to an increase in the total content of oxide solubility of copper in slags; therefore, the data on dissolved copper losses to real slags are somewhat overestimated in comparison with the results of experimental studies.

Decrease in the dissolved losses of copper and lead with an increase in the CaO content in the melt is apparently associated with a restructuring of the structure of silicon-oxygen complexes [11]. When the Ca^{2+} modifier cation is introduced into the melt, “forced” polymerization of silicon-oxygen anions occurs due to the large ionic radius of the CaI^{+} cation, which leads to a decrease in the content of copper and lead in the slag.

Dependencies (2) - (7) make it possible to predict the dissolved losses of copper and lead to real slags depending from the composition of the slag, temperature, and oxygen pressure. The equations adequately describe the oxide losses of copper and lead in complex multicomponent slags, and can be used to generate a general thermodynamic model of the solubility of copper and lead in slags under conditions of mine contractile smelting. As known that the general thermodynamic model for copper, which predict solubility of copper in slags at the equilibrium of the copper matte – slag – gas phase system, has been already applied to various processes [12].

The generating of a similar model that predicts the total solubility of lead in slags under equilibrium conditions of the copper-lead matte-slag-gas phase system is not yet possible, due to the limited data for conducting calculation of complex multicomponent systems. For example, for smelting of copper concentrates to matte, the minimum number of components considered is five (Cu, Fe, S, O, SiO_2), with disregarding such components of the slag as CaO, Al_2O_3, and by considering the behavior of related elements (Pb, Zn, As, Sb, etc.), the number of components increases to seven or even ten. Nevertheless, regardless of the choice of the model used to calculate the solubility of copper in slag, the condition for maintaining the traditional dependence (Cu) = f [Cu] should be satisfied in any type of model when the remaining independent variables are constant. This position is fully confirmed by the results of this study: the indicated dependence is maintained for copper-lead matte [1]. In this regards, the solubility values of copper from copper-lead matte to slag are in good agreement with the data obtained for pure copper matte according to the model [12].

The scientific approaches used in the work to determine the solubility of copper and lead in slag depending on various parameters have exceptional importance from ecological point of view for the technological process. The obtained models can be used not only to optimize the technological parameters of the process, but also for the eco-monitoring of the process. This will allow influencing on the improvement of the quality of the produced slag by creating conditions for minimizing contaminant substances in it. In addition, predicting the solubility of copper and such contaminant and toxic substances as lead in slags will allow more accurately determine the hazard class of the obtained slag and, in the future, provide appropriate environmental safety measures for it.

Conclusions

1. As a result of the study of the equilibrium of the copper-lead matte-slag-gas phase system, a number of missing data in the technical literature on the solubility of copper and lead in complex multicomponent slags of mine contractile smelting were obtained.

2. Quantitative dependences have been generated which allow to determine the oxide solubility of non-ferrous metals in slags depending from the composition of the slag, temperature, and oxygen partial pressure. The obtained equations (2) - (7) adequately describe the industrial experiment and can be used to predict the loss of copper and lead to slags in the conditions of mine contractile smelting.

3. The experimental material and the new obtained data will be used to build a general mathematical model of the solubility of copper and lead in slag depending from the composition of the slag, temperature and oxygen partial pressure.

References

1. Coursol P., Valencia N.C., Mackey Ph., Bell S., and Davis B. Minimization of Copper Losses in Copper Smelting Slag During Electric Furnace Treatment. JOM. September 2012.

2. Mihajlovic, I., Sitrbac, N., Dordevic P., Ivanovic, A., and Zivkovic Z. Technological process modeling aiming to improve its operations management. // Serbian Journal of Management. –2011. –№ 6. – P. 135–144.

3. 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.

4. Жолдасбай Е.Е., Кабылбеков Ж., Федоров А.Н., Досмухамедов Н.К. Особенности перехода меди, мышьяка и сурьмы из медно-свинцового штейна в черновой свинец // Цветные металлы. – 2015. – № 3. – С. 48-52.

5. Досмухамедов Н.К. Исследование распределения меди и сопутствующих металлов при переработке медьсодержащего свинцового сырья. – Цветные металлы, 2006, № 3, С.30-33.

6. Ванюков А. В., Зайцев В. Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. М.: «Металлургия», 1969, 408 с.

7. Афифи А., Эйзен С. Статистический анализ: Подход с использованием ЭВМ. М.: Мир,1982. 448 с.

8. 9. Жолдасбай Е.Е., Досмухамедов Н.К. Влияние состава шлака на потери меди, свинца при плавке медь-, свинецсодержащего сырья // Сб. научных статей по итогам работы Международного научного форума «Наука и инновации – современные концепции». 21 февраля 2019, г. Москва.

9. Володченко С. Н., Васкевич А.Д., Ванюков А.В. Исследование фазовых равновесий в системе Cu – Pb – S при 1473 К // РЖ Металлургия, 1982, № 8, реф. 8Г 233.

10. Nagamori M., Mackey P. J., Tarassoff P. Copper Solubility in FeO–Fe_2O_3–SiO_2 –Al_2O_3 Slag and Distribution Equilibria of Pb, Bi, Sd, and As Between Slag and Metallic Copper // Met. Trans. 1975. v.68. P. 295-301.

11. Есин О. А., Гельд П. В. Физическая химия пирометаллургических процессов. М.: Металлургия, Ч.2, 1965. 703 с.

12. Васкевич А. Д., Сорокин М. Л. Модель растворимости меди в шлаках. - Цветные металлы, 1982, № 10, С. 22-26.

Scientific publication

International Conference
“Process Management and Scientific Developments”

Birmingham, United Kingdom
(Novotel Birmingham Centre, December 19, 2019)

Signed in print 25.12.2019 г. 60x84/16.
Order 119. Circulation of 500 copies.
Scientific publishing house Infinity, 2019.

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: Әбжан Қуаныш Нұржанұлы

Название: Шахталы□ тоты□сыздандырып бал□ыту жа□дайында металдарды□ бөлініп таралуын зерттеу

Координатор:Нурлан Досмухамедов

Коэффициент подобия 1:2.9

Коэффициент подобия 2:0.6

Замена букв:28

Интервалы:0

Микропробелы:86

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:

.....

03.06.2021 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: Әбжан Қуаныш Нұржанұлы

Название: Шахталық тотықсыздандырып балқыту жағдайында металдардың бөлініп таралуын зерттеу

Координатор: Нурлан Досмухамедов

Коэффициент подобия 1:2.9

Коэффициент подобия 2:0.6

Замена букв:28

Интервалы:0

Микропробелы:86

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 выполнена добросовестно и не обладает признаками плагиата.

Дата Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация Эбиян К.Н. является самостоятельной работой, обнаруженные заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата.

Допуск к защите.

зав. каф. МиОПе
Барменшикова М.Б.

Дата 03-06-2021 г. Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения