

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

Қашаған Ақбота Дәулетқызы

Мысты штейндерді жоғары күкіртті мысты концентратпен бірге
конвертерлеуді зерттеу

МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ

7M07204 – Metallургия және пайдалы қазбаларды байыту

Алматы 2021

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өнеркәсіптік инженерия институты

ӘОЖ 669-1

Қолжазба құқығында

Қашаған Ақбота Дәулетқызы

Магистр академиялық дәрежесін алу үшін дайындалған

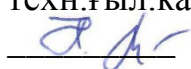
МАГИСТРЛІК ДИССЕРТАЦИЯ

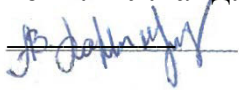
Диссертация атауы

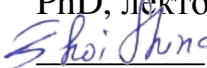
Мысты штейндерді жоғары күкіртті
мысты концентратпен бірге
конвертерлеуді зерттеу

Дайындау бағыты

7M07204 – Metallургия және
пайдалы қазбаларды байыту

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

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

Норма бақылаушы,
PhD, лектор
 Г.М. Қойшина

ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ

МжПҚБ кафедрасының
менгерушісі, техн.ғыл.канд.
 М.Б. Барменшинова
“10” маусым 2021ж.

Алматы 2021

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өнеркәсіптік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

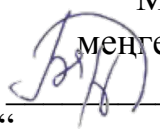
7M07204 - Metallургия және пайдалы қазбаларды байыту

БЕКІТЕМІН

МжПҚБ кафедрасының

менгерушісі, техн.ғыл.канд

М.Б.Барменшинова


“_____”

2021ж.

**Магистрлік диссертация орындауға
ТАПСЫРМА**

Магистрант: Қашаған Ақбота Дәулетқызы

Тақырыбы: Мысты штейндерді жоғары күкіртті мысты концентратпен бірге конвертерлеуді зерттеу

Университет Ректорының 2019 жылғы "12" 03 № 435-М бұйрығымен бекітілген

Аяқталған жұмысты тапсыру мерзімі 2021 жылғы "16" маусым

Магистрлік диссертацияның бастапқы берілістері:

Магистрлік диссертацияда қарастырылатын мәселелер тізімі

а) Мысты штейндерді жоғары күкіртті мысты концентратпен бірге конвертерлеуді зерттеу;

б) Мыс-қорғасын штейн компоненттері мен мыс концентрат компоненттері арасындағы әрекеттесудің термодинамикалық есептеулері жүргізілді;

в) қосымшалар.

Сызба материалдар тізімі (міндетті сызбалар дәл көрсетілуі тиіс)

Жұмыс презентациясы слайдтарда _____ көрсетілген

Ұсынылатын негізгі әдебиет:

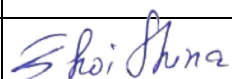
1 Ванюков А.Б. Изучение парциального давления компонентов в системе кадмий-теллур методом оптического патенциала. В кн.: "Хадькогениды цинка, кадмия и ртути". М., Metallургия. 1973, - Б. 61.

2 Чижигов Д.М. Брюквин В.А. Цыбин О.И. и др. Физико-химия и технология процесса струйно-взвешенного конвертирования медных штейнов. В кн.: Цветная metallургия. Научные поиски, перспективы. 1976, - Б.105-125.

Магистрлік диссертация дайындау
КЕСТЕСІ

Бөлімдер атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі	Ғылыми жетекші мен кеңесшілерге көрсету мерзімдері	Ескерту
Мысты штейндерді жоғары күкіртті мысты концентратпен бірге конвертерлеуді зерттеу	05.02.2020	
Тәжірибелік бөлім. Штейнмен бірге конвертерлерде концентраттарды тікелей өңдеу кезінде конвертерлеу процесінің кинетикалық заңдылықтарын зерттеу	25.01.2021	
Конвертерлі шлагы мен сульфидті мыс концентратымен компоненттерімен өзара әрекеттесу кинетикасын зерттеу	11.03.2021	
Сульфидті мыс концентраттарын конвертерлі шлакпен бірге өңдеу кезінде түсті металдардың бөлініп таралуын зерттеу	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 _____ Қашаған А. Д.

Күні "_____" 2021 ж.

АҢДАТПА

Жұмыстың жалпы көлемі компьютерде терілген 65 бетпен баяндалған, оның құрамына 18 сурет, 4 кестелер кіреді. Қолданылған әдебиеттер тізімі 29 атаудан тұрады. Диплом жұмысы кіріспеден, үш бөлімнен, қорытындыдан және әдебиеттер тізімінен тұрады.

Жұмыстың негізгі мақсаты - конвертерлеу процесі және конвертер шлағың мыс концентратын қосу арқылы кедейлендіру процессі кезінде алынатын өнімдер арасында мыс, қорғасын, сурьма және мышьяқтың бөлініп таралуын зерттелеу. Сонымен қатар, конвертер процесінің техника-экономикалық көрсеткіштеріне әсер ететін факторлар мен себептерді анықтау. Қойылған тапсырманың шешімі өндірістік мағлұматтардың штейн, шлак және газ мөлшерінің статистикалық талдау негізінде шығарылған.

Қойылған тапсырманың шешімі қазіргі өндірістік статистикалық анализге негізделген.

Жұмыста минералогиялық зерттеулер структураларын анықтау және штейннің, конвертер шлағының және газдың мөлшері бойынша жүргізілді. Конвертер өнімдерінде мыс, қорғасын, мышьяк және сурьманың табылу формалары анықталды. Конвертерлеу процесінің материалдық және жылулық баланстары есептелінді.

Осы жұмыстан шығатын шешілетін мәселелер бойынша конвертер шлактарын кедейлендіру жолдары ұсынысылды және конвертерлеу өнімдері арасында металдардың бөлініп таралуы, конвертер процесінің жоғары техника-экономикалық көрсеткіштерін қамтамасыз етеді.

АННОТАЦИЯ

Дипломная работа изложена на 65 страницах машинописного текста, включает 18 рисунков, 4 таблиц и состоит из введения, пяти глав и заключения по работе. Список использованных источников состоит из 29 наименования.

Цель настоящей работы - изучение распределения меди, свинца, мышьяка и сурьмы между продуктами плавки в процессе конвертирования и обеднение конверторного шлака с добавлением медного концентрата, а также выявление причин и факторов, влияющих на технико-экономические показатели процесса конвертирования. Решение поставленной задачи произведено на основе статистического анализа промышленных данных составов продуктов конвертирования – штейна, шлака и пыли.

Изучено распределение меди, свинца, мышьяка и сурьмы между продуктами конвертирования.

В работе проведены минералогические исследования по изучению структуры и состава штейна, конвертерного шлака и пыли. Установлены формы нахождения меди, свинца, мышьяка и сурьмы в продуктах конвертирования. Рассчитаны материальный и тепловой баланс процесса конвертирования.

В работе исходя из решаемых проблем предложены меры по обеднению конвертерного шлака с медным концентратом и обеспечения распределения металлов между продуктами конвертирования, обеспечивающие высокие технико-экономические показатели процесса конвертирования.

ABSTRACT

The thesis is presented on 65 pages of typewritten text, includes 18 figures, 4 tables and consists of an introduction, five chapters and a conclusion on the work. The list of sources used consists of 29 titles.

The purpose of this work is to study the distribution of copper, lead, arsenic and antimony between the smelting products during the conversion process and the depletion of converter slag with the addition of copper concentrate, as well as to identify the causes and factors affecting the technical and economic indicators of the conversion process. The solution of this problem is based on the statistical analysis of industrial data on the composition of the conversion products-matte, slag and dust.

The distribution of copper, lead, arsenic, and antimony between the conversion products was studied.

Mineralogical studies of the structure and composition of matte, converter slag and dust were carried out. The forms of finding copper, lead, arsenic and antimony in the conversion products are established. The material and thermal balance of the conversion process are calculated.

Based on the problems to be solved, the paper proposes measures for the depletion of converter slag with copper concentrate and ensuring the distribution of metals between the conversion products, which ensure high technical and economic indicators of the conversion process.

.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе	9
1 Әдеби шолу. Мыс өндірісінің қазіргі жағдайы	11
1.1 Мыс металлургиясындағы автогендік процестер	11
1.2 Автогендік процестердегі фазалық тепе-теңдіктің термодинамикасы	25
1.3 Мыс штейндерін конвертерлеу процесінің теориялық негіздері мен тәжірибесі	27
2 ЭКСПЕРИМЕНТТІК БӨЛІМ. Штейнмен бірге конвертерлерде концентраттарды тікелей өңдеу кезінде конвертерлеу процесінің кинетикалық заңдылықтарын зерттеу	35
2.1 Түсті металл сульфидтерінің олардың тотықтарымен өзара әрекеттесу реакциясының жылдамдығына әсер ететін себептер мен факторларды зерттеу	37
2.2 Конверторлы шлағыменпен түсті металдардың шығынын азайту жолдары	40
2.3 Конвертерлі шлағыменпен сульфидті мыс концентратымен компоненттерімен өзара әрекеттесу кинетикасын зерттеу	42
2.3.1 Бастапқы материалдарды таңдау және оларды дайындау	42
2.3.2 Қыздыру кезінде сульфидті мыс концентраты компоненттерінің тотығу механизмін зерттеу	45
2.3.3 Эксперименттер жүргізу әдістемесі және нәтижелерді жалпы талқылау	47
2.3.4 Концентрат компоненттерінің конвертер шлағымен өзара әрекеттесуінің кинетикалық параметрлерін анықтау	50
2.4 Штейнмен бірге конвертерлерде сульфидті мыс концентратын бірлесіп өңдеу мүмкіндігін бағалау	53
2.5 Темір және түсті металдардың сульфидтері мен тотық өзара әрекеттесуін термодинамикалық талдау	54
3 Сульфидті мыс концентраттарының конвертерлі шлағыментарының түсті металдар бойынша кедейленуіне әсер етуін зерттеу	58
3.1 Бастапқы материалдардың баланстық балқымалары	58
3.2 Баланстық балқымаларды жүргізу әдістемесі	58
3.3 Сульфидті мыс концентратының конвертор шлағыментарымен өзара әрекеттесуі кезінде металдардың таралуы	59
Қорытынды	61
Пайдаланылған әдебиеттер тізімі	62
Қосымша А	64
Қосымша Б	79

КІРІСПЕ

Құрамында мыс бар шикізатты өңдеуді жетілдірудің негізгі бағыттарының бірі - автогенді балқытуды қолдану. Бірақ, олардың кеңінен енгізілуіне қарамастан (аппараттық дизайнға және түпкі мақсатқа қарамастан), олардың барлығы, негізінен, әлі күнге дейін конверттелетін шлағыментарды алу үшін мыс штейндерін түрлендірудің міндетті стандартты технологиясымен жабылғанын немесе өрескел мыс балқыту жағдайында – мысқа бай шлағыментарды алу арқылы жабылғанын ескеру қажет. Сонымен қатар, екі жағдайда да, кез-келген жаңа технологияны ұйымдастыруда үлкен шығымдылығымен және мыс пен басқа да құнды металдардың жоғары құрамымен сипатталатын алынған шлағыментарды одан әрі өңдеу мәселесін шешу басым болып қала береді.

Ғылыми әдебиеттерде конвертерлеу процесін жетілдіруге, оның ішінде конверторлық шлағыментарды қайта өңдеу мәселесін шешуге арналған жұмыстардың жеткілікті саны бар. Дегенмен, оларды өндіріске енгізу тиісті назарсыз қалады. Көптеген зауыттар қолданыстағы схемаларға сәйкес оларды өңдеудің стандартты әдістерін қолдануды жалғастыруда. Алайда, практика нәтижелері көрсетіп отырғандай, бүгінгі күні күрделі химиялық және минералогиялық құрамы бар бастапқы шикізатты өңдеуге тарту салдарынан қазіргі бар процестердің технологиялық көрсеткіштері мен алынатын балқыту өнімдерінің сапасы нашарлау жағына қарай елеулі өзгерістерге ұшырайды.

Белгілі зерттеулерде концентраттың жоғары күкіртті компоненттерін (пирит, халькопирит және т.б.) алынатын өнімдердің – конверторлық шлағыментың және қара мыстың сапасын жақсарту үшін реагенттер ретінде бір мезгілде пайдаланудың принципті мүмкіндігі қарастырылмады.

Жоғарыда айтылған мәселелер бойынша ғылыми түсініктерді толықтыру және нақтылау мақсатында диссертациялық жұмыста штейнмен бірге сульфидті мыс концентраттарын бірлесіп өңдеу кезінде қара мыс пен конвертерлік шлағыментың сапасын жақсарту мәселесін шешуге бағытталған эксперименттік зерттеулер жүргізілді. Барлық зерттеулер «Қазақмыс» корпорациясы «ЖШС Балқаш мыс қорыту зауытының» өндірістік материалдарымен жүргізілді.

Қойылған мақсатқа жету үшін жұмыста келесі міндеттер шешілді:

- Конверторлық шлағыментың қаралы мыстың сапасын жақсарту мақсатында зерттеу бойынша рөлі мен зерттеулер жүргізілді;
- Статистикалық талдау нәтижелері бойынша өнеркәсіптік деректерді конвертерлеу процесінің өнімдері арасында металдардың таралуы зерттелді;
- Конвертерлеу процесінде жүретін реакцияларды термодинамикалық талдау негізінде концентраттарды штейнмен бірге тікелей өңдеу мүмкіндігі негізделген;
- Штейнмен бірге конверторлардағы концентраттарды тікелей өңдеу кезінде физика-химиялық өзара әрекеттесудің негізін құрайтын реакциялардың гиббс энергиясын анықтау бойынша есептеулер жүргізілді;

- Березовка кен орнының жоғары күкіртті сульфидті мыс концентратымен түрлі-түсті металдар (мыс, қорғасын) және қоспалар (мышьяк, сурьма) бойынша өнеркәсіптік конверторлы шлагыментарды тереңнен байыту мүмкіндігі бойынша эксперименттік зерттеулер жүргізілді және көрсетілді.

1 Әдеби шолу. Мыс өндірісінің қазіргі жағдайы

1.1 Мыс металлургиясындағы автогендік процестер

Металлургиялық өндірістегі автогендер деп жылу немесе электр энергиясының сыртқы көздерін жұмсамай, ішкі энергия ресурстарының есебінен толығымен жүзеге асырылатын технологиялық процестерді атаймыз. Жеткілікті жоғары жылу шығару қабілеті бар сульфидті шикізатты өңдеу кезінде пирометаллургиялық процестің (балқытудың) автогенділігіне өңделетін шихта сульфидтерінің жану (тотығу) экзотермиялық реакцияларының жылуы есебінен қол жеткізіледі. Балқыту кезінде тотықтырғыш реагент ретінде сіз оттегімен байытылған ауаны немесе техникалық оттегін қолдана аласыз.

Автогендік процестердің негізінде ең аз энергия шығындарын, шикізатты пайдаланудың жоғары күрделілігін қамтамасыз ететін технологиялық схемалар құрылуы мүмкін, содан кейін ауа мен су бассейндерінің ластануын болдырмайды.

Флотациялық концентраттарға қатысты автогендік процестер технологиялық және аппараттық дизайнда әртүрлі жолдармен ұйымдастырылуы мүмкін. Технологиялық тұрғыдан алғанда, бұл процестер ең алдымен сульфидтерді жағу әдісімен ерекшеленеді. Ұсақ сульфидті концентраттарды газ фазасында (алауда) және балқымаларда шашыратылған күйде де жағуға болады.

Токтатылған күйдегі балқыту дегеніміз – ұсақталған сульфидті концентраттар шихта сульфидтері жанған кезде пайда болатын алауда жағылатын, пештің ыстық кеңістігіне үрлеумен бірге арнайы қыздырғыштар арқылы берілетін процестер. Сульфидтер жанған кезде бөлінетін жылудың арқасында шашыратылған заряд қызады және ериді. Пайда болған тамшылар тұнба камерасында орналасқан шлағымен балқымасының бетіне түседі, онда штейн мен шлағымен стратификацияланады.

Балқымадағы автогендік процестерді жүзеге асыру кезінде шихта материалдары қандай да бір тәсілмен алдымен сульфидті-оксидті бар балқыманың ваннасына енгізіледі, онда балқиды және ерітіледі, содан кейін сульфидтер сұйық күйде болғанда балқымаға берілетін үрлеумен тотықтырылады.

Өлшенген күйде жүзеге асырылатын автогендік процестерге мыналар жатады: циклонды балқыту, оттекті-қалқыма циклонды-электротермиялық балқыту (КИВЦЭТ), қалқыма күйдегі балқыту және оттекті-қалқыма балқыту.

«Оутокумпу Оу» (Финляндия) фирмасының қалқыма күйде балқыту және «ИНКО» фирмасының оттекті-қалқыма балқыту әлемдегі ең танымал фирмалардың бірі болып табылады. Осы технологияларды пайдалана отырып, әлемдегі барлық мыс өндірісінің 20%-дан астамын өндіретін 34 зауыт жұмыс істейді.

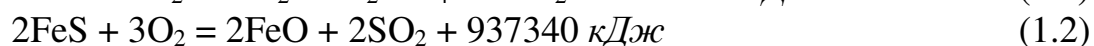
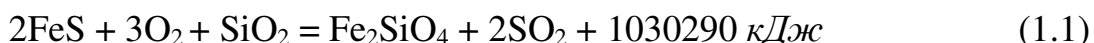
Қоршаған ортаны қорғауға қойылатын талаптардың қатаңдауына байланысты КИВЦЭТ процесі еуропа елдерінде кең таралған. Қолда бар деректер бойынша, түсті металлургия кәсіпорындарының 70%-ға жуығы қолданыстағы технологиялық схемаларды жаңғыртады және осы процеске көшеді. Кивцэт процесін іргелі ғылыми негіздер мен аппаратуралық рәсімдеу, сондай-ақ, салмақталған күйде жүзеге асырылатын барлық белгілі автогендік процестерде пайдаланылған циклондық балқыту технологиялары Қазақстанда алғаш рет әзірленгенін де еске салған орынды.

Балқымаларда жүзеге асырылатын және өнеркәсіп игерген автогенді балқытуларға: «Уоркра» (Австралия), «Норанда» және «ТБРЦ» (Канада), «Мицубиси» (Жапония) және «Ванюков процесі» (сұйық ваннада балқыту, КСРО) процестерін жатқызуға болады.

Балқымалардағы автогендік процестер периодтық («ТБРЦ процесі»), жартылай үздіксіз («Норанд процесі») және үздіксіз («Ванюковтың процесі» және «Мицубиси») болып бөлінеді.

Қазіргі уақытта әлемде Ванюковтың 10 өнеркәсіптік пеші және «Норанда» фирмасының 6 пеші жұмыс істейді. Соңғы жылдары Қытай, Үндістан, Жапония, Перу, Оңтүстік Корея, Германия және Австралияда енгізілген «Isasmelt» («Mount Isa Mines» фирмасы, Австралия) технологиясы кеңінен таралуда. 2004-2005 жылдары технология Ресей, Үндістан және Оңтүстік Кореяның жаңа зауыттарында енгізілді. Осы технология бойынша ЖШС «Қазцинк» ААҚ-да (Өскемен қ., Қазақстан) мыс зауытын салу жоспарлануда.

Сульфидті мыс және полиметалл концентраттары мен кендерін балқытудың кез-келген автогенді әдісінің негізінде шихта сульфидтерінің және ең алдымен темір сульфидтерінің реакцияларға сәйкес тотығуының экзотермиялық реакциялары жатыр:



Барлық автогендік процестер, олардың мәні бойынша, тотығу және аралас процестер болып табылады. Олар бір металлургиялық қондырғыда күйдіруді, балқытуды және ішінара немесе толығымен түрлендіруді біріктіреді, бұл шихта күкіртін ең ұтымды және шоғырланған (бір жерде) газдарға айналдыруға мүмкіндік береді. Сонымен қатар, үрлеудегі оттегінің құрамына байланысты әр түрлі SO_2 бар газдарды және тіпті таза күкірт ангидридін алуға болады (ауа сороды қоспағанда).

Автогендік балқытуды жүзеге асыру кезінде өңделген материал мен үрлеу мөлшері арасындағы қатынасты өзгерте отырып, кез-келген белгіленген шектерде күкіртсіздендіру дәрежесін реттеуге болады. Бұл алынған штейндердің құрамын өрескел мысты тікелей өндіруге дейін кең ауқымда өзгертуге мүмкіндік береді.

Әрбір автогендік процесс артықшылықтары мен кемшіліктерімен қатар технологиялық бөлік пен жабдықта өзіндік сипаттамаларға ие. Автогендік балқымалардың мәнін, сондай-ақ технологиялық және құрылымдық шешімдерінің айырмашылықтарын түсіну үшін біз олардың шетелде кең таралған түрлеріне қысқаша тоқталамыз, олар суспензияда да, балқымада да жүзеге асырылады.

Өлшенген балқыту («Оутокумпу Оу», Финляндия). Өлшенген балқыту технологиясын қолданатын барлық зауыттарда құрамы жағынан біртекті әртүрлі шихта компоненттерін дайындауға көп көңіл бөлінеді. Мыс концентраттарын қалқыма балқыту пештеріне арналған шикіқұрамды кептіру әдетте диаметрі 2-3 м, ұзындығы 12 м-ден (Жапониядағы «Косака» суы зауыты) 30 м-ге дейін (ГФР-дағы «Норддойче Аффинери» зауыты) барабанды кептіргіштерде жүзеге асырылады. Шихтаны кептіру процесінде ылғал мөлшері 8-12%-дан 0,1-0,3%-ға дейін төмендейді. Шикіқұрам бойынша кептіргіштердің өнімділігі 10-нан 150-200 т/сағ аралығында өзгеруі мүмкін, бірақ әдетте ол 60-80 т/сағ деңгейінде сақталады. Бастапқы концентраттың құрамына байланысты жұмыс істеп тұрған зауыттарда концентраттарды кептірудің әртүрлі схемалары қолданылады.

Жапония зауыттары зарядты екі сатылы кептіруді қолданады: бірінші кезеңде барабан пешінде концентрат 4% ылғалдылыққа дейін кептіріледі, ал екінші кезеңде кептіргіш құбырда концентраттың ылғалдылығы 0,1% дейін реттеледі.

«Теннант-Крик» зауыты (Австралия), құрамында висмут мөлшері жоғары (0,8-1,5%) мыс концентраттарын кептіру үшін «Ниро атомайзер» (Дания) фирмасы әзірлеген бүріккіш кептіргішті пайдаланады. 65% қатты материалдан тұратын концентрат кептіріледі. Концентраттың соңғы ылғалдылығы 0,2% құрайды.

Әлемдік тәжірибеде қолданылатын өлшенген балқыту пештері концентрат бойынша әртүрлі өнімділікке ие. Мысалы, Үндістандағы «Гхатсила» зауыты өнімділігі тәулігіне 230 т пешті пайдаланады, ал Жапонияның «Саганосеки» зауытында орнатылған қалқыма балқыту пешінің өнімділігі концентрат бойынша тәулігіне 1700 т өнімділікке ие.

Өлшенген балқыту кезіндегі балқыту өнімдерінің құрамы реакция аймағына арнайы жасалған қыздырғыштар арқылы берілетін үрлеу арқылы басқарылады. Тоқтатылған күйде балқыту оның қызуына және оттегімен байыту дәрежесіне байланысты үрлеудің бірнеше түріне ие. Әлемдегі көптеген зауыттар 673-773 К дейін қыздырылған үрлеуде балқытуды қолданады («Асио», «Косака», «Тойо», «Тамано» (Жапония), «Норддойче Аффинери» (Германия), «Теннант Крик», «Морган тауы» (Австралия), «Гхатсила» (Үндістан) және т.б.). Бұл ретте құрамында мыс бар шикізатты қайта өңдеу кезінде алынатын өлшенген балқыту штейнінде әдетте мыстың 47-50%-ы болды.

Салмақты балқыту технологиясындағы айтарлықтай прогресс соңғы онжылдықтарда болды. Өнімділікті арттыру мақсатында технологиялық

процесс пен жабдықты негізгі жетілдіру жүргізілді, бұл өз кезегінде өндіріс тиімділігін арттыруға және айтарлықтай үнемдеуге әкелді.

XX ғасырдың 70-80-ші жылдары салмақты балқыту технологиясы жоғары инвестициялық шығындарды қажет етеді деп есептелді. Қазіргі уақытта технологиялар мен жабдықтардағы елеулі прогрестің арқасында өндірілген мыстың 1 тоннасына арналған инвестициялық шығындар күрт төмендеді. Мысалы, қайта қалпына келтірілген, өлшенген балқыту пештері бастапқы құрылымдағы пештерге қарағанда 3 есе көп зарядты ерітуге мүмкіндік береді. Осындай аспалы балқыту пешінің өнімділігін арттыру үшін күрделі шығындар жаңа қондырғының құрылысы құнының тек 30-40% құрайды.

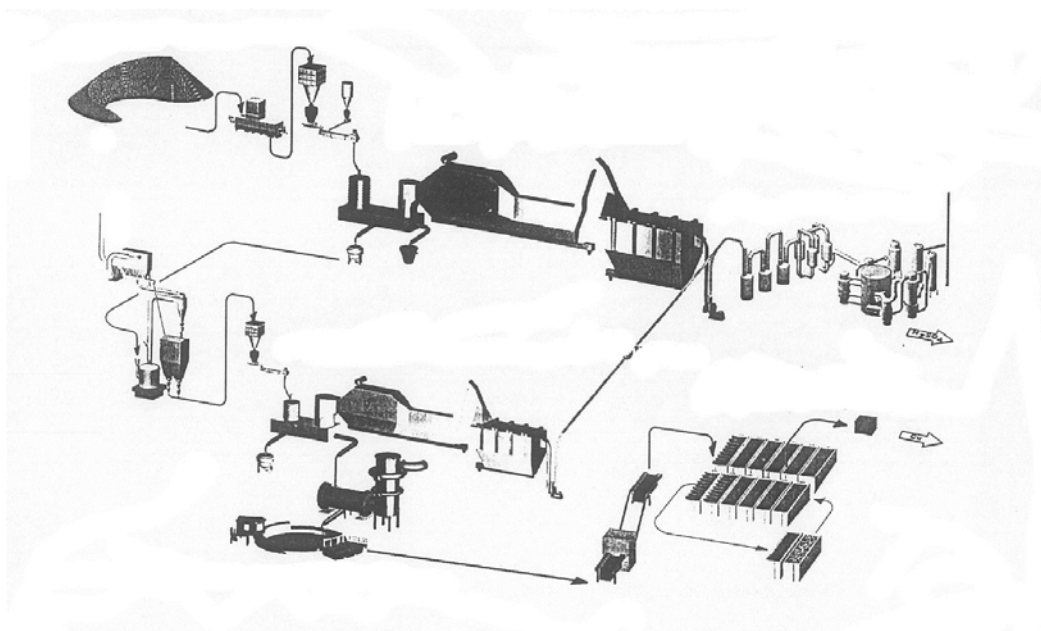
Сондай-ақ, оттегіні байытудың жоғары дәрежесін қолдану арқылы өнімділік артты. Концентраттың реакциялық жылуын жақсы пайдалану және қажетті конверсия мен күкірт қышқылының қуатын азайту үшін, тоқтатылған балқыту кезінде мыс мөлшері жоғары штейндер өндіріле бастайды.

«Харьявалта» зауыты (Финляндия) мыс құрамы жағынан бай штейн алу (65% Cu-ға дейін) және үрлеу жылыту температурасын төмендету мақсатында жартылай байытылған оттегіде балқытуды енгізді. Дутьедегі оттегінің мөлшері 30-35% дейін көтерілді. Үрлеуді берудің жаңа жүйесін енгізу үрлеуді қыздыру температурасын 773 К-ден 473 К-ге дейін төмендетуге және концентрат бойынша пештің өнімділігін 500 т/тәу-ден 800 т/тәу-ге дейін көтеруге мүмкіндік берді. Шахтаның реакциялық аймағында үрлеуді оттегімен байыту арқылы балқыту процесінің автогенділігіне қол жеткізілді (Бұрын қосымша жылу қолданылған). Сонымен қатар, 1 тонна зарядты балқыту үшін қажет сұйық отынның шығыны тек 29 кг құрады, бұл 67 МДж жылуға тең. Бұл жағдайда отын тек пештің тұндырылған бөлігіндегі жылу шығынын өтеу үшін пайдаланылды.

«Норддойче Аффинери» (ГФР), «Саганосеки» (Жапония) және «Теннант-Крик» (Австралия) зауыттары бай штейндерге (мыс мөлшері 60-65%) жұмыс істейді. Штейндегі мыстың осындай құрамымен қатты зарядтың бірлігіне сульфидтердің тотығуы нәтижесінде пайда болатын жылу мөлшері артады, сондықтан процесті жүргізу үшін қажет отын шығыны азаяды. Алайда, өз кезегінде, штейннің тотығу күйінің жоғарылауы пештегі зарядтың балқуының төмендеуіне және шлағыментардағы магнетиттің жоғарылауына әкеледі. Нәтижесінде мыс пен шлағыменттың жоғалуы артады. Өлшенген балқыту шлағыментарындағы мыс құрамы 1-ден 1,5% - ға дейін өзгереді. Олардан мысты, алынатын шлағыментарды толық қалпына келтіру үшін одан әрі өндеуге – электр пештерінде немесе флотацияға жібереді.

«Оутокумпу Оу» компаниясының мамандары жүргізген салмақты балқытуды пайдаланатын көптеген зауыттардың жұмысын талдау өнімділіктің өсуінің шектеуші факторы салмақты балқыту пеші емес, түрлендіргіштер мен күкірт қышқылы өндірісінің қуаты екенін көрсетті. Осыған сүйене отырып, 90-шы жылдары әзірлеушілер өнімділікті арттырудың және атмосфераға күкірт ангидридінің шығарындыларын тиімді азайтудың ең

жақсы жолын – Кеннекот – Оутокумпудың салмақты күйінде конвертерлеу процесін ұсынды және өндіріске енгізді. Мыс балқыту және тазарту технологиясының жалпы схемасы 1.1 суретте көрсетілген. [1-4].



Сурет 1.1 – Кеннекот – Оутокумпу мыс балқыту және тазарту технологиясының жалпы схемасы

Жаңа технологияның мәні екі сатылы процесті біріктіру болып табылады – өлшенген балқыту және өлшенген күйде түрлендіру. Біріншіден, өлшенген балқыту пешінде мыс құрамына бай штейн алынады. Пештен шыққаннан кейін ол салқындатылады. Әрі қарай, қатайтылған штейн ұсақталады, содан кейін балқытылған және тотықтырылған, аз қуатты балқытылған пеште қаралы мыс пен шлагыменқа дейін балқытады. Алынған шлагыментың аз мөлшері өлшенген балқыту пешіне қайтарылады. Екі пештен шығатын, SO_2 -мен байытылған газдар салқындағаннан және тазартылғаннан кейін күкірт алу зауыттарына үздіксіз жеткізіледі.

Салмақты балқыту және конвертерлеу процестері өте ұқсас. Негізгі айырмашылық мынада: өлшенген конверсия кезінде тотығу таза, өлшенген балқығанға қарағанда тереңдей түседі, жоғары мысты штейнді тікелей қаралы мысқа айналдырады. Салмақты түрлендіруге арналған материал тек Cu , Fe және S -тен тұрады, бұл ферритті-кальцийлі шлагыменты қолдануға мүмкіндік береді, ол мыс балқыту және дәстүрлі конверсия кезінде қолданылатын кремний негізіндегі шлагыментарға қарағанда қоспаларды кетіру қабілетіне ие.

Тоқтатылған күйде конвертерлеу кезінде Штейннің химиялық энергиясы қолданылады. Пештің білігінде пайда болатын реакциялар экзотермиялық болып табылады, сондықтан тоқтатылған күйдегі конверсия процесі автогендік режимде үрлеуде қосымша оттегісіз жүруі мүмкін.

Штейн бөлшектерінің оттегімен әрекеттесуі балқымада өлшенген конверсия пешінің реакциялық білігінде, өлшенген балқыту кезінде пайда болатын реакцияларға ұқсас жүреді. Реакциялар сұйық ваннада, пештің тұндырғышында аяқталады, онда мыс пен шлагыментың суспензиядан бөлінуі және екі қабаты бар басқа балқытылған ваннаның пайда болуы – шлагымен пен мыс. Мыс құрамындағы күкірт мөлшері шамамен 0,1% құрайды.

Екі пештен шығатын газдағы SO_2 -нің жоғары концентрациясы қарапайым күкірт немесе күкірт қышқылын арзан бағамен алуға мүмкіндік береді.

Жаңа технологияда концентратты беру жүйесі ауыстырылды. Бұрынғы концентраттың орнына беру және жану үшін гравиметриялық беру жүйесі пайдаланылады.

Дамыған технологияны қолдана отырып, жаңа балқыту зауыты 1995 жылы іске қосылды. Негізгі жабдықты жобалау, жеткізу, шеф-монтаждау, іске қосу кезінде көмек көрсету және зауытты пайдалануға бергеннен кейін қосымша қызметтер тікелей «Оутокумпу» фирмасымен жүзеге асырылды. Балқыту зауытының өнімділігі жылына 300 мың тонна анодты, ал күкірт қышқылы өндірісі жылына 900 мың тоннаны құрайды.

Технология келесідей түрде жүзеге асырылады. Концентрат пен кварц ағыны айналмалы барабан кептіргішінде кептіріледі. Әрі қарай, кептірілген материал айналмалы конвертер шлагымен бірге – 70% Cu бар бай мыс штейнін алу үшін аспалы балқыту пешіне беріледі. Штейн түйіршіктеліп, сақтау үшін тасымалданады. Қажет болғаннан кейін, штейн ұсақталып, өлшенген конвертация пешіне беріледі. Қаралы мыс пештен шығарылады және сұйық түрінде екі айналмалы анод пештерінің біріне құйылады.

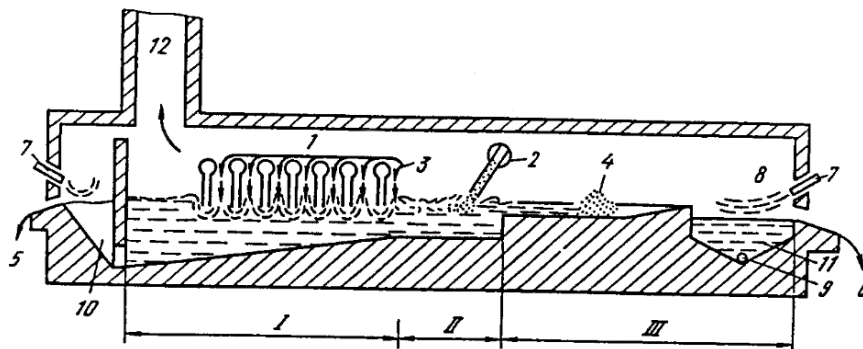
Күкірт қышқылы зауыты қос байланыс жүйесін қолданады және көптеген жаңалықтарға ие. Күкірт қышқылы өндірісіне қажетті инвестициялар SO_2 жоғары концентрациясы бар үздіксіз біркелкі газ ағынын алу арқылы азайтылды. Күкіртті молырақ алу мүмкін болды, яғни 99,9%-дан астам алуға дейін мүмкіндік пайда болды.

Өлшенген балқыту және конвертерлеу технологиясын қолдана отырып, балқытылған штейнді шелектерге тасымалдау қажеттілігі жойылды, бұл конвертер аралықтары мен үлкен көпір крандарының ауыр конструкцияларын қолдануды жойды. Бұл бұрынғы балқыту зауытының шығындарымен салыстырғанда пайдалану шығындарын 2 есе азайтуға мүмкіндік берді. Өнімділік 2 есеге жуық өсті, сырттан энергияға деген қажеттілік 75% - дан астамға қысқарды.

Кеннекот балқыту зауыты мыс балқытудың негізгі принциптерін көптеген жолдармен өзгертті. Сонымен қатар, бұл балқыту зауыты әлемдегі ең экологиялық таза, шығарындылардың барлық қатаң талаптарын қанағаттандырады және өндірістік шығындар аз болған кезде балама процестерге қарағанда жоғары өнімділікке ие.

«Уоркра» процесі (Австралия). Уоркра мысын өндірудің үздіксіз біріктірілген процесін инженер Уоррен ұсынды және 60-жылдардың

Warkra процесі пеште жүзеге асырылады, оның құрылғысы 1.2 суретте көрсетілген [5].



Сурет 1.2 – Мыс концентраттарын балқытуға арналған" Уоркра " пешінің схемасы

Процестің негізгі айырмашылығы – пештің ортаңғы бөлігіндегі балқу аймағының орналасуы, бұл штейн мен шлагыментың ағынға қарсы қозғалысын ұйымдастыруға мүмкіндік береді. Конвертация аймағындағы пештің астында көлбеу болады. Бұл аймақтағы ваннаның тереңдігі балқу аймағына қарағанда 2-4 есе көп. Балқу аймағынан шыққан штейн конверсия аймағына түседі және қозғалу кезінде мыспен байытылады. Қаралы мыс пештің астына түседі және сифон құрылғысының көмегімен үздіксіз немесе мезгіл бойынша пештен шығарылады және тазартуға жіберіледі. Штейнмен байланыста алынған қара мыс құрамында күкірттің жоғары мөлшері ~ 1,5% құрайды. Мыс құрамындағы мыс мөлшері 98-99, 5% құрайды. Қара мысқа мыс алу төмен және тек 97,8% құрайды. Мыс шығару аймағында пайда болған шлак құрамында мыс мөлшері жоғары. Пештегі шлак қозғалғанда және оның

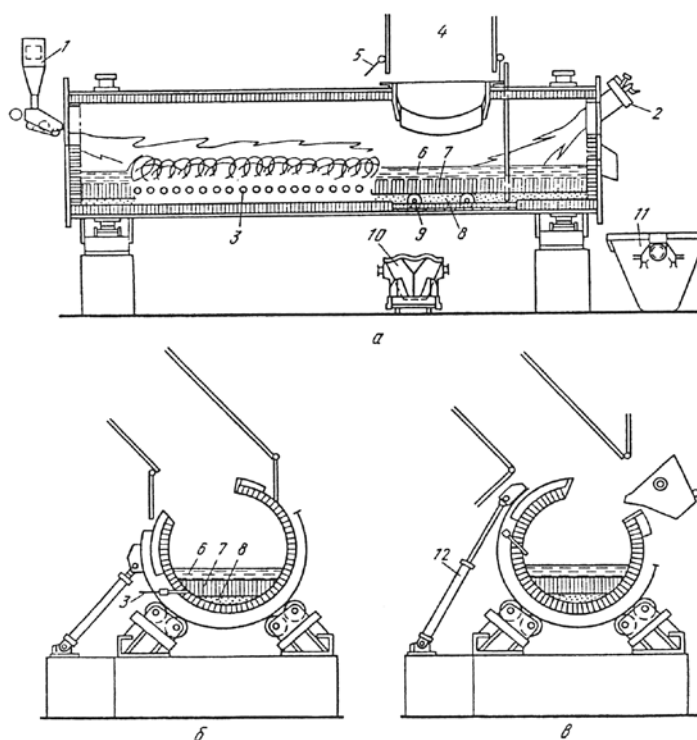
салмағы жеңіл штейнмен жанасуына байланысты ондағы мыс мөлшері азаяды. Соңғы шлактарда мыс мөлшері 0,3-тен 0,5% - ға дейін өзгереді.

Уоркра процесі күкірт пен темірдің (25% - дан аз) жоғары және төмен (25% - дан аз) мыс сульфидті концентраттарын өңдеуге мүмкіндік береді. Сондай-ақ, құрамында 7%-дан астам мырыш бар мыс концентраттарын өңдеуге болады. Бұл процесті жасаушылар Уорка пештерінде шағылысатын пештерде ерітілген концентраттардың барлық түрлерін өңдеуге болады деп санайды.

Концентраттағы күкірт құрамына байланысты бөлінетін газдардағы күкірт ангидридінің мөлшері 9-дан 14% - ға дейін өзгеруі мүмкін. Газдардағы күкірт ангидридінің концентрациясы үрлеу оттегімен байытылған кезде артады. Бастапқы шикізаттан күкіртті алу дәрежесі 97% - ға жетеді.

«Норанда» процесі (Канада). Мыс концентраттарын қаралы мыс алу үшін үздіксіз балқыту процесін «Норанда майнс» компаниясы әзірледі және 1973 жылдан бастап «Норанда» зауытында жүзеге асырылуда.

Процесс «түрлендіргіш» типті айналмалы пеште жүзеге асырылады, оның схемасы 1.3 суретте көрсетілген [6].



а-бойлық қима; б-көлденең қима, үрлеу қалпы; в-сонымен бірге, тиеу қалпы. 1-шихта қоректендіргіші; 2-жанарғы; 3-фурмалар; 4-шаңтұтқыш; 5-жармалар; 6 – шлак; 7 – штейн; 8 – қара мыс; 9 – шпур; 10-мыс немесе штейнге арналған шөміш; 11-шлакқа арналған шөміш; 12-пешті бұруға арналған поршень

Сурет 1.3 – Норанд процесінің цилиндрлік пешінің схемасы

Пештің үш аймағы бар. Біріншісі – балку және конверсия аймағы. Екінші – қара мыс бөлімшесінің аймағы және үшіншісі – аймақ-шлагыменты тұндыру және сарқылту. Процестің мәні келесідей.

Түйіршікті заряд бірінші аймаққа пештің соңынан жүктеледі, онда пештің түбінде үрлеуге арналған фурмалар бар. Балқыту ауа үрлеуімен немесе оны оттегімен аздап байытумен жүзеге асырылады (25-28% дейін). Жүктелген заряд пен жеткізілетін ауа мөлшерінің қатынасы күкірт пен темірдің толық тотығуын қамтамасыз ету негізінде таңдалады. Балқыту аймағында жылудың болмауы көміртекті отынды (табиғи газ, мазут, көмір шаңы) жағу арқылы өтеледі. Концентраттың құрамына және оның жылу шығару қабілетіне байланысты суық ауа үрлеуінде шартты отын шығыны 6-10% құрайды (фирманың деректері бойынша – 13,5 %).

Күкірт пен темірдің толық тотығуымен мыс металл күйінде алынады. Мысты пештің ваннасында тотығудан қорғау үшін мыспен қаныққан ақ мат қабаты үнемі сақталады. Мұндай қолдану әдісімыс бойынша әдеттегі мыстан салмағы аз мысты алуға мүмкіндік берді. Алайда, бұл жағдайда алынған мыс құрамында күкірт пен темірдің көп мөлшері болды, сәйкесінше ол 1,5 және 0,2%-ды құрайды. Алынған мыстың бөлінуі фурмасыз екінші аймақта жүреді. Оны шығару мезгіл бойынша арнайы саңылаулар арқылы жүзеге асырылады. Пештегі мыс деңгейі салыстырмалы түрде тар шеңберде өзгереді. Мыстың шамадан тыс жинақталуы фурмалардың жұмысын қиындатады, ал оның толық шығарылуы штейнның өтуімен бірге жүруі мүмкін. Пештегі штейн қабатының қалыңдығы 740-860 мм, ал шлак – 300-400 мм деңгейінде сақталады. Пештегі балқыманың температурасы 1523 К және одан аз болуы мүмкін.

Үшінші аймақта шлагыменты азайту үшін оны қалпына келтіретін газбен үрлеу қарастырылған. Газ беру фурмалар арқылы жүзеге асырылады. Алайда, әзірлеушілер токсиндердің тиімді сарқылуына қол жеткізе алмады: шлагыментарда 8-ден 11% - ға дейін мыс бар, бұл, әрине, қолайсыз жағдай.

1975 жылдан бастап «Норанда» пеші қаралы мысты емес, құрамында мыс көп (73% дейін) штейнді балқыту үшін қолданыла бастады [7]. Штейн алуға көшу авторларға пештің дизайнын біршама жеңілдетуге мүмкіндік берді.

Жаңа пеш цилиндрлік пішінді ұсынды және ұзындығы 21,3 м-ді құрады. Пештің сыртқы диаметрі 5,2 м. үрлеуді беру үшін пеш 60 фурмамен жабдықталған (олардың 50-і әдетте жұмыс істейді), ішкі диаметрі 54 мм. үрлеу шығыны әр фурма үшін 0,33-0,40 м³/с құрайды. Шығарылған газдар 3,7 × 2,5 м пештің мойны арқылы шығарылады.

Фурмалық белдеуін және шпур аймақтарын қоспағанда, барлық түрлендіргіш хроммагнезит кірпішімен қапталған. Фурмалық белдеуі және шпуров аймағының балқытылған магнетитохромитті кірпішпен қапталған.

Пешке заряд пешінің соңғы қабырғасындағы арнайы терезе арқылы түйіршіктер түрінде беріледі. Үлкен бөліктерді пештің мойны арқылы үрлеуді тоқтатпай жүктеуге болады.

Пешті қосымша қыздыру мазут қыздырғышының көмегімен жүзеге асырылады, сонымен қатар пештің соңғы қабырғасына тиеу саңылауына жақын орнатылады. Жылу тапшылығының орнын толтыру үшін шихтаға құрамында 30% мазут және 70%-ға дейін көмір ірілігі 9,5 мм кем отын енгізіледі.

Мыс концентраттарынан, құрамында мыс бар тұнбалардан және мырыш өндірісінің кектерінен тұратын қайта өңделетін шихтаның орташа құрамы келесідей болды: 17-42% мыс, 17-35% темір, 3-7% кремний диоксиді, 32-37% күкірт. Шикіқұрамның ылғалдылығы – 7-14%. Кварц ағынында 67-81% SiO_2 бар.

Жаңа пештің жартылай өнеркәсіптік сынақтары 1975 жылы Норанда зауытында жүргізілді. Барлығы 5 науқан өткізілді, орташа ұзақтығы – 180 күн.

Сынақ кезінде пеш үрлеу астында орташа есеппен 87%, ал мәжбүрлі тоқтап қалуды есептемегенде – күнтізбелік уақыттың 91% жұмыс істеді. Шикіқұрамды балқыту шикізат сапасына, отын түріне және үрлеу жылдамдығына байланысты тәулігіне 1070-1134 т құрады. Құрғақ концентраттың I тоннасына жалпы жылу шығыны, тоқтап тұрған кезде жылытуға қолданылатын жылуды ескере отырып, орташа есеппен 155 МДж болды. Шығын болып берілетін үрлеу шектелетін қуаты ауа үрлегіштер болып табылады. Барлық сынақ кезеңінде оттегімен байытылған үрлеудің орташа шығыны (23,5% дейін) 1161 м³/мин құрады. Үрлеу кезінде оттегінің мөлшері тәулігіне 300 т дейін артқанда концентрат бойынша пештің өнімділігі тәулігіне 1814 т дейін өсті. Бұл ретте I т концентратқа отын шығыны 81 МДж құрады. Оттегі мөлшерінің тәулігіне 362 тоннаға дейін артуы концентрат пешінің өнімділігін тәулігіне 1914 тоннаға дейін арттырды. I тонна концентратқа отын шығыны 43 МДж-ға дейін төмендеді.

Алынған шлагыментар орта есеппен: 5% мыс, 40% темір, 22% кремний диоксиді. Шлагыментағы Темірдің кремний диоксидіне қатынасы 1,8 болды. Шлагыментар басқа процестерге қарағанда SiO_2 төмен құрамымен сипатталады. Тиісінше, бұл ағынды тұтынудың төмендеуіне және шлагыментың шығуының төмендеуіне әкелді, бұл өз кезегінде пештің өнімділігін арттырды және мыс пен шлагыментың шығынын азайтты. Алынған шлагыменты сыйымдылығы 36 т шөмішке жүктейді және одан әрі флотацияға жібереді. Шлагыменты флотация таусылған кезде құрамында 40% мыс бар флотациялық концентрат, ылғалдылығы 11% және 0,27% мыс бар қалдықтар алынады.

Жаңа технология бойынша I т құрғақ концентратқа отқа төзімді кірпіштің шығыны орта есеппен 0,54 кг құрады, бұл бұрын қолданылған шағылыстыру балқыту – конвертерлеу технологиясына қарағанда айтарлықтай төмен.

«Норанд» процесі, әзірлеушілердің пікірінше, әртүрлі құрамдағы шикізатты, соның ішінде отқа төзімді компоненттері бар шикізатты өндеуге мүмкіндік береді. «Норанда» пешінде қорғасын мен мырыш мөлшері жоғары концентраттарды өңдеу кезінде бұл металдар шлакқа оңай өтеді. Бұл

шағылыстырғыш пеш пен түрлендіргіш арасындағы мырыш пен қорғасынды қайта өңдеуді болдырмайды.

1978 жылы «Норанда» жаңа пеші жылына 245 мың тонна қара мыс өндіретін қуаты бар «Кеннекотт копер» фирмасының АҚШ-тағы ең ірі «Гарфилд» мыс балқыту зауытына енгізілді.

Зауытты қайта құру кезінде қоршаған ортаның тазалығына қойылатын талаптардың артуына байланысты 3 шағылыстырғыш пеш пен 9 көлденең конвертердің орнына 3 «Норанд» пеші және 4 конвертер орнатылды.

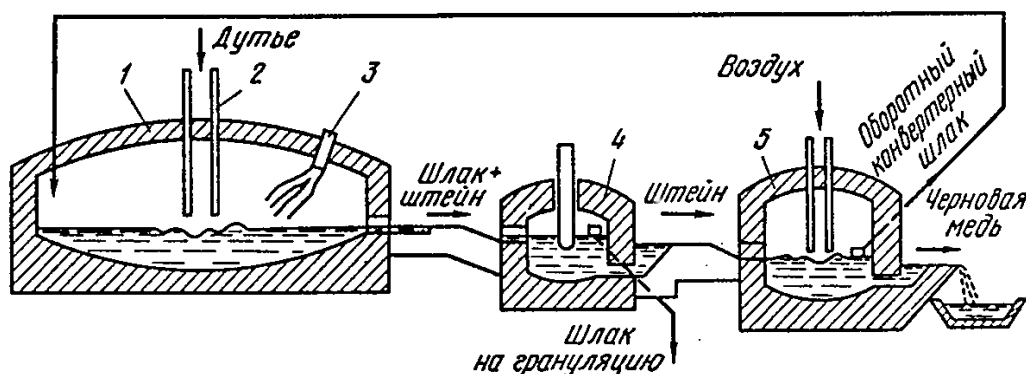
Диаметрі 5,18 м және ұзындығы 21,3 м болатын «Норанда» пештері герметикалық шаңмен жабдықталған. Әрбір пеш оттегімен байытылған (30% дейін) үрлеуге арналған 63 фурмамен жабдықталған. Қосымша қыздыру үшін барлық үш пеште екі отын қыздырғышы орнатылған. Оттегі мен отын шығыны олардың құнын ескере отырып реттеледі, балқытудың минималды құнын және атмосфераның ең аз ластануын қамтамасыз етеді. Зауытқа келіп түсетін концентрат пен цементті мыс барабанды кептіргіште кептіріледі, флюспен араластырылады, орайды және «Норанда» пешіне балқыманың бетіне бүйір тесік арқылы тиейді.

Балқыту кезінде құрамында 70-75% мыс бар штейн алынады. Штейндегі мыс құрамы оттегі мөлшерінің концентратқа қатынасын өзгерту арқылы реттеледі: бұл қатынас неғұрлым жоғары болса, штейн соғұрлым бай болады. Құрамында 3-8% мыс және 15-20% магнетит бар шлағыментар пештен үздіксіз шығарылып, флотацияға жіберіледі. Флотация кезінде көбік өнімінен 60-80% мыс алынады. Флотация қалдықтарында 0,35% мыс бар.

«Норанд» пештері мен түрлендіргіштердің шығатын газдары күкірт қышқылын өндіру үшін қолданылады. Дәріханадағы күкірт ангидридін мөлшері 16-20% құрайды. Күкірт қышқылы қондырғысына кірер алдында SO₂ мазмұны 8% дейін төмендейді. Күкірт қышқылы қондырғысынан кейін бөлінетін газдардағы күкірт ангидридін мөлшері аз, 0,4%-ды құрайды. Бастапқы шикізаттан күкірт алу 85%-ға жетеді, ескі схема бойынша жұмыс істеу кезінде алынған 55%-ға дейін болады.

«Мицубиси» процесі (Жапония). Қара мысты ала отырып, балқымаларда балқытудың үздіксіз ағындық процесі 1974 жылы «Наосима» (Жапония) зауытында игерілді. Мыс пешінің өнімділігі айына 4 мың тоннаны құрады [8,9].

Процесс үш рет орнатылған сопақша пештерде жүзеге асырылады: балқыту, шлағыменты ыдырататын пештер және штейнді түрлендіретін пештер. Аралық өнімдер бір пештен екінші пештен үздіксіз ағып тұрады. Ол 1.4 суретте көрсетілген.



1-балқыту пеші; 2-тік фурмалар; 3-жанарғы; 4-шлагымен пен штейнді бөлуге арналған электр пеші; 5-айырбастауға арналған пеш

Сурет 1.4 – Мицубиси процесінің сызбасы

Құрамында 26,7% мыс; 25,2% темір және 28,5% күкірт бар құрғақ күйдірілмеген концентрат флюстермен және оттегімен байытылған ауамен қоспада балқыту пешінің қоймасында орнатылған 5 фурма арқылы үрленеді. Зарядты беру ішкі фурма түтіктері арқылы, ал ауаны сыртқы фурма түтіктері арқылы жүзеге асырылады. Балқыту пешінің шағын диаметрі 7 м, үлкен - 10,25 м., ваннаның тереңдігі 800 мм.

Қоймада орнатылған фурма түтіктерінің төменгі ұштары тікелей балқыманың астында орналасқан. Түтіктердің бұл орналасуымен пештің ваннасында балқыманың араласуы жүреді. Бұл балқыту процесін қарқындатуға және шаң шығаруды азайтуға көмектеседі. Бұл жағдайда штейннің үлкен бөлшектері пайда болады, бұл оны шлагыментан келесі бөлуді жеңілдетеді. ЭЕМ көмегімен процесті реттеу 1473-1573 К температурада оның шлактағы құрамын ұлғайтпай, құрамында 65% мыс бар штейн алуға мүмкіндік береді.

Алынған шлагыменты штейнмен бірге балқыту пешінен шығарады және екінші пешке (электр пешіне) шлагыменты ыдырату және шлагымен пен штейнді тұндыру арқылы бөлу үшін жіберіледі. Пирит пен кокс электр пешіне қосылады. Кіші электр пешінің диаметрі - 4 м, үлкен пештікі - 7 м. электр энергиясының шығыны бір тоннасына шлагымен құрайды: 31 кВт×сағ.

Электр пешінің пеші бар штейн сифон арқылы конвертерлеу үшін келесі үшінші пешке құйылады. Құрамында 0,4-0,5% мыс бар шлагымен электр пешінің жоғарғы шегі арқылы шығарылады. Айырбастау пешінде 4 фурма бар (1-ші пештің фурмаларына ұқсас), ол арқылы ағын оттегімен байытылған ауамен бірге үрленеді. Оттегі қоспаларын енгізу конверсия кезінде температураны дәлірек реттеуге мүмкіндік береді. Кіші ештің диаметрі 6 м, үлкен пештікі - 9 м, ваннаның тереңдігі 800 мм.

Құрамында 0,05% - дан аз күкірт бар кара мыс миксерге түседі және одан әрі отпен тазартуға жіберіледі. Құрамында 13-16% мыс бар конверторлық шлагыменты балқыту пешіне қайтарады. Құрамында 12-15% күкірт ангидридi

бар үш пештің шығатын газдары күкірт қышқылын өндіру цехына жеткізіледі. Шаңның шығуы жүктелген концентрат салмағы шамамен 3-5% құрайды.

«Мицубиси» процесінің артықшылықтары:

- жоғары күкірт алу;
- кішкентай күкірт қышқылы қондырғысында жоғары күкірт ангидрид бар қалдық газдарды өңдеу мүмкіндігі;
- пештің ықшамдылығына байланысты реакция жылуын максималды пайдалануға байланысты төмен отын шығыны.

Жанармай шығынын үрлеуді жылыту және оны оттегімен байыту арқылы азайтуға болады. Барлық қондырғының шағын габариттері және балқыманы өз бетімен тасымалдау «Наосима» зауытын шағылыстырғыш немесе өлшенген балқытуды қолданатын зауыттармен салыстырғанда күрделі шығындарды 20-30%-ға үнемдеуді қамтамасыз етеді. Сонымен, қазіргі уақытта Наосима зауытында 50 адам жұмыс істейді, ал 1974 жылға дейін балқыту мен түрлендіруді және пештің бірдей өнімділігін қолданған кезде зауытта 160 адам жұмыс істеген.

1979 жылдан бастап мыс концентраттарын «Мицубиси» процессі технологиясы бойынша балқытуды «Тэксас Галф» фирмасының (Канада) «Тимминс» зауытында да жүзеге асыра бастады [10-12]. Катодты мыс бойынша зауыттың бірінші кезегінің өнімділігі жылына 59 мың тоннаны құрады.

Жаңа технологияға сәйкес ылғалдылығы 0,5%-дан кем, құрамында 26% мыс бар концентрат; 27,6% темір; 32,1% күкірт; 5% мырыш; 0,96% қорғасын, айналмалы конвертор шлағымен және құрғақ флюспен қоспада ваннаның тереңдігі 1200 мм дөңгелек қималы балқыту пешіне диаметрі 38 мм тік фурманың ішкі түтігі бойынша беріледі.

Үйінді шлак сарқылғаннан кейін, құрамында 0,6% мыс; 37,6% темір; 0,56% күкірт; 5,3% мырыш; 0,2% қорғасын болады. Балқыту процесі бойынша 65% мыс; 8,8% темір; 21,6% күкірт; 2,2% мырыш; 1,7% қорғасын бар штейнге жүргізіледі. Жабық жылытылатын науа арқылы алынған штейн құрылымы бойынша балқыту пешінің дизайнына ұқсас одан да төмен орналасқан конвертерге ауыстырылады. Тік фурмада оттегімен байытылған үрлеу және кальций оксиді беріледі. Құрамында 15% мыс; 42,4% темір; 15% кальций оксиді бар конверторлық шлағымен; 4,9% мырыш және 12,5% қорғасын, түйіршіктелген, ұсақталған және кептіруден кейін балқыту пешіне қайтарылады.

Қазіргі уақытта «Кеннекотт копер» фирмасы (АҚШ) «Мицубиси метал» (Жапония) фирмасымен бірлесіп «Хино» (АҚШ) мыс балқыту зауытын жаңғырту және кеңейту бағдарламасын жүзеге асырды. Балқыманы өлшенген күйде немесе «Мицубиси» процесін енгізу мүмкіндіктері қарастырылуда. Бастапқы шикізаттан күкірт алуды 55%-дан 85%-ға дейін арттыруға мүмкіндік берген «Гарфилд» зауытында (АҚШ) «Норанд» процесін енгізу қоршаған ортаны қорғау бойынша белгіленген нормалардың орындалуын қамтамасыз

етпеді. «Мицубиси» процесі күкірттің 98%-ын балқыту және анод пештерінің шығатын газдарынан алуға мүмкіндік береді.

Төменде 1.1-кестеде әртүрлі автогендік процестердің жалпы технологиялық көрсеткіштері бойынша салыстырмалы мәліметтер келтірілген.

Талдау негізінде келесі қорытынды жасауға болады:

- Барлық автогендік процестер отынды үнемдеумен, күкірт ангидридінің жоғары концентрациясы бар шығатын газдардың аз мөлшерін алумен, шикізат құрамындағы күкіртті барынша пайдаланумен және бай штейндерді алумен сипатталады.

- Тоқтатылған күйде жүзеге асырылатын автогендік процестер шихтаны гранулометриялық құрамы мен ылғалдылығы бойынша арнайы дайындауды талап етеді. Бұл процестер заряд бойынша қондырғының салыстырмалы түрде төмен өнімділігімен және шаңның үлкен шығарылуымен сипатталады (заряд массасының 10%-на дейін).

- Балқымада балқытудың автогендік процестері шикіқұрамды арнайы дайындауды қажет етпейді және құрамында 30-75% мыс немесе қаралы мыс бар штейн алу үшін кез-келген құрамдағы шикізатты өңдеуге мүмкіндік береді. Автогенді балқытудың бұл түрі Газ фазасының төмен температурасымен, агрегаттың жоғары үлестік өнімділігімен және шаңның төмен шығарылуымен сипатталады (заряд массасының~2-5%-на дейін).

Кесте 1.1 – Штейнге балқыту процестерінің негізгі көрсеткіштерін салыстырмалы талдау

Көрсеткіштер	Балқыту түрі					
	СВБ	КФП	Оуто-кумпу	КИВЦ ЭТ	Норан да	Шарпыма
Удельный проплав, $t/m^2\text{сут}$	55–80	10	7,5	3–5	11	4–5
Си-нің штейндегі құрамы %	50	40	45–60	50	80	30
Си-нің шлактағы құрамы, %	0,5–0,6	1,2	1–1,5	–	4–7	0,4–0,5
Штейндегі мыс құрамының шлагыментағы мысқа қатынасы	85	35	50	125	13	75
Шихтаның ылғалдылығы, %	6–8	1	1	1	10–13	6–8
Шихтаның үлкендігі, мм.	до 50	0,1	0,1	0,1	до 10	0,1
Шаң ұстағыш %	1	6–10	6–10	–	5	1–2
O ₂ -нің үрлеудегі құрамы, %	до 95	95	до 40	95	до 25	до 25
SO ₂ -нің газдағы құрамы, %	40–60	75	10–12	50–75	16–20	1–2

Бірқатар ықшамдаушы қағидалар:

- жүйе компоненттерінің санын шектеу;
- SiO_2 қанығу шарттары;
- P_{O_2} - төмен шамасында алынған штейн компоненттерінің активтілігі.

Осыларды пайдалануға қарамастан – диаграмма әртүрлі балқыту шарттарында шлағымен, штейн және қара мыстың тұрақтылық аймағын анықтауға мүмкіндік береді. Штейннің мыспен байытылуы жүйенің тотықтыру потенциалының өсуіне және сульфидтендіру потенциалының төмендеуіне әкеледі. Бұл кезде жеке фаза ретінде магнетиттің пайда болуы шарттарының туындауы мүмкін.

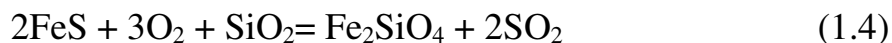
Тұрақты температурада Cu-Fe-S-O-SiO_2 жүйесінің бос дәрежелер саны қатар жүретін фазалар санына тәуелді болады. Металл – шлағымен – газ және штейн – шлағымен – газ жүйелерінің тепе-теңдігіне негізделген бос дәреже саны үшке тең. Егер, $a_{\text{FeO}} = \text{const}$ деп қабылдасақ, онда штейн – шлағымен – газ жүйесінің тепе-теңдік аймағы екі тәуелсіз айнымалымен, яғни штейнде мыс мөлшерімен және күкіртті ангидридінң парциалдық қысымымен (P_{SO_2}) анықталатын болады. Осы екі көрсеткіштердің шамасын орната отырып, жүйенің тотықтыру (P_{O_2}) және сульфидтендіру (P_{S_2}) потенциалдарын тепе-теңдік реакцияларының көмегімен есептеуге болады.

Термодинамикалық есептеулер жүргізу үшін шлағымен компоненттерінің активтілік мәндері қажет. Техникалық әдебиеттерде жеткілкті материалдар бар. Бірақ, мұнда қарапайым және күрделі шлағымен жүйелерінде FeO , Fe_3O_4 , CaO , SiO_2 және т.б. қорытынды активтілік шамалары келтірілген.

Полиметалды штейндерінің компоненттерінің активтілігін анықтау біршама күрделірек. Себебі, штейн құрамына кіретін сульфидтердің активтілігін есептеу әртүрлі қателіктерге және ықшамдауларға аса мән бері қажет. Штейн – шлағымен – газ жүйесінің тепе-теңдігін есептеу кезінде, мыс штейні Cu-Fe-S түрінде келтірілген. Штейн құрамында мыс пен темір $\text{Cu}_2\text{S-FeS}$ жалған қос жүйе түрінде сипатталған. Сөзсіз, термодинамикалық есептеулерде Cu_2S және FeS активтілігін пайдаланудың артықшылықтары бар. Олар жалған бинарлы кесінді сызығынан ауытқу кезінде берілген шамалардың аз өзгерісі, штейнде мыс мөлшеріне тікелей тәуелділігі. Мұндай тәсіл дұрыс емес болып келеді және автогенді балқытуларға тән штейн-шлағымен тепе-теңдігін есептеуде пайдаланылмауы керек. Барлық автогенді балқытуларда тотықтыру процесі жүретін болып табылатындығын ескере, мыс штейндерін Cu-Fe-S-O жүйесінің аясында қарастыру қажет.

1.3 Конвертерлеу процесінің теориялық негіздері мен тәжірибесі

Мыс штейндерін конвертерлеу процессі сульфидті балқымаларды оттегімен тотықтандыра үрлеуге негізделген. Бұл процесс көп жылу бөлінумен жүреді және темір сульфидінің тотығуынан басталады.

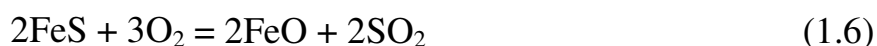


Балқымада темір сульфидінің жеткілікті мөлшері болған жағдайда, мыс сульфиді айтарлықтай тотықпайды. Өйткені, (1) реакциясының тепе-теңдігі бойынша темірдің оттегіге, ал мыстың күкіртке жақындығы салдарынан, толығымен оңға ығыстырылады.



Осылайша конвертерлеу процесінің бірінші мерзімінде, темір сульфидінің селективті тотығуы жүреді. Фурмалық зонадағы оттегінің артықшылығы FeS тотығуымен $\text{FeS} - \text{FeO} - \text{Fe}_3\text{O}_4$ сұлбасы бойынша жүреді. Нәтижесінде, барлық темір конвертерлеу процесінің температурасында қатты күйде болатын магнетитке дейін тотығуы мүмкін. Балқыманы ауамен барбатаждау кезінде, магнетиттен және сульфидтерден тұратын біртекті гетерогенді масса түзіле бастайды. Балқыманың артық тотығуы процестің тотықты және сульфидті фазаның бөлінуін қиындатады және магнетиттің көп мөлшерде түзілуін штейннің аса тотығуы, конвертер футеровкасының ішкі бетіне, оның желінуін тоқтату мақсатымен, қиын балқитын магнитті қабат түзу үшін жасайды. Алдымен отқа төзімді бетіне тұтқырлы массаның жабысуын қамтамасыз етеді. Конвертерді айналдырған кезде тұтқыр масса қатып, мықты қорғанысты қабатын түзеді. Мұндай операцияны өндірісте “конвертерді айналдыру” деп атайды.

Түзілетін темір тотықтарын сульфидтерден бөліп алу және оларды қатты емес сұйық өнімде концентрлеу қажет. Мүмкіндігінше, темірдің магнетитке тотығуын азайтып, келесі реакцияның жүруін қадағалау керек.



(1.3) және (1.4) реакциялары сияқты жеткілікті жылу бөлінуімен жүреді. Конвертерлеудің бірінші мерзімінде, темір силикатты балқыма түзу үшін, кварц қосады. Вюстит шлагымента еріген кезде оның активтілігі төмендейді. Сонымен қатар, оның дәрежесі шлагымента SiO_2 концентрациясы жоғарлаған сайын, төмендей береді. Вюстит активтілігінің төмендеуі үшін оның тотығуын баяулатады. Бірақ, кварц қосу арқылы темірдің магнетитке дейінгі тотығуын мүлде болдыртпау мүмкін емес.

Температура жоғарлаған сайын магнетит ыдырау және толықтығу жылдамдығы жоғарлайды. Бұл дегеніміз, конвертерлеу процесінің

максималды жоғары температураларда жүргізу тиімді екенін көрсетеді. Конвертердегі температураны өндірісте, әдетте, 1280-1320⁰С деңгейінде ұстайды.

Шлагыментағы темір тотығының активтілігін төмендетуге, ондағы кремнезем мөлшерін арттырумен қол жеткізуге болады. Бірақ бұл процеске қарапайым кварц шығынын арттыру әсер етпейді. Шлагымен қышқылдылығы түзілетін темір тотығы мөлшерімен және шлагыментағы кремнеземның еру жылдамдығымен анықталады. Шлагыментағы SiO₂ еруінің интенсивтілігі температураға, кварцқа және шлагымен беттерінің байланыс санымен және флюстің реакциялық қабілеттілігімен анықталады.

Температура жоғарылаған сайын, оның еру жылдамдығы ұлғаяды. Бұл – шлагымен қышқылдығын арттырады. Конвертер шлагыментарындағы кремнеземның оптималды мөлшері 23-26% аралығында болу керек. Кремнеземның мөлшерін төмендеуі үшін шлагыментағы магнетит және мыс мөлшерінің артуына әкеледі. Оның аса жоғарлауы, мысалы, 30%-дан аса, мыс және магнетит мөлшерін төмендету бойынша жеткілікті эффект бермейді.

Кварцтың ірілігі кішірейген сайын, оның еру жылдамдығы ұлғая бастайды. Кварцтың оптималды ірілігі 10-20 мм болуы керек. Аса майда кварцты қолданылу, оның конвертерлеу кезінде газ ағынымен шығымының жоғары болуына әкеледі. Сондықтан, конвертерлеу кезінде, мөлшері 96% кремнезем болатын және реакцияға түсу қабілеті бар таза кварцты қолданған дұрыс.

Лас кварцтың қолданылуы оның еру жылдамдығының төмендеуіне және конвертерлі шлагымен шығуының артуына әкеледі. Олардың қышқылдылығының төмендеуіне және үйінді шлагыментармен мыс жоғалымының жоғарлауына әкеледі. Себебі, конвертерлі шлагыменты конвертер процесінен кейін не байыту фабрикасына немесе шахталық пешке өңдеуге жібереді. Процестің артықшылығы ретінде алтынқұрамды кварцты флюстың қолданылуын айтуға болады. Мысалы, алтын бөлініп алынатын байыту фабрикаларында шығатын кварцты қалдықтарды қолдануын айтуға болады. Бұл жағдайда, қосымша алтын металын бөліп алу лас флюстің қолданылуын ақтайды. Бірақ, бұл қосымша бөліп алу процесі мыс жоғалымына алып келетінін ескеру кажет. Барлық жағдайда алтын құрамды флюсті пайдалану экономикалық тиімді болуын есепке алынуы керек.

Конвертердегі барлық физика-химиялық процестер балқымаға газ ағыншасы әсерімен байланысты. Алайда, балқыманы үздіксіз барботажау интенсивтілігімен ерекшеленетін бірнеше зоналарды бөлуге болады.

Жоғарғы температурада балқыманы энергетикалық араластыру кезінде, барботаждлатын аймақта тотығу процестерінің өту жылдамдығы өте жоғары. Газдың балқымамен байланысу уақыты аз болғанымен, конвертерде оттегінің айтарлықтай толық пайдаланылуы қамтамасыз етіледі. Тотығудың жоғары жылдамдығы барботажа аймағында магнетиттің жиналуына алып келеді. Ол штейнде де шлагымента да ериді және конвертерде салыстырмалы кедей штейн өнделгенде, штейн мен шлагымен шекарасында фазаралық керіліс

болады. Бұл, балқыманы ауамен барботажау кезінде тұндырғыш аймаққа шығарылатын өте жұқа, біртекті дисперсті жүйе түзе отырып, штейн мен шлагымен эмульсиясының түзілуін бақылайды.

Штейн-шлагыменты эмульсияда шлагымен мөлшеріне байланысты сульфидтердің тотығу механизмы және кинетикасы айтарлықтай өзгереді. Конвертерлеудің бірінші мерзімінде, ваннада шлагымен болмаған кезде, штейннің тікелей тотығуы жүреді. Бұл кезде тотығу аймағында флюстер болмайды. Өйткені, кварцтың тығыздығы аз болғандықтан ванна бетінде жүзіп тұрады. Қуатты барботажау кезінде, сульфидтердің тотығуы үлкен жылдамдықпен жүреді және оттегі фурмаға жабысқан өте тар зонада толығымен қолданылады. Аз көлемде жүретін сульфидтер тотығуынан бөлінетін көп мөлшердегі жылу, фурма аймағында температураның күрт өсуіне әкеледі. Бұл фурмалық белдем футеровкасының тез тозуына әсер етеді.

Cu_2S - FeS - FeO жүйесінде толық өзара ерігіштіктің кең аймағы бар және ол 1200°C ден жоғары температурада сульфидтердегі FeO ерігіштігі 40-60% - ға дейін жетеді. Сульфидтердегі вюститтің жоғарғы ерігіштігі конвертерде гомогенді сульфидті-тотықты балқыманың түзілуіне алып келеді. Штейнде мыс сульфидінің мөлшері артқан кезде Cu_2S - FeS - FeO жүйесі компоненттерінің өзара ерігіштігі түседі. Әсіресе шлагымента кремнеземның мөлшері ұлғайған кезде күрт азаяды. Сульфидті-тотықты балқыманың SiO_2 әрекеттесуі балқыманың жоғарғы бөлігінде жүреді. Онда кремнезем мөлшері аз оксидті фазаның жиналуына себеп болады. Конвертерлеу процесі кезінде жоғарғы тотықты потенциалы, температураның төмендігі салдарынан темірдің көп мөлшері магнетитке дейін тотығады. Осы жағдайда темірдің магнетитке тотығу дәрежесі температураның төмендеуінен және шлагымента кремнеземнің, штейнде пириттің активтілігінің төмендеуі есебінен өседі. Яғни, үрлеу кезінде шлагыментың түзілуі – уақыт өте жүреді. Сонымен қатар, кремнеземнің еру жылдамдығымен шектеледі. Бұл кезде біріншілей сульфидті-тотықты балқыманың өзгеруі, майда сульфидті өлшенділер түзілуімен жүреді. Сол себептен, конвертерден құйылатын шлагымен жақсы және соңына дейін түзілуі керек. Болмаған жағдайда, оның құрамында жоғары мөлшерде мыс қалып қояды.

Шлагымен жеткіліксіз болған жағдайда, штейнді үрлеу бірқатар кемшіліктерге ие:

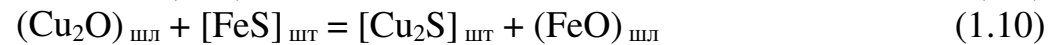
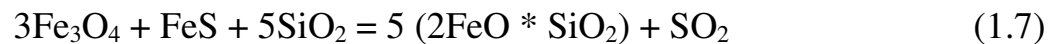
- фурмалар аумағында температураның тым жоғары болуы;
- агрессивті біріншілей сульфидті-оксидті балқыманың түзілуі;
- конвертерде салыстырмалы төмен температурада шлагымента магнетиттің өсуі;
- мыс мөлшерінің жоғарлауы.

Бұл кемшіліктердің кейбіреуі, кварцты тікелей интенсивті барботажау зонасына беру арқылы реттеуге болады.

Барботажау зонасында түзілетін біріншілей шлагымен, циркуляциялық ағынмен, аз жылдамдықпен тотығу процестері жүріп жатқан, тұндырғыш аймаққа ауыстырылады. Осы зонада өтетін маңызды процестер:

- шлагыменты балқымада және штейнді шлагыменпен бөлу шекарасында магнетитті сульфидтермен тотықсыздандыру;
- шлагыменты сульфидпен қанықтыру;
- тотыққан мысты сульфидтеу;
- тепе-теңдік және таралу заңдылықтарына сәйкес, балқыту өнімдері арасында компоненттердің қайта таралуы;
- шлагыменты сульфид тамшыларымен шаю.

Конвертердің тұрақты циркуляцияланатын ваннасында өтетін процестер мына реакциялармен сипатталады:



Үрлеу мөлшері бойынша, штейндегі мыс мөлшері уақыт өте артады. Бұл, шлагымен-штейн шекарасында фазаралық керілістің ұлғаюына алып келеді. Яғни штейн тамшылары іріленеді немесе өседі. Беттік керілістің мәні жоғары болған жағдайда, фазалардың бөліну жылдамдығы артады. Өзіндік кішігірім фаза ретінде бай штейн конвертердің тұндыру зоналарында концентрленеді.

Конвертерлеу кезінде магнетиттің сульфидтермен тотықсыздануына ваннадағы газдар әсер етеді. Соның әсерінен, газ көпіршігінде SO_2 парциалды қысымы кемиді және көпіршік туындауымен байланысты қуатты барьер алынады. Сондықтан, процесті қалыпты жүргізу кезінде конвертерлі шлагыментағы магнетит мөлшері, оның тотықты жағдайларда жүзеге асуына қарамастан, асапалы әдіске қарағанда аз болып келеді.

Конвертерлеу процесінің бірінші сатысында мысқа бай сульфидті массаның жиналуы жүреді. Осыған байланысты штейнді құйған сайын немесе оның бөліктеп үрлеу кезінде конвертерден шлагыменты ағызып алады және қосымша штейн порциясын құяды. Бірінші мерзім кезінде конвертерде бай штейн массасының жеткілікті мөлшері жиналғанша, бірнеше рет құяды.

Сульфидтер тотығу процестері жылу түзілуімен жүреді. Сульфидтердің тотығу жылдамдығының жоғарылауы, барботажа зонасының жұмыс шарттарын адиабаталық процестерге жақындатады. Жылудың басым бөлігі кейін ванна бетімен жайылатын балқыту өнімдерінің, кварц және айналмалы материалдар қыздырылуына жұмсалады. Сульфидтерді тотықтыру кезінде бөлінетін жылу – барлық жоғалымды жабу үшін және балқыманың қыздырылуына да жеткілікті.

Мыс штейндерін конвертерлеудің бірінші мерзіміндегі температура минутына $5-7^\circ\text{C}$ жылдамдықпен жоғарылайды. Балқыманың қызып кетуін болдырмау мақсатында конвертерге суық қоспа-қалдықтар тиейді. Осы артық шығым негізінде кремнийлі мыс кендерін, алтынқұрамды флюстерді және

сульфидті мыс концентраттарын балқытуға болады. Шет елдік және отандық мысқорыту зауыттарындағы зерттеулері көрсеткендей, конвертерге құйылған әрбір тонна штейнге, шамамен бір тоннадай сульфидті концентрат өңдеуге болады екен. Сондықтан, шаң шығуын төмендету үшін конвертерге тиеу алдында концентратты түйіршіктеп ұшырату қажет. Концентраттарды конвертерде балқыту құны пештерінде балқытумен салыстырғанда екі еседей кем.

Конвертерлеу кезінде температураны реттеуге мүмкіндік беретін айналмалы материалдардың тиелуі, оның футеровкасының жұмыс істеу мерзімін ұзартуда өте маңызды. Футеровканың тез тозуының негізгі себептерінің бірі жиі немесе күрт жылу алмасуы болып табылады. Қара мысты құю және конвертерлі шлагыменты ағызу процесінде, конвертердің ашық қалағы тез және қатты суытылады. Суыту температурасы шамамен 600-800⁰C-ге дейін төмендеуі мүмкін. Мұны болдыртпау мақсатында конвертердің оттығы мен қалағының температурасын 1000-1100⁰C –дан түсірмеуге тырысу керек. Бұл оның сыну ықтималдылығын төмендетуге әкеледі.

Процесті тоқтату кезінде конвертер суытылуы салдарынан, үрлеу басында температура оптималды температурадан төмен болады. Осы кезде конвертерді қыздыру қажет. Содан соң, артық жылу есебінен конвертер қатты қыза бастайды. Конвертерлеу процесі оптималды температураға жеткен кезде суық айналмалыларды енгізуді бастау керек. Үздіксіз түрде флюс және айналмалы материалдар беру тиімді болуы мүмкін. Суық қоспа маткриялдардың массалы түрде тиелуі конвертер температурасының күрт төмендеуіне әкеледі.

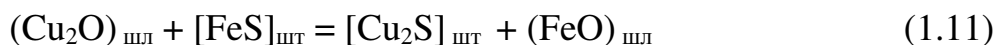
Балқымада магнетит мөлшерінің жоғарылауының бір себебі, сульфидтеу процестерінің үздіксіз ретпен өтуі және силикатты балқымада көп мөлшерде темір болуы. Магнетит мөлшерінің ауытқуы - нағыз ерітінді түрінде немесе сульфидтердің майда механикалық өлшенділері түрінде мыс жоғалымының артуына әкеледі.

Конвертерлеу процесінің бірінші мерзімі конвертерлі шлагыментарының құрамында 1,5-3% мыс болғандықтан, оларды үйіндіге жібермейді. Қазіргі кезде оларды сұйық түрінде кедейлендіру барысында балқыту агрегаттарында немесе суыған қатты шлагыменты ұсақтаудан кейін байыту фабрикасына, флотацияға жібереді. Мұндай мыстың шлагыментан бөлінуі 70-80% құрайды.

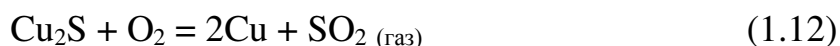
Мыс штейндерін конвертерлеудің бірінші мерзімі үрлеумен бітеді және оның мақсаты - мыспен байытылған сульфидті массада темір сульфидін толығымен тотықтыру немесе таза мыс сульфиді болып келетін ақ штейн алу. Соңғы өнімнің конвертерлі шлагыментары жоғары мыс мөлшері бойынша сипатталады. Сондықтан конвертерлеудің алдыңғы операцияларына қайтарылады.

Конвертерлеу процесінің бірінші мерзімінен екінші мерзіміне өтуі штейндегі темір сульфиді мөлшерінің өзгеруінің қысқа интервалында жүреді. Штейндегі темір сульфидінің активтілігінің төмендеуі 4-ші реакция бойынша

тепе-теңдігінің солға қарай ығысуына алып келеді. Себебі, бұл кезде бір уақытта Cu_2S активтілігі жоғарлайды, ал FeO активтілігі төмендейді және Cu_2S пен FeS үлкен жылдамдықпен бірге тотығуы басталған кезде, бай штейндегі FeS қалдық мөлшері 4% құрайды.

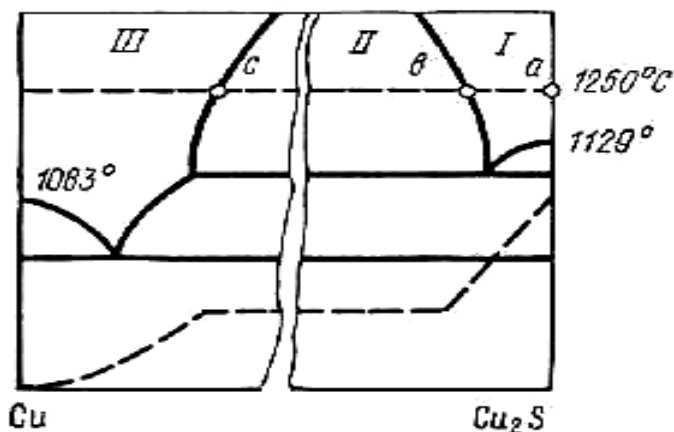


Қара мыс алу болатын конвертерлеудің екінші периодының негізгі реакциясы:



Конвертерлеудің екінші мерзімі шамамен 1200°C температурада өтеді. Фазалық құрамының өзгеруін $\text{Cu}-\text{Cu}_2\text{S}$ жүйесінің күй диаграммасында сәйке изотерма бойынша көруге болады. Екінші мерзімнің экзотермиялық реакция есебінен, массаның аз қыздырылып кетуі – фазалық құрам өзгерісінің принципиалды кескінін өзгертпейді.

Конвертерлеу процесінің екінші мерзім 1.6 суретте көрсетілген $\text{Cu}-\text{Cu}_2\text{S}$ жүйесінің күй диаграммасы жақсы сипатталатын үш сатыдан тұрады.



Сурет 1.6 – $\text{Cu}-\text{Cu}_2\text{S}$ жүйесінің күй диаграммасы

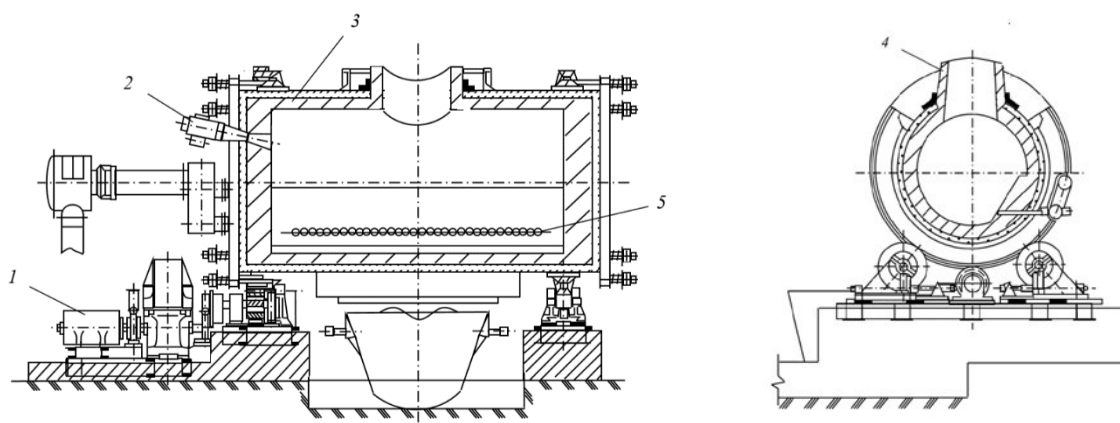
1.6 суретте екінші мерзімнің жүруі «а» нүктесімен күрсетілген. 1.7-ші реакцияның жүруімен балқыма массасының құрамы кескіндейтін фигуративті нүктеде солға ауысады. «а-в» бөлікшесінде массасы мыстың біртекті ерітіндісі Cu_2S түрінде көрсетеді. «в-с» бөлікшесінде процесс «в» құрамды сульфидті фаза, сонымен қатар, «с» құрамды металды фазаға байланыста болатын екі фазалы аймақта өтеді. Массалық құрамы «с» нүктесіне жеткеннен кейін, сульфидті фаза жоғалады да балқымада тек металды фаза қалады. Бірақ, бұнымен конвертерлеу процесі аяқталмайды. Себебі, металды фаза мөлшері 15% ке жететін Cu_2S -мен қаныққан. Cu_2S -тің қалдығын жою механизмі конвертерлеу процесінің екінші мерзімінің 3-ші сатысының міндеті болып табылады.

Мыстағы соңғы күкірт мөлшерін, 1.6-ші суретте диаграмманың төменгі бөлігінде нүктелі қисықпен көрсетілген реакцияның SO_2 тепе-теңдік қысымының өзгерісі анализінен бағалануы мүмкін екендігі айқын көрсетілген. Мыстың бос тотығымен және сульфидінің әрекеттесуі кезінде SO_2 тепе-теңдік қысымы, атмосфералық қысымға 730°C -та жетеді. Бұл реакцияның жылдам өтуіне жағдай жасайды. Мыста Cu_2S активтілігі төмендеген сайын, оның SO_2 тепе-теңдік қысымы жоғарылайды. Бұл жағдайда реакцияның тепе-теңдік константасы төмендейді немесе реакция жылдамдығы артады. Конвертерлеу процесі жағдайында қара мыста күкірт мөлшері 0.01% -ға дейін төмендейді.

Теориялық тұрғыдан қарастыратын болсақ, онда реакцияларға сәйкес конвертерлеудің екінші мерзімінде шлағымен түзілмеуі керек. Егер, ақ штейннен толығымен конвертер шлағын ағызу мүмкіндігі жоқтығынан, ал штейнде темірдің қалдықты аз мөлшері болғандықтан да екінші мерзім шлағыментың қатысымен өтеді. Осы жағдайда P_{SO_2} мәні шлағыментағы Cu_2O активтілігіне тәуелді. Қара мыстан ағызылатын соңғы шлағыментағы мыс мөлшері 30% -ға жетеді және сәйкесінше Cu_2O активтілігі әлдеқайда төмен болады. Шлағыментағы оттегінің және сәйкесінше мыс активтілігінің төмендігі, ол конвертерлеу процесі кезінде мыстың күкірттен терең тазалануына қол жеткізбегендігіміздің негізгі себебі болып табылады. Екінші мерзімдегі мысқа бай шлағы айналмала материал болып, конвертерлерге қайтарылады.

«Қазақмыс Корпорациясының» Балқаш мыс қорыту зауытында конвертерлеу тәжірибесі. Конвертерлеу процесінің өңделімінде жеке газ ағынының жүйесі бар, сыйымдылығы 80 т болатын бес біртепті көлденең конвертерлер орнатылған.

Көлденең конвертер мерзімді әрекеттегі цилиндрлік айналмалы агрегат болып келеді (сурет 1.7)



1 – электр қозғалтқыш; 2 – редуктор; 3 – тісті бандаж (тәж); 4 – тіреуіш бандаждар; 5 – жинақтағыш фурма; 6 – шарикті клапан; 7 – фурма түтікшесі; 8 – аузы; 9 – тығыздағыш құрылғысы

Сурет 1.7 – Көлденең конвертер:

Оның хром-магнетитті кірпішпен футерленген болат жаймаларынан пісірілген қаптамасы бар (қалыңдығы 20-25 мм, диаметрі 3-4 және ұзындығы 10 м). Қаптамасы мен қалауы арасында отқатөзімді материалдан толтырмасы орналасқан. Ол қыздыру кезінде қалауының еркін кеңеюіне мүмкіндік береді.

Конвертер бандаждар көмегімен төрт роликтер жұбына тіреледі. Конвертер қаптамасы редуктормен және электрқозғалтқышпен байланысқан тісті тәж бекітілген. Оның арқасында конвертер өзінің көлденең осі бойымен айнала алады. Конвертердің жоғарғы бөлігінде аузы орналасқан және ол арқылы сұйық штейнді құяды.

Конвертерді қуаттандыру аузы арқылы үш-төрт шөміш ыстық штейн (құю арқылы жүзеге асырылады. Штейн жинау, қуаттандыру аяқталғаннан кейін конвертерді «үрлеу» астына қояды. Қажетті жұмысшы температурасына дейін қыздырылады және температураны көтеру процесі максималды жылдам (бес-он минут ішінде) жүзеге асырылады, ол үшін конвертерге ауа шығынын $35000 \text{ м}^3/\text{ч}$ дейін жоғарылатады. Қажетті температураға қол жеткізгеннен кейін, ары қарай конверторға бес-он тонна кварцты флюс тиейді. Яғни қуаттандыру үшін құйылған штейнді мыс бойынша бай массаға және шлагыменқа дейін өңдеу жүргізіледі.

Шлагымен шығарғаннан кейін конвертерге бір шөміш ыстық штейн құйылады, одан кейін конвертерді үрлеу астына қояды және операция қайталанады. Конвертерге мөлшерлемемен флюс тиеледі, және конвертерге жаңа құйылған штейнді өңдеу жүргізіледі.

Штейнді өңдеу барысында шлакты ағызғаннан кейін сол ретпен штейннің кезекті мөлшерлемесінің құйылуы жүргізіледі. Соымен қатар, конвертерде қажетті штейн мөлшері жиналғанша және барлық шлагымен ағызылып алынғанша, операцияларды ары қарай жүргізеді. Барлық шлагыментар ағызылғаннан кейін, ақ матт алынуы басталады. Бұл жағдайда, мыс мөлшері жоғары болатын шлагымен жинақтамада тұрған конвертерлердің біріне құйылады.

Мыс қайнату ондағы күкірттің толық тотығуына әкеледі. Қара мыста мышьяк пен сурьманың зиянды қоспаларының мөлшерін төмендету барысында мысты балқыту процесінің аяқталуына 30-40 минут қалғанда, конвертерге әктас тиеледі. Оның шығыны балқытуға 500 кг және процесс температурасын төмендету үшін суық мыс қабыршақтары, скраптары, қажет болған жағдайда қатты қара мыс тиеледі. Алынған қара мысты шөміштерге құйылады.

Құю алдында конвертерді үрлеуден шығарады. Санымен қатар, мысты тарата құйғаннан кейін мұнда келесі балқыту үшін дайындық жұмыстарын жүргізеді.

2 Эксперименттік бөлім. Штейнмен бірге конвертерлерде концентраттарды тікелей өңдеу кезінде конвертерлеу процесінің кинетикалық заңдылықтарын зерттеу

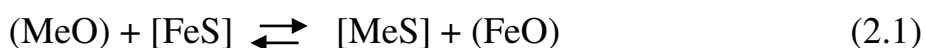
Мыстың бай штейндерін ала отырып, мыс өндірісінде автогендік процестердің кеңінен енгізілуі пеш пен конверторлық шлагыментардағы түсті металдардың айтарлықтай өсуіне әкелді. Алынған шлагыментарды бұдан былай қоқыс ретінде қарастыруға болмайды, сондықтан түрлі-түсті металдардағы шлагыментарды одан әрі жою үшін сарқылу мәселелері ерекше назар аударуды қажет етеді. Бұл жағдай экология тарапынан жұмыс істеп тұрған кәсіпорындарға қойылатын қатаң талаптармен күшейтіледі.

Бұл мәселенің ең қолжетімді шешімі - шлагыментарды әртүрлі сульфидизаторлармен сарқылу (кедейлендіру) әдісі. Техникалық әдебиеттерде практикада сәтті енгізілген нақты жағдайларға қатысты сульфидизаторлармен шлагыментардың сарқылуын зерттеуге арналған жұмыстардың жеткілікті саны бар. Мыс өндірісінің шлагыментары құрамының олардың сапасының нашарлау жағына қарай кең өзгеруіне байланысты қолда бар деректер нақтылауды қажет етеді және шлагыменттың сарқылу процесінің механизмін зерттеу бойынша қосымша зерттеулер жүргізуді талап етеді. Бұл мүмкін болатын реакциялардың барысын бағалап қана қоймайды, сонымен қатар практикалық тұрғыдан өте маңызды болып табылатын процестердің кинетикалық параметрлерін анықтайды. Шлагыментарды жоғары күкіртті сульфидизаторлармен сирету процесін іс жүзінде жүзеге асыру кезінде және процесс механизмін зерттеу мәселелерінде келесі ерекшелікке назар аудару қажет. Жоғары күкірт сульфидизаторының жаңа бөлігін шлак ваннасына жүктеген кезде, оны жылытуға уақыт жоқ және оның құрамы химиялық тұрғыдан өзгермейді. Жоғары сульфидтер әлі де өзгеріске ұшырамаған күйінде (пирит, халькопирит) шлак ваннасында иленеді. Сондықтан, олардан лабильді күкірттің бөлінуімен жүретін жоғары сульфидтердің диссоциация процестері тікелей шлак балқымасында жүреді, ал артық күкірттің әрекеті сарқылу процесінің жалпы механизмін ашқан кезде ескерілуі керек. Сонымен, профессор А. В. Ванюковтың болжамы бойынша, СВБ секілді процестерде, конвертерде балқыту, пиритпен шлагыментардың сарқылуы сияқты процестерде суық бастапқы заряд тікелей көбіктенетін шлагымен балқымасына жүктеледі, төмен сульфидтерге қатысты артық күкірт шлагымен балқымасының компоненттерімен өзара әрекеттесу кезінде маңызды рөл атқара алады.

Техникалық әдебиеттерге шолу көрсеткендей, конверторда концентраттарды балқыту мүмкіндігін концентраттан қара мысқа қосымша мыс алу процесі ретінде ғана емес, сонымен қатар балқымаларды "зиянды" қоспалардан тазарту үшін сульфидизаторды қолдану ретінде де қарастырған жөн. Мыс штейндерін айырбастау процесінде қоспалардың негізгі коллекторы Конвертер шлагыментары болып табылады.

Мыс штейндерін өңдеу кезінде процестің экономикалық көрсеткіштері, оның ішінде алынатын қара мыстың сапасы Конвертерлік шлағыментары бар түсті металдардың шығынына тікелей байланысты болады.

Шлағыментардағы Мыстың жоғалуы электрохимиялық (еріген) және механикалық болып бөлінеді - сульфидтер, металдар тамшыларының суспензиясы. Шлағыментардағы металдардың жоғалуына шлағыментағы магнетиттің мөлшері, температура мен тұтқырлық, фазалық шекарадағы интерфазалық кернеу, балқымалардың тығыздығының айырмашылығы және басқа факторлар әсер етеді. Сульфидтеу процесінің химизмі реакциямен сипатталады:



берілген реакцияның тепе-теңдік константасы:

$$K_p = \frac{[MeS] * (FeO)}{(MeO) * [FeS]} \quad (2.2)$$

немесе:

$$\frac{[MeS]}{(MeO)} = K_p \frac{[FeS]}{(FeO)}, \quad (2.3)$$

4.3 өрнегінен енгізілген сульфидтің белсенділігі балқымадағы $[FeS]$ / (FeO) қатынасының жоғарылауымен жоғарылайды. Концентраттарды бастапқы сәтте Конвертерлік шлаққа салу кезінде сульфидтердің жоғары концентрациясы кезінде реакция тепе-теңдігінің (2.1) оңға ығысуы орын алады.

Конвертерлердегі концентраттарды тікелей өңдеуге арналған әйгілі жұмыстарда үлкен практикалық және ғылыми қызығушылық тудыратын екі факторға толық көңіл бөлінбеді: шлағыментарды азайтатын концентраттардың сульфидтеу қабілеті және балқымаларды сульфидтегеннен кейін балқыту өнімдерінде металдардың таралуы. Бұдан басқа, сульфидтелген концентраттар-системаларда, шлағыментарда, штейндерде және сублимацияларда металдар мен қоспаларды табу нысандары бойынша деректер іс жүзінде жоқ.

Құрамында мыс бар сульфидті концентраттарды концентраттарда балқыту кезінде сульфидті жүйелер бойынша ғылыми деректерді толықтыру және нақтылау мақсатында тікелей практикада қайта өңделетін нақты материалдармен зертханалық зерттеулер жүргізу қажет. Бұл конвертерлерде сульфидті мыс бар концентраттарды қосымша өңдеу мүмкіндігін бағалауға ғана емес, сонымен қатар технологияны дамыту жолдарын анықтауға мүмкіндік береді. Сонымен қатар, нақты өнеркәсіптік өнімдерге сынақтар жүргізу өнеркәсіптік экспериментті барабар сипаттайды және ғылыми

тұрғыдан металдардың таралуын және оларды конвертерлерде штейнмен бірге өңдеу кезінде балқыту өнімдерінде болу формаларын зерттеуге мүмкіндік береді.

Алға қойылған міндеттерді шешу үшін біз анықталды және зерттелді себептері және әсер ететін факторлар сапасы өңделмеген мыс, талдау жүргізумен және зерттеумен бөлу металдарды балқыту өнімдер арасында.

2.1 Түсті металл сульфидтерінің олардың тотықтарымен өзара әрекеттесу реакциясының жылдамдығына әсер ететін себептер мен факторларды зерттеу

Қазіргі уақытта мыс балқыту зауыттарының конверторлық бөліністерінде мыс алу төмен деңгейде және шамамен 90-95% құрайды. Мыстың мұндай төмен шығарылуы конвертордан газ ағынымен және түрлендіргіш шлағымен шаңның жоғалуына байланысты. Мыстың шығынын азайту мақсатында бірінші кезеңдегі конверторлық шлағыментар процестің басына - балқыту пешіне қайтарылады. Бұл өңдеу әдісі жеткілікті тиімді емес, өйткені шлағыментардан мыс алу өте төмен және 70% деңгейінде. Конверторлық Шлағыменпен балқыту пешіне енгізілетін магнетиттің болуы үйінді шлағыментарындағы мыс құрамының артуына әкеледі.

Бұл әдістің кемшілігі-конверсиялық шлағыментың балқыту жүйесіндегі айналымы нәтижесінде қорғасын, мышьяк, сурьма жиналып, олардың едәуір бөлігі штейнге ауысады. Осылайша, шахталық балқытудың мыс штейнінде тиісінше 6% - ға дейін қорғасын, 0,5 және 0,85% - ға дейін мышьяк және сурьма бар. Мұндай штейндерді түрлендіру кезінде қоспалардың бір бөлігі өрескел металға айналады және алынған Мыстың сапасын төмендетеді. Сонымен қатар, өрескел металда қоспалар неғұрлым көп болса, олардың бастапқы штейндегі мөлшері соғұрлым көп болады.

Негізгі міндет-штейннен шикі металға мыс алуды арттыру және конверторлық шлағыментармен мыс шығынын азайту-бүкіл мыс өндірісінің тиімділігін арттырудың шарттарының бірі.

Дипломдық жұмыстың осы бөлігінде біз конвертерлеу процесінде мыс, қорғасын, мышьяк және сурьманың балқыту өнімдері арасында таралуын зерттедік, сонымен қатар Мыстың сапасына және Конвертер шлағымен Мыстың жоғалуына әсер ететін себептер мен факторларды анықтау үшін жүйелі талдау жүргіздік.

Қойылған міндет өнеркәсіптік деректерді статистикалық талдау нәтижелерін пайдалану негізінде шешілді.

Статистикалық талдау айырбастау процесі өнімдерінің құрамы негізінде жүргізілді. Талдау үшін Балқаш мыс балқыту зауытының (БМЗ) тұрақты жұмысы кезеңінде мыс штейндерін айырбастау нәтижелері іріктелді.

Конверсия өнімдерінің ай сайынғы мәліметтері зерттелді: штейн, шлағымен және өрескел Мыстың құрамы.

Деректерді бастапқы талдау көрсеткендей, штейндердегі мыс құрамы қарастырылып отырған кезеңде 35% - дан 55% - ға дейін, ал Конвертерлік шлакта-1,5% - дан 5% - ға дейін өзгерді.

Конвертерлік шлактағы қорғасын мөлшері 2% – дан 5% – ға дейін, мышьяк-0,24% - дан 0,35% - ға дейін және сурьма-0,5% - дан 1,1% - ға дейін болды. Түрленудің осындай кең ауқымы кейбір жалпы заңдылықтарды анықтауға және өрескел Мыстың сапасын жақсарту жолдарын анықтауға мүмкіндік берді.

Мыстың тауарлық маркасын анықтайтын негізгі компоненттер-мыс, қорғасын, мышьяк және сурьма. Талданған кезеңде айырбастау процесі ешқандай суық қоспаларды қоспай жүргізілді. Сондықтан мыс, мышьяк және сурьманың құрамы конверсияға түсетін Штейннің құрамына тікелей байланысты деп болжауға болады.

Бастапқы штейндердің құрамы бойынша ай сайынғы деректер және осы мәндерге сәйкес келетін қара мыс құрамдарының нәтижелері математикалық өңдеуден өткізілді. Өңдеуге алынған массивтің жалпы саны 1250 нүктені құрады. Деректерді математикалық өңдеу компьютерде арнайы жасалған бағдарлама бойынша жүргізілді.

Математикалық өңдеу нәтижесінде өрескел металдағы мыс құрамының Штайн құрамына тәуелділігін сипаттайтын бірнеше корреляцияның регрессиялық теңдеуі алынды:

$$[Cu]_{Cu} = 99,5056 - 0,6991[As] - 8,455[Sb] + 7,2888[Sb] + 0,0399[Fe] \quad (2.4)$$
$$r = 0,72; w = 10,32\%$$

мұндағы: $[Cu]_{Cu}$ - өрескел металдағы мыс мөлшері;
 $[As]$, $[Sb]$, $[Fe]$ - бастапқы штейндегі мышьяк, сурьма және темірдің құрамы, %;

R-корреляция коэффициенті;

w-вариация коэффициенті.

Алынған теңдеуден алынған металдағы мыс мөлшері бастапқы штейндегі мышьяк пен сурьма құрамымен ең көп байланысты екенін көруге болады: штейндегі осы қоспалардың мөлшері артқан кезде өрескел металдағы мыс мөлшері азаяды. Сонымен қатар, кері байланысты теңдеуден көру қиын емес - бастапқы штейндегі темір құрамының жоғарылауы өрескел металдағы мыс құрамын арттырады.

Мышьяк пен сурьманың белгілі бір факторларға тәуелділігін анықтау практикалық қызығушылық тудырады, өйткені бұл қоспалардың болуы негізінен алынған Мыстың дайындығы мен сапасын анықтайды. Мыс құрамындағы мышьяк пен сурьманың конверсия өнімдерінің басқа компоненттерімен жұптасқан корреляциясын талдау олардың Штайн құрамымен жақсы байланысын орнатуға мүмкіндік берді. Өнеркәсіптік

массивті математикалық өңдеуден алынған регрессия теңдеулері келесі формада болады :

$$[As]_{Cu} = 0,485 - 0,011 [I] \quad r = 0,69 \quad (2.5)$$

$$[Sb]_{Cu} = 0,32 - 0,0048[I] \quad r = 0,60 \quad (2.6)$$

мұндағы: $[As, Sb]_{Cu}$ -мышьяк пен сурьманың құрамы, %;
[Fe] - бастапқы штейндегі темірдің құрамы, %.

(2.5) – (2.6) теңдеулері өнеркәсіптік экспериментті барабар сипаттайды және бастапқы Штейннің құрамынан мыс, мышьяк және сурьманы болжау үшін пайдаланылуы мүмкін.

Алынған теңдеулерді талдай отырып, шикі Мыстың сапасын Штайн құрамын реттеу арқылы жақсартуға болады – штейндегі темір құрамын жоғарылату және мышьяк пен сурьма құрамын азайту үшін жағдай жасау арқылы. Мәселенің қарапайым шешімі-бұл безді штейндерге арналған жұмыс. Жасалған қорытынды конверсия процесінің теориясына жақсы сәйкес келеді.

Түрлендірудің бірінші кезеңі темір сульфидінің мүмкіндігінше толық тотығуын және оны шлакқа айналдыруды қамтиды. Сонымен қатар, бірінші кезеңде штейндегі қоспалар – қорғасын, мышьяк, сурьма және басқалар алынып тасталады. Темір сульфидінің көп мөлшері бар штейндерді түрлендіру кезінде, әрине, бірінші кезеңде штейнді тазарту уақыты артады, бұл өз кезегінде қоспалардың сублимациясын арттырады.

Мыс мысындағы мышьяк пен сурьма құрамының төмендеуі келесі жағдаймен түсіндіріледі. Мыс пен темірдің арсенидтері мен антимонидтері түрінде мышьяк пен сурьманың болуын ескере отырып, конвертерлеу кезінде темір арсенидтері мен антимонидтері конверсия шлағы мен шаң арасында толығымен бөлінеді деп айтуға болады. Сонымен қатар, мыс арсенидтері мен антимонидтерінің белгілі бір мөлшері өрескел мысқа айналады, ал олардың мыс құрамында болуы бастапқы штейнде неғұрлым көп болса, соғұрлым көп болады. Ұлғайту кезінде күтіп-ұстау темірдің штейне, біруақытта төмендету кезінде құрамындағы мыс, азаяды үлесі арсенидов және антимонидов мыс штейнах. Бұл Мыстың құрамындағы мышьяк пен сурьманың азаюына, демек, Мыстың сапасын жақсартуға әкеледі.

Алайда, экономикалық тұрғыдан безді штейндермен жұмыс тиімді емес. Бұл кварц ағынының ағымының жоғарылауына, бірінші кезеңнің ұзақтығына, конверсия процесінің ұзаруына әкеледі, бұл қондырғының өнімділігін төмендетеді. Мысалы, құрамында 40-43% мыс бар штейнмен жұмыс істеген кезде барлық айырбастау процесінің жалпы уақыты 6-6, 5 сағатты құрайды. Штейндегі мыс мөлшері 33% - ға дейін төмендеген кезде бұл уақыт 2-2,5 сағатқа артады. Жоғарыда айтылғандарды ескере отырып, мыс сапасын жақсартатын басқа шешім іздеу керек сияқты.

Айырбастау процесінің материалдық және жылу баланстарының есептеулерінде конверттерде негізгі өндіріске зиян келтірместен 1 тонна

ыстық штейнге 300 кг дейін мыс концентратын өңдеуге болатындығы анықталды. Конверторларда сульфидті мыс концентратын тікелей өңдеу қосымша Белсенді жоғары темір сульфидтерін (халькопирит, пирит) енгізуге және штейндегі темір құрамын арттыруға мүмкіндік береді, бұл өз кезегінде кара мыстың сапасын арттыру үшін қолайлы жағдай жасайды.

2.2 Конверторлы шлагыменпен түсті металдардың шығынын азайту жолдары

Шлагыментармен мыс жоғалымы, негізінен процесс экономикасын анықтайтын көрсеткіштерінің бірі болып табылады. Шлагыментармен мыс жоғалымын төмендету мақсатында, оның штейнге бөлінуінің ұлғаюына қосымша тауарлы өнімнің алынуына әкеледі және керісінше, үйінді шлагымента мыс мөлшерінің өсуі оның тауарлы өнімге бөлінуін төмендетеді. Ол өзіндік құнының ұлғаюына әкеледі және дәстүрлі түрде мыс қорыту өндірісінің шлагыментарымен мыс жоғалымы механикалық (шлагымента штейн тамшылары түрінде) немесе физика-химиялық (еріген) деп бөлінеді және бірқатар факторлар кешеніне тәуелді. Балқыту температурасына, шлагымен пен штейн құрамына, газ фазасының құрамына, агрегаттың конструкциялық ерекшеліктеріне, пеште гидродинамикалық ахуалына және тағыда басқа мәселелер балқыма температурасының ұлғаюы, оның тұтқырлығының төмендеуіне және механикалық мыс жоғалымдарының азаюына әсер етеді. «Балхашцветмет» ПО ПВ пештерінде жүргізілген зерттеулер көрсетуі бойынша, балқыту кезінде оңтайлы температурасы ретінде мыс шикізаты үшін $T = 1300^{\circ}\text{C}$ санауға болады. Зерттеулердің көрсетуі бойынша, негізгі жоғалымдардың бірі шамамен 90 % - механикалық жоғалымдар, ал өлшемдері әртүрлі штейннің қалқымалы бөлшектері түрінде. Шлагыментармен мыс жоғалымын айқындайтын екінші фактордың бірі ондағы кремний қостотығының мөлшері болып табылады. Шлагыментағы кремнезем мөлшерінің шлагыменпен мыс жоғалымының қосынды шамасына әсерін көрсететін сипатты диаграмма келтірілген. Ол БМЗ-да Ванюков пеші жұмыс істеу барысында шлагымента мыс мөлшерін статистикалық талдау негізінде жүргізілген. Диаграммада екі сызық арасында Ванюков пеші шлагыментарында мыс мөлшері бойынша шамамен 90% деректер орналасқан. Диаграмма бойынша, минималды жоғалымдар кремнезем мөлшері 31-35% болатын шлагыментарға тән. ~33% жоғары кремнезем мөлшерімен шлагымен алу орынсыз. Себебі, кремнезем мөлшері 33 - 35% дейін жоғарылағанымен ондағы мыс мөлшері айтарлықтай өзгермейді. Мұнда тек шлагымен көлемі ұлғаяды (бұл штейнге мыс бөлінуін төмендетеді). Шлагымента кремнезем концентрациясының ары қарай ұлғаюы шлагымен тұтқырлығының және механикалық жоғалымдардың ұлғаюына әкеледі. Диаграмма бойынша, шлагымента кремнезем концентрациясының 30-31%-дан төмендеуі, штейнмен және шлагыментың бөлінуі үшін шарттардың нашарлануына байланысты,

мыстың жоғалымдарының күрт ұлғаюына әкеледі. Шлагыментармен түсті металдар жоғалымын төмендеті мәселесін шешу, кен шикізатын балқытудың әр түрінде осы металдардың шлагыменқа түсу механизмін білу қажет.

Автогенді балқыту артықшылықтарының бірі, ол балқыту агрегатында қара мыс алу мүмкіндігіне дейін штейн құрамын кең аралықта реттеу мүмкіндігі болып табылады. Мыс бойынша штейнді байыту бойынша көп шығынды қажет ететін конвертерлеу өңделіміне жүктеменің азаюына байланысты қызығушылық тудырады. Конвертерлеуге келесі кемшіліктер тән:

- процесс мерзімділігі;
- күкірт қышқылы өндірісі үшін газ ағынының тұрақсыздығы;
- сорып алу есебінен күкіртқұрамды газдардың жоғары дәрежеде құнарсыздануы;
- конвертерлердің қызмет ету мерзімінің қысқаруына апаратын температуралардың ауқымды ауытқулары;
- қызмет көрсету үшін біліктілігі жоғары мамандар қажеттілігі;
- еңбек шартын нашарлататын, цех кеңістігіне күкіртқұрамды шаңдар мен газдардың ауқымды шығарылуы.

Сондықтан, конвертерлі өңделімді жою және оның тиелуін минимумдау келешегі жеткілікті қызықтыратын мәселе болып табылады. Алайда, бұл тәжірибеде бір немесе бірнеше агрегатта қара мысқа және фاینштейнге балқыту сұлбасына өту бірқатар күрделі және қиын шешілетін мәселелерге тап болады. Олардың негізгісі мыс бойынша аса бай шлагыментардың шығуы және қоспалар (висмут, сурьма, мышьяк) бөлігінің нашар айдалуы боып табылады. Қоспалар айдалуының төмендеуі немесе олардың штейнде шоғырлануы, штейнге балқыту кезінде штейн үсті және сәйкесінше шлагымен үстінде күкірттің тепе-теңдік қысымы, штейнде мыс мөлшерінің жоғарылуымен төмендеуіне байланысты болуы мүмкін. Мұндай штейнді өңдеу мыс тазалау операцияларына қосымша шығындарды тудырады. Бір уақытта, штейнде мыс мөлшері жоғарылағанда, оның шлагыментардағы мөлшері өседі. Бұл, балқыту өңделімінде мыс жоғалымын ұлғайтады.

Шлагыментарды кедейлендіру тәсілдерін шартты түрде екі түрге топтастыруға болады. Оларды пирометаллургиялық және флотациялық кедейлендіру деп.

Қыздырылатын агрегаттарда табиғи тұндыру, электротермиялық кедейлендіру, шлагыментарды фьюмингтеу, сульфидтендірумен тотықсыздандыру, цементациялық кедейлендіру тәрізді шлагыментарды пирометаллургиялық кедейлендіру тәсілдері сияқты. Қазіргі таңда түсті металлургия кәсіпорындарына қолданылатын кедейлендірудің комбинирленген тәсілдері арнайы әдебиеттерде жеткілікті егжей тегжейлі баяндалған.

Шлагыментарды флотациялау процесі арқылы өңдеудің соңғы уақытта жеткілікті кеңінен тараған тәсілі. Флотацияға ағымдағы шлагыментарды ғана емес, сонымен қатар, үйіндіде жатқан қатты шлагыментарды да ұшыратады. Тәсіл оның игерілуіне ауқымды шығындарды талап етпейді. Бұл көп жағдайда

бос байыту қуаттары бар кәсіпорындары үшін таңдау кезінде шешуші фактор болып табылады.

Флотацияда шлагименты суытуды және қажетсіз жылу жоғалымын карастырады. Шлагыментан темірді бөліп алу және шлагыментың силикатты бөлігін пайдалануды тіпті келешекте экономикалық тиімсіз етеді. Қалдықтарды екіншілей балқыту байланысты оларды түсті металдар мен күкірт қалдықтарынан тазалау, өндірістің салыстырмалы шағын масштабында, қара металлургияның тиімді бола алмайды. Шлагыментардан темірдің тиімді бөлінуі процесі тотықсыздандырғыш ретінде кокс орнына көмір немесе табиғи газды пайдаланылуы арқылы сұйық шлагыментарды тотықсыздандыру кезінде ғана құрылуы мүмкін. Флотация процесінің кеңінен енгізілуі салдарынан шикізатты кешенді үйіндісіз өңдеу технологияларының даму келешегін «құлыптайды».

2.3 Конвертерлі шлагыменпен сульфидті мыс концентратымен компоненттерімен өзара әрекеттесу кинетикасын зерттеу

Оксидті балқымалардың сульфидтермен өзара әрекеттесуінің термодинамикалық талдауы магнетит сульфидтермен ыдыраған кезде газ тәрізді компонент-күкірт ангидридi шығарылатындығын көрсетті. Термодинамикалық параметрлерді, сондай — ақ түрлендіргіш шлагыментардың құрамын ескере отырып, инертті атмосферада түрлендіргіш шлагымен пен жоғары күкіртті сульфидті мыс концентратының қоспасын қыздырған кезде күкірт газының шығарылуы негізінен магнетиттің жоғары сульфидтермен және олардың ыдырау өнімдерімен-элементар күкіртпен және темір сульфидімен ыдырау реакциясымен жүреді деп қорытынды жасауға болады. Осыған сүйене отырып, Конвертерлік шлагыментың сульфидті мыс концентратымен өзара әрекеттесу кинетикасына зерттеу жүргізу үшін біз сульфидті концентрат ағынының күкірт ангидридін тіркей отырып, түрлі-түсті металдар мен қоспалар бойынша Конвертер шлагының сарқылуына әсерін бақылауға мүмкіндік беретін әдісті таңдадық.

Жүргізілген зерттеулердің мақсаты түсті металл оксидтерінің сульфидтену мүмкіндігін және магнетиттің тікелей конвертерде сульфидті мыс концентраттарын конвертерге салу арқылы жойылуын бағалау болды.

2.3.1 Бастапқы материалдарды таңдау және оларды дайындау

Тәжірибелер жүргізу үшін Балқаш мыс қорыту зауытының Березовский жоғары күкіртті мыс концентраты мен өнеркәсіптік Конвертерлік шлагы пайдаланылды.

Концентраттың бұл түрін таңдау оның құрамында күкірттің жоғары мөлшері (32%) болатындығына байланысты. Сонымен қатар, бұл

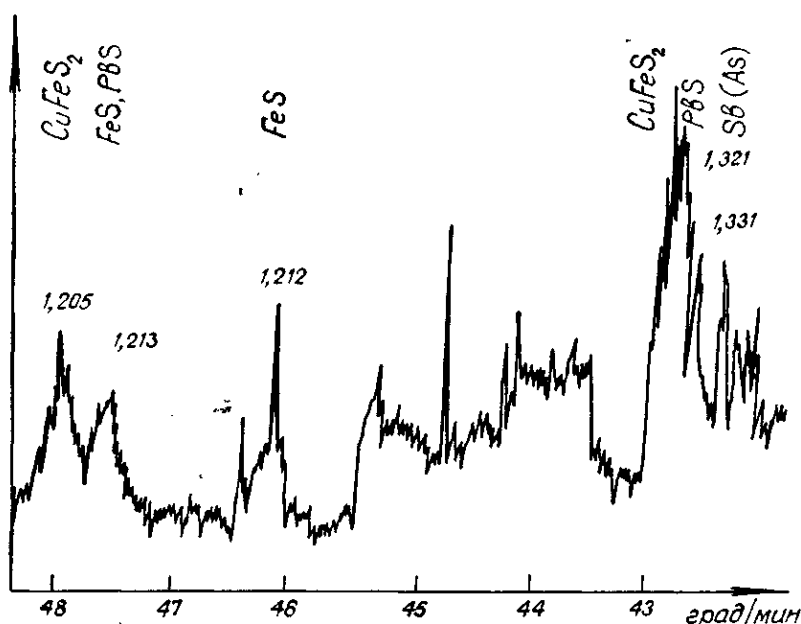
концентраттарда мыс мөлшері ең жоғары және қоспалардың ең аз мөлшері – қорғасын, мышьяк және сурьма.

Концентраттың химиялық құрамы, мас. %: Cu – 24,6; Pb – 2,56; Zn – 9,94; Fe – 26,0; S – 35,0; SiO₂ – 0,5; MgO – 0,2; Al₂O₃ – 0,3.

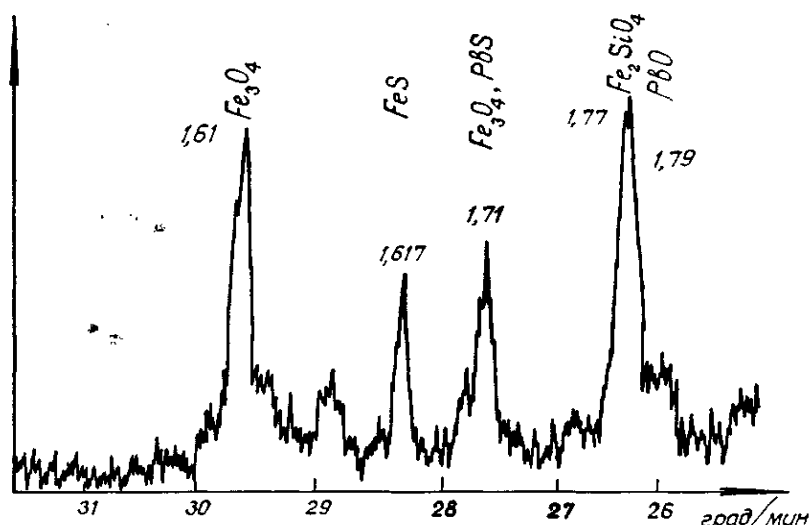
Конвертер шлагында мас болды. %: Cu – 2,81; Pb – 6,37; Zn – 6,96; As – 0,53; Sb – 0,9; Fe – 38,4; SiO₂ – 20,75; S – 1,01.

Металдарды табу нысандарын нақтылау үшін эксперимент үшін таңдалған өнімдерге минералогиялық зерттеулер алдын-ала жүргізілді.

– Сурет 2.1 және 2.2-де ДРОН-3 дифрактометрінде рентгендік фазалық талдау арқылы алынған сульфидті мыс концентратының және бірінші кезеңдегі конверторлық шлагыментың дифрактограммалары көрсетілген.



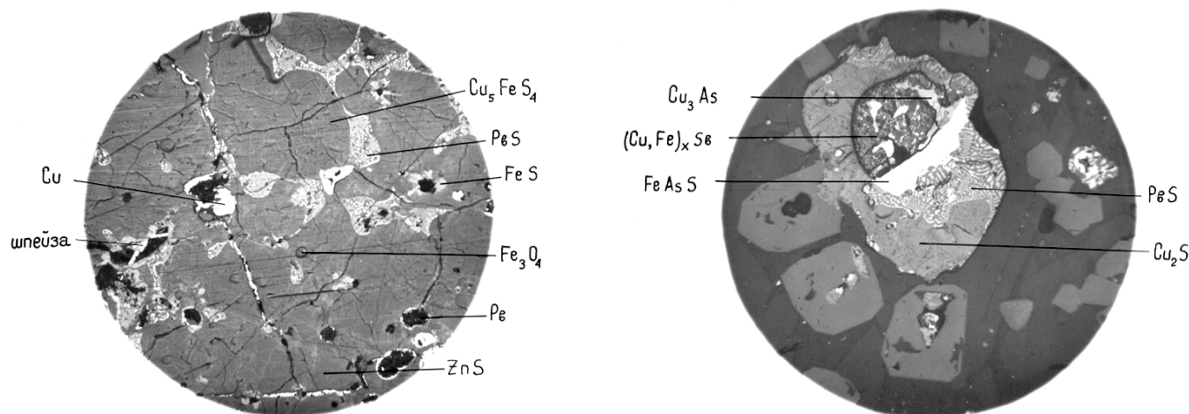
Сурет 2.1 – Сульфидті мыс концентратының дифрактограммасы



Сурет 2.2 – Түрлендіргіш шлагыментың дифрактограммасы

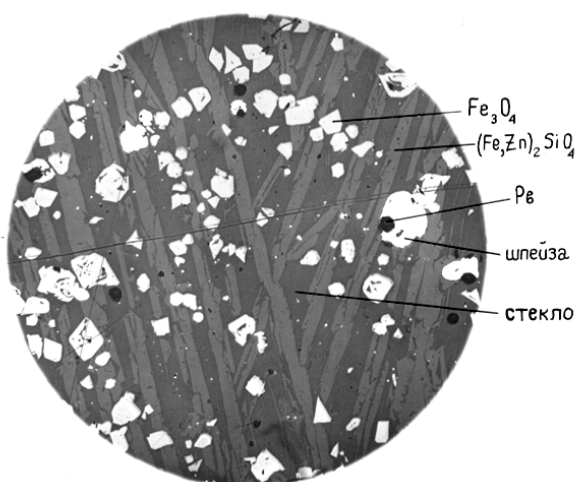
«Неофот-21» микроскопын («Карл Цейс» фирмасы) пайдалана отырып жүргізілген штейндер мен конверторлық шлагыментардың сынамаларын минералогиялық зерттеу төмендегіні анықтауға мүмкіндік берді.

Штейн сынамалары тұрақты құрамды білдіреді. Борнит Cu_5FeS_4 аясында пирротиннің шашырауы байқалады. Сфалерит сәл аз көрінеді, вюстит түзілімдері байқалады, оларға жақын жерде металл қорғасын мен мыс сульфосолдары бар (сурет 2.3).



Сурет 2.3 – Штейн сынамасының микрошлифтері

Сурет 2.4 бірінші кезеңдегі конвертер шлифінің электронды микроскопиясының нәтижелерін ұсынады. Бакелит негізінде магнетит призмалары, шыны фазаның тамырлары, мышьяк пен сурьма бар металдардың күрделі кешендері, барлық металдардың сульфидтері бар штейн қосындылары айқын көрінеді.



Сурет 2.4 – Бірінші кезеңдегі конвертерлік шлақтың микрошлифи

2.3.2 Қыздыру кезінде сульфидті мыс концентраты компоненттерінің тотығу механизмін зерттеу

Конвертер шлагыментарын сульфидизаторлармен кедейлендіру процестерін ұйымдастыру кезінде сульфидизаторлар құрамына кіретін компоненттердің қыздыру кезінде тәртібі жөнінде білімі болу қажет. Қыздыру кезінде компоненттердің химиялық құрамының өзгеру динамикасын зерттеу негіздері әрекеттесуге түсетін қорытынды өнімдердің сандық қатынасын орнатуға немесе жалпы процесс механизмін толыққанды сипаттауға мүмкіндік береді. Зерттеулер барысында шлагыментарды кедейлендіру үшін сульфидизаторлар ретінде сульфидті мыс концентраттары қолданылатын жағдайда ерекше маңыздылыққа ие болады.

Қыздыру кезінде күкірт мөлшері жоғары сульфидті мыс концентратының тәртібін зерттеу, ауыр түсті металдар сульфидтерінің тотығуы реакцияларының кинетикалық көрсеткіштерін анықтау және бастапқы сульфиді мыс концентратының құрамына кіретін жоғарғы сульфидтердің термиялық диссоциациясы кезінде алынатын артық күкірттің тәртібін зерттеу болып табылады.

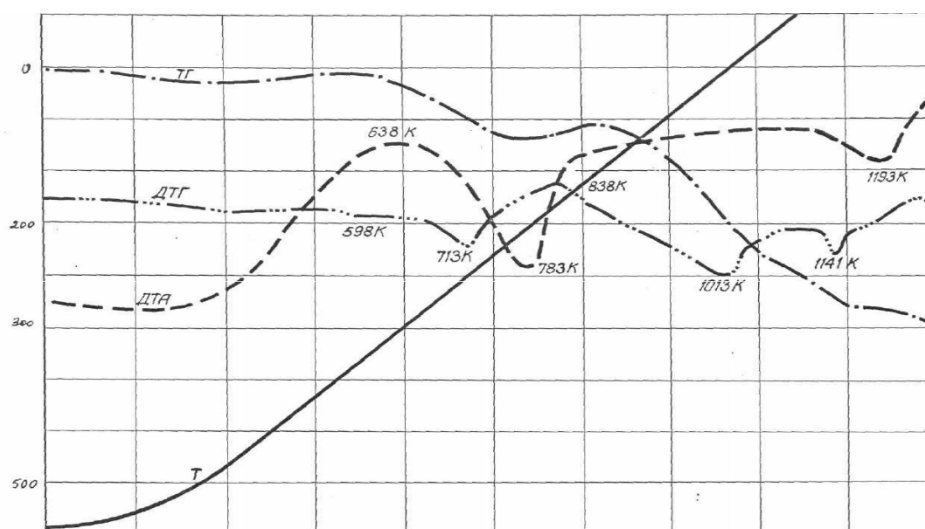
Зерттеулер үшін Березовский кенорнының концентраты таңдалды.

Кесте 2.1 - концентраттың тиімді құрамы

Компонент	CuFeS ₂	FeS ₂	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Басқалары	Барлығы
Cu	13,00						13
Fe	11,43	19,57					31
S	13,12	22,48					35,60
SiO ₂			8,50				8,50
CaO				0,50			0,50
Al ₂ O ₃					4,20		4,20
Барлығы						7,20	7,20
Басқалары	37,55	42,05	8,50	0,50	4,20	7,20	100

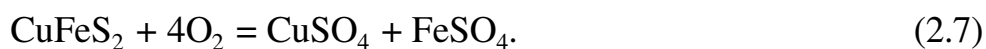
Сынамаларды химиялық талдау әдістерімен алынған алдын-ала нәтижелер, концентраттың тиімді құрамын есептеуге мүмкіндік берді. Березовский кенорнының концентратының рационалдық құрамы 3.1 кестеде келтірілген.

Зерттеулер, қыздыру процесінде масса кемуінің тіркелуімен және дифференциалды-термиялық талдау (ДТА) әдісімен жүргізілді. Өлшендінің массасы 2 г. Сынақтар «Паулик-Эрдей-Паулик» дериватографын қолдана, 10°С/мин тұрақты қыздыру жылдамдығымен ауа атмосферасында, 293–1570 К температураларын ұстап тұру арқылы жүргізілді. Алынған нәтижелер 2.5 суретте көрсетілген.



Сурет 2.5 – Березовский мыс концентратының дериватограммасы

573–598 К температуралар аралығында сынама массасының аз ғана ұлғаюы байқалады және біздің пайымдауымызша, бұл сульфидтер бетінің бір бөлігінің тотығуымен түсіндірілуі мүмкін. Сульфидтердің тотығуы кезінде сульфаттар мен тотықтар түзілуі мүмкін. Мұнда, сульфаттардың түзілуі термодинамикалық басымырақ және сынама массасының аз ғана ұлғаюын келесі реакция бойынша сульфаттардың түзілуіне жатқызуға болады:



Температураның 783 К дейін ары қарай ұлғаюында термограммада екі эффект тіркелді. Бірінші, экзотермиялық – 638 К температурада және екінші, эндотермиялық – 783 К кезінде, мұнда эндотермиялық эффект экзотермиялықтың жалғасы болып келеді. Оны екі реакцияның бірге өтуі дәлелдейді. Мұндай болжам ДТГ қисығының сипатымен де расталады. 598 және 713 К температурада екі айқын көрсетілген шыңдар алынған. Бұл шыңдардың озуы және ДТА қисығында өрнектелген эффектілермен олардың сәйкес келмеуі де екі реакцияның бір уақытта өтуін көрсетеді және қарастырылып отырған температуралар аралығында масса жоғалымының қосындысы, ТГ қисығының нәтижелеріне сәйкес, 0,084 г құрайды.

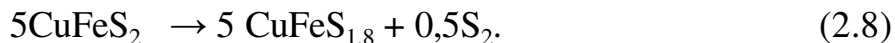
Концентраттың рационалды құрамының есептеуі жүргізілді: халькопирит (CuFeS_2) – 1,42 г, сфалерит (ZnS) – 0,3 г және пирит (FeS_2) – 0,18 г.

Халькопириттің тотығу механизмін зерттеуге арналған техникалық әдебиетте кездесетін бірқатар жұмыстардың жүйелік талдау пікірлерінің сәйкес келеді. Қарастырылып отырған мәселе бойынша бір көзқарас тұрғысынан тәсілдемелерінің ортақтығын көрсетеді.

Халькопирит диссоциациясы 600 К температурада басталатыны және температура өскен сайын, ұлғаятыны орнатылды. Температураның ары қарай

жоғарылауында тетрагональді халькопирит CuFeS_2 күкірттің бөлінуімен кубтыққа $\text{CuFeS}_{1,8}$ түрленеді.

Біздің жағдайда қарастырылып отырған температуралар аралығында да күкірт жоғалымымен кубтық модификацияға өтуі және халькопириттің ыдырауы байқалады. Артық күкірттің түзілуін мына реакция бойынша көрсетейік:



Ауа атмосферасындағы күкірттің артық мөлшері ары қарай күкіртті ангидридке дейін тотығатын болады және CuFeS_2 бастапқы өлшендісін біле отырып, (1) реакция бойынша түзілген артық күкірт мөлшерін есептейміз:

$$(1,42 \cdot 32) / 916,5 = 0,049 \text{ г.}$$

Алынған күкірт мөлшері 0,035 г, берілген аймақта жалпы жоғалған массадан (0,084 г) төмен болуы, көрсетілген мөлшерде қосымша күкірттің түзілуі басқа реакцияның өтуімен түсіндіріледі.

Жоғары температуралар облысында, сульфидті мыс концентратын қыздыру кезінде алынатын соңғы өнімдер Cu_2S , FeS , ZnO , PbO болып табылады. Конвертерге концентраттың жаңа мөлшерлемесін тиеу кезінде мыс және темір сульфидтері штейн фазасында. Ал қорғасын тотығының - возгондарға өтуін күтуге болады.

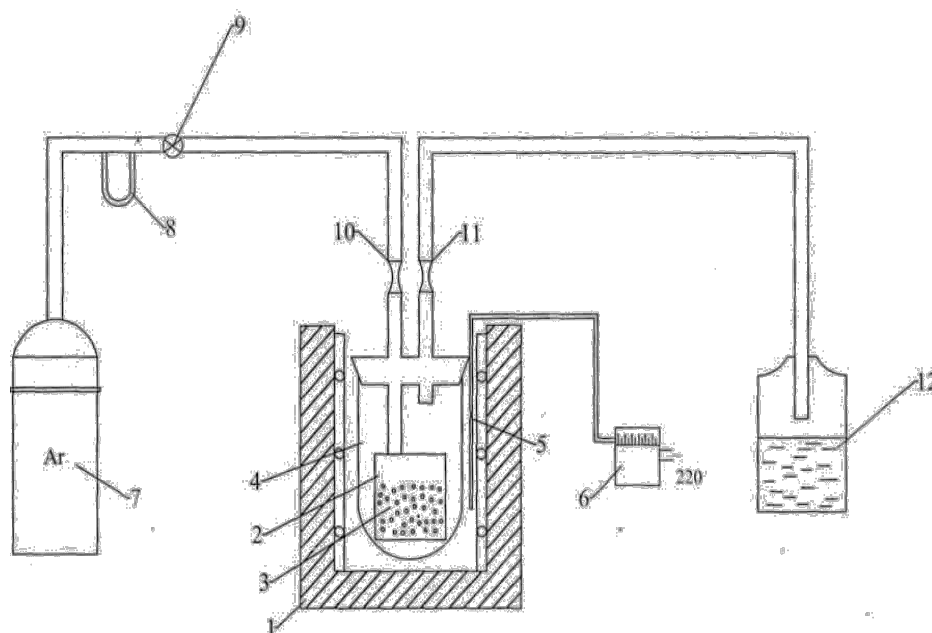
Түсті металдар бөлінуі аса маңыздысы конвертерге тиелетін қатты концентратта кездесетін сульфидтердің конвертерлі шлагыментың түсті металдар тотықтарымен әрекеттесу реакциялары болып табылады.

Мұнда түсті металдар тотықтарының сульфидтенуі және магнетиттің тотықсыздануы бастапқыда және жоғарғы сульфидтердің: халькопирит пен пириттің содан кейін – темір сульфидінің термиялық диссоциациясы нәтижесінде алынатын күкірттің ауқымды артық мөлшері есебінен жүреді.

2.3.3 Эксперименттер жүргізу әдістемесі және нәтижелерді жалпы талқылау

Сульфидті мыс концентраты компоненттерінің конвертер шлагымен өзара әрекеттесу кинетикасын зерттеуге арналған қондырғы 2.6 суретте көрсетілген.

Эксперименттерді жүргізу әдістемесі келесідей болды. 0,015 кг мөлшерінде ұсақталған Конвертерлік шлагыменты концентратпен араластырды, оның шығыны Конвертер шлагының салмағының 5-тен 20% - на дейін өзгерді. Шихтасы бар Тигель силитті пешке тиелді және шлагыменты толық еріту және гомогенизациялау үшін 1473 К кезінде 30 мин бойы шыдады. Тәжірибелер инертті атмосферада (аргон) жүргізілді.



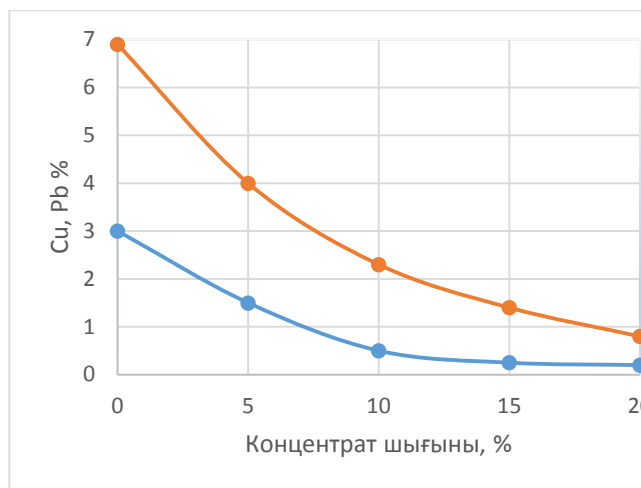
1-пеш; 2-алунд тигелі; 3-бастапқы аспа; 4-кварц реакторы; 5-термопара; 6-потенциостат; 7-аргон цилиндрі; 8-реометр; 9-кран; 10-газды енгізуге арналған кварц түтігі; 11-шығатын газдардың шығуына арналған кварц түтігі; 12-тазартылған суы бар ыдыс

Сурет 2.6 – Мыс концентратының Конвертерлік шлакпен өзара әрекеттесу кинетикасын зерттеу бойынша қондырғы схемасы

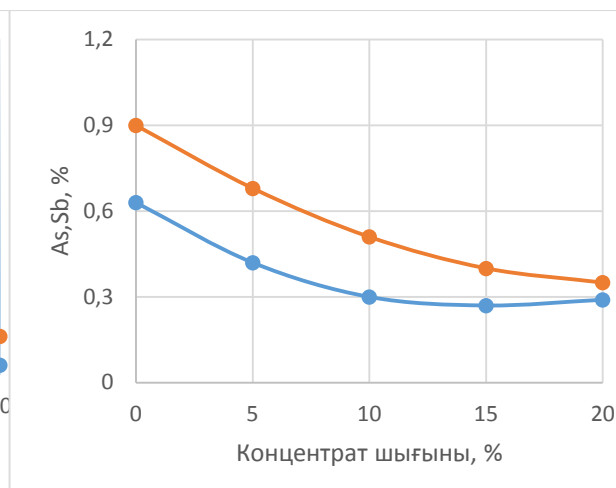
Шығарылған күкірт ангидридi реактордан аргон ағынымен бірге шығарылды және тазартылған су ретінде қолданылатын сіңіру ерітінділері бар ыдыстар жүйесінде ұсталды. Әрбір 2 минуттан кейін сіңіргіші бар ыдыстар өзгерді. Кері санақ белгіленген температураға жеткеннен кейін басталды. 1473 К сіңіру сұйықтығы иодометриялық титрлеудің көмегімен күкірт ангидридiнің құрамына талданды, оның нәтижелері бойынша әр Сынамадағы SO_2 мөлшері есептелді.

Қажетті уақыт өткеннен кейін пеш өшіріліп, кварц реакторы ауада салқындатылды. Салқындағаннан кейін Балқыма мыс, қорғасын, мышьяк және сурьма құрамына талданды.

Химиялық талдау нәтижелері бойынша мыс, қорғасын, мышьяк және сурьманың шлагыментардағы қалдық концентрациясының сульфидті мыс концентратын тұтынуға тәуелділігі 2.7 және 2.8 суретте көрсетілген.



Сурет 2.7 – Концентрат шығысының шлактағы мыс (1) және қорғасын (2) қалдық құрамына әсері



Сурет 2.8 – Шлак құрамындағы күшәннің (3) және сүрменің (4) қалдық құрамына концентрат шығысының әсері

2.7 суретте концентратты тұтынудың артуымен мыс пен қорғасынның қалдық концентрациясы төмендейтінін көруге болады. Сонымен қатар, концентраттың ең белсенді әсері қорғасын үшін байқалады. Концентрат шығынын 5% - дан 20% - ға дейін арттырған кезде шлактағы қорғасын құрамы 3 еседен астам төмендейді (6,37% - дан 1,9% - ға дейін). Концентратты конверторлық шлагыментың салмағынан 15% - дан артық тұтынған кезде мыс пен қорғасын құрамының одан әрі төмендеуі шамалы байқалады. Алынған нәтижелерден шлагыменты сарқылу үшін концентраттың оңтайлы шығыны оның шығыны 20-25% аралығында болады деп қорытынды жасауға болады.

Концентрат шығынын белгіленген шектерден төмен төмендету мыс пен қорғасын бойынша шлагыментың сарқылуына ерекше әсер етпейді. Бұл жағдайда концентраттан мысты қосымша алу арқылы шамалы оң нәтиже күтуге болады. Шлагыментың шығымдылығын арттыру есебінен концентрат шығынының шамадан тыс ұлғаюы жағдайында кері теріс әсер байқалатын болады, бұл айырбастау процесін жүргізуді және оның техникалық-экономикалық көрсеткіштерін нашарлатады.

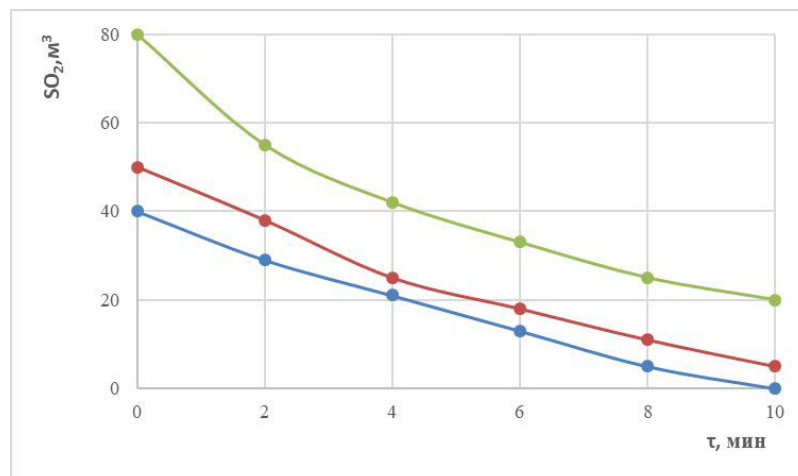
Токсиндерді концентратпен өңдеуде мышьяк пен сурьма үшін айтарлықтай оң әсер байқалады. 2.8 суретте концентратты 20% тұтынған кезде мышьяк пен сурьманың құрамын 2 еседен астамға азайтуға болатындығын көруге болады.

Алынған нәтижелер металдардың сульфидтенуінің жоғары дәрежесін және олардың балқыту өнімдері арасында қайта бөлінуін көрсетеді.

2.3.4 Штейнмен бірге конвертерлерде сульфидті мыс концентратын бірлесіп өңдеу мүмкіндігін бағалау

Бөлінетін SO_2 сандық талдауының нәтижелері негізінде, концентраттың 5, 10 және 20 % шығыны күкіртті ангидрид концентрациясының сынақ ұзақтығына тәуелділігі тұрғызылды, олар ұқсас сипатқа ие (2.9 сурет).

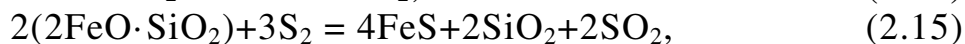
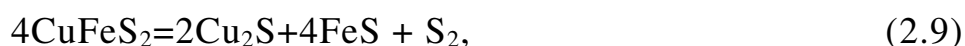
Берілген температураға қол жеткізгенге дейін 0,012 г күкіртті ангидридтің бөлінуін орнатылды және жоғарғы сульфидтер мен троилиттің конвертерлі шлагыменпен арасында қатты фазалы реакциялардың салыстырмалы төмен жылдамдығын ескере отырып, 1473 К температурасына дейін бөлінетін SO_2 мөлшерінің, негізінен түсті металдар тотықтарының сульфидтену реакцияларының өтуімен және халькопирит пен пирит диссоциациясының нәтижесінде түзілетін күкірт буының есебінен магнетиттің ыдырауымен шартталуын болжауға болады.



1-5; 2 -10; 3- 20 уақытқа тәуелді SO_2 концентрациясының өзгеруі.

Сурет 2.9 – Концентратытң әртүрлі шығынында, %

1473 К температурасында сульфидті мыс концентратымен конвертер шлагыментарының әрекетесу процесінің химизмін келесі реакциялармен көрсетуге болады:



Берілген температураға қол жеткізгеннен кейін, ары қарай тәжірибелік тәуелділік бойынша уақыт өте SO_2 мөлшерінің төмендеуі байқалады. Шлагыментың гомогенделуінен кейін, SO_2 бөлінуі магнетит пен темір моносұльфидінің арасында әрекеттесу реакциясының жылдамдығымен жүретінін болжауға болады.

Теория мен тәжірибе үшін жүретін реакция жылдамдығының компоненттер концентрациясына тәуелділігін білу және есептеу жолымен кез келген уақыт сәтінде концентрациялар шамасын анықтау маңызды. Өйткені, кинетикалық теңеулер тұрғызылды және реакция жылдамдықтарының константалары анықталды және 2.9 суретте келтірілген, концентраттың әртүрлі шығынында SO_2 концентрациясы өзгерісінің уақытқа (төмен түсетін аймақтар) тәуелділігі пайдаланылды

Реакция жылдамдықтарының бастапқы компоненттердің концентрациясына тәуелділігін мына ренкпен сипатталады:

$$-dC/dt = KC^n, \text{ немесе } Kdt = -dC/C^n. \quad (2.18)$$

(2.18) теңдеуін $n = 1, 2, 3$ кезінде 0-ден t -ға дейін және C_0 -ден C -ға дейінгі шекте интеграциялай отырып:

$$K_t = \ln C_0/C \quad \text{при } n=1, \quad (2.19)$$

$$K_t = (C_0 - C)/C_0 C \quad \text{при } n = 2, \quad (2.20)$$

$$K_t = (C_0^2 - C^2)/2 C_0^2 C^2 \quad \text{при } n = 3 \quad (2.21)$$

мұндағы, K – реакция жылдамдығының константасы;

t – уақыт;

C_0 – бастапқы концентрация;

C – ағымдағы концентрация.

(2.19) – (2.21) теңдеулеріне C орнына $0,5 C_0$ қоя отырып, аламыз:

$$K t_{1/2} = 1 \text{ п } 2 \quad n=1 \text{ кезінде,} \quad (2.22)$$

$$K t_{1/2} = 1/C_0, \quad n=2 \text{ кезінде,} \quad (2.23)$$

$$K t_{1/2} = 3/2 C_0^2 \quad n=3 \text{ кезінде,} \quad (2.24)$$

мұндағы, $t_{1/2}$ – жартылай түрлену уақыты.

(2.22) – (2.25) теңдеулерін біріктіре отырып, аламыз:

$$t_{1/2} = \text{const}/C_0^{n-1} \quad (2.25)$$

C_0 және $t_{1/2}$ шамалары (2.26) теңдеуін логарифмдегеннен кейін және екіншісінен біріншісін алғаннан кейін, n табамыз:

$$n = -\lg(t_{1/2}^2/t_{1/2}^1)/\lg(C_0^1/C_0^2) + 1 \quad (2.26)$$

Алынған өрнектің реакциясы ретін есептеу үшін пайдаланамыз. Біздің жағдайда SO_2 (C_0) бастапқы концентрациялары 38,4 мг, 51,2 мг, 80 мг құрайды, әрбір (t, f_2) қисығы үшін жартылай түрлену уақыты сәкйесінше 5,2 мин, 4,9 мин және 4,3 мин тең және берілген шамаларды интерпретациялау нәтижесінде келесі n шамалары алынды: 1,21; 1,29 және 1,26. Кинетикалық теңдеуді анықтау үшін 1,25 тең n орташа шамасын тандаймыз.

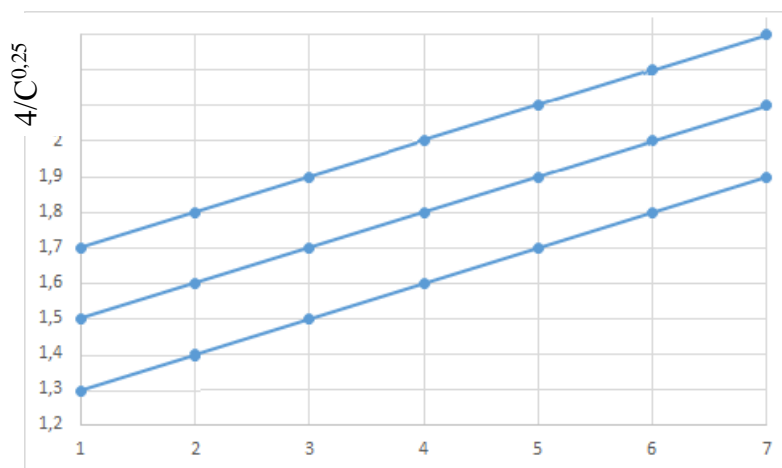
Табылған n шамасы (2.27) теңдеуге қойып және оны 0-ден t -ға дейін және C_0 -ден C -ға дейін интегралдап, алады:

$$-\int_{C_0}^C \frac{dC}{C^{1.25}} = \frac{C - 0.25 - C_0 \cdot 0.25}{0.25} = kt \quad (2.27)$$

(2.28) теңдеуді келесі түрде жазуға болады:

$$4/C^{0.25} - 4/C_0^{0.25} = Kt, \text{ немесе } 4/C^{0.25} = 4/C_0^{0.25} + Kt \quad (2.28)$$

Тангенс көлбеу бұрышымен әрбір қисық үшін $4/C^{0.25} - t$ координаталарында график тұрғызып (сурет 2.10), реакция жылдамдығының константасын анықтаймыз және сульфидті мыс концентраты шығынының ұлғаюымен реакция жылдамдығы константасының өсуі байқалады. Сонымен, есептеу константаларының төмен шамалары процестердің диффузиялық режимде өтуін көрсетеді.



1- $K = 0,106$; 2 - $0,12$; 3- $0,16$

Сурет 2.10 – Реакция жылдамдығының константасын анықтаудың кинетикалық тәуелділіктері

Жүргізілген зерттеулер нәтижелері конвертерлі шалктың Pb, Cu, As пен Sb тотықтарын концентрат құрамында кездесетін жоғарғы сульфидтермен

және оны термиялық диссоциациялау өнімдерімен сульфидтендіру мүмкіндігі жөнінде болжамды толығымен растайды. Түсті металдар тотықтарын сульфидтендіру реакцияларынан бөлек, зерттелген жүйеде магнетиттің ыдырау процесі қарқынды өтеді.

2.4 Штейнмен бірге конвертерлерде сульфидті мыс концентратын бірлесіп өңдеу мүмкіндігін бағалау

Конвертерде полиметалл шикізатын штейнмен бірге өңдеу кезінде өтетін процестердің физика-химиялық негіздерін зерттеу қажеттілігі негізінен, газ бүйірінен сорып алынатын конвертерді эксплуатациялау барысында металдардың таралу заңдылығының ауқымды роль ойнауына байланысты туындап отыр. Концентратты балқыма бетіне үрлеу кезінде ол айтарлықтай қыздырылып үлгермейді және оның химиялық құрамы өзгермейді. Сондықтан, жоғарғы сульфидтер (пирит, халькопирит) шлағымен ваннасында өзгерістерге ұшырамай тұрып араласады және жоғарғы сульфидтер диссоциациясында алынатын артық күкірт мөлшері шлағымен ваннасының үстінде күкірттің парциалды қысымын жоғарылатады. Бұл балқымада магнетиттің аса терең тотықсыздануына әсер етеді.

Стехиометриялық емес сульфидтердің шлағымен балқымасымен әрекеттесу жүйелерін зерттеу [13,14] жұмыстарында орындалды. Авторлардың нәтежиелеріне сүйене отыра, жоғары сульфидтердің жоғары-стехиометриялық күкірті шлағыменпен әрекеттесуіге түседі және не магнетиттің тотықсыздануына, не шлағыментың сульфидтенуіне шығындалады. [15] жұмыстарының авторлары дифференциалды-термиялық талдау әдісімен түсті металдардың жеке тотықтары мен сульфидтерінің темір қосылыстарымен әрекеттесуін зерттеу жүргізілді және магнетитті тотықсыздандыру және түсті металдар тотықтарын сульфидтендірудің принципіалды мүмкіндігі көрсетілді.

Конверторда жоғары күкіртті мыс концентраттарын өңдеу кезінде шикізат ерекшелігін ескеру қажет. Мұнда, концентрат құрамына кіретін сульфидті құрамдастардың өзара әсері ауқымды көлемде балқыту өнімдері арасында металдар таралуын айқындауы мүмкін.

«Қазақмыс» ЖШС мысқорыту өндірісінің қолданыстағы технологиясына сәйкес мыс пен өзге бағалы компоненттерді толық бөліп алу үшін конверторлы шлағымен балқытуға қайтарылады. Осыған орай, конверторлы шлағыменпен бірге балқыту агрегатына магнетит пен қоспалардың ауқымды көлемі түседі және балқымада магнетиттің кездесуі белгілі бір технологиялық қиындықтарды тудырады. Балқыту кезінде энергия мен отын шығынының жоғарылауына әкеледі. Ал As және Sb кездесуі штейн сапасын ауқымды нашарлатады, оны ары қарай конвертерлеу кезінде жоғары маркалы қара мыс алынуы қиындай түседі.

Конвертор шлагиментарында магнетит пен қоспалар мөлшерін төмендету орындылығы айқын көрініп тұрғандай, мұнда, егер бағалы металдарды тотыққан күйден сульфидті күйге аса толық өткізу мүмкін болса, онда түсті металдардың еріген, сонымен қатар механикалық жоғалымдарды төмендетуге болады. Өйткені, концентрат құрамында кездесетін сульфидті құрамдастардың шлагименты сульфидтендіру процесіне өзара әсерін анықтау үлкен тәжірибелік қызығушылыққа ие.

Конвертерлеу процестері механизмінің өзімен мыс бойынша кедей шлагиментардың алынуы үшін жағымды шарттар құрылады. Егер Fe-Cu-S-O жүйесіне конвертер шлагиментарының қалыптасуына дейін және кейін сульфидизатормен әсер ететін болсақ, онда берілген мәселенің оңтайлы шешіміне біршама жақындай түседі. Штейн фазасына шоғырландыра отырып, түсті металдар тотықтарын сульфидтерге өткізуге және ұшқыш қосылыстар – сульфидтер түрінде қоспаларды шаңға айдауға болады.

Конверторда полиметаллды штейнмен бірге концентратты тікелей өңдеу кезінде, концентратты балқытудың экзотермиялық сатысының екі операциясы орындалады. Олар соңғы өнімдер сапасын арттыру және конверторлы шлагименты кедейлендіру функцияларын орындауын қадағалау маңызды. Сонымен қатар, конверторда концентратты штейнмен бірге өңдеу қосымша өнім (мыс) алу мақсатында, ол пайдаланылатын шикізаттың кешенділігін жоғарылата отырып, конвертерлеу өнімдерінің сапалық көрсеткіштерін жақсарту үшін пайдаланылуы қажет.

2.5 Темір және түсті металдардың сульфидтері мен тотық өзара әрекеттесуін термодинамикалық талдау

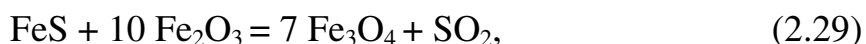
Полиметаллды штейндерді өңдеу кезінде процестің экономикалық көрсеткіштері белгілі. Оның ішінде қара мыс сапасы конвертерлі шлагиментармен мыс жоғалымына тікелей байланысты болады.

Конверторларда концентраттарды тікелей өңдеуді зерттеуге арналған танымал жұмыстарда тәжірибелік қызығушылыққа ие екі негізгі факторлар. Олар шлагименты кедейлендіру үшін пайдалануға болатын концентраттардың сульфидтендіру қабілетілігіне және бірінші фактордан туындайтын екіншісі – балқымаларды сульфидтендіруден кейін балқыту өнімдерінде металдардың таралуына жеткілікті көңіл бөлінген жоқ. Сонымен қатар, концентраттармен сульфидтендірілген шлагимен және штейн-шлагимен жүйелерінде негізгі металдар мен қоспалардың кездесу түрлерін зерттеу бойынша жүйелі зерттеулер болған емес.

Конвертерде өтетін физика-химиялық әрекеттесулер жөнінде білімді тереңдету мақсатында, балқымаға жоғары күкіртті мыс концентратын беру кезінде түсті металдар тотықтары мен сульфидтерінің жоғарғы сульфидтермен жүргізілді.

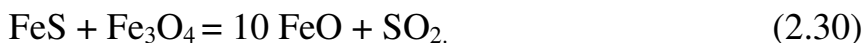
Темір мен түсті металдардың сульфидтері мен тотықтары әрекеттесуінің термодинамикалық талдауы барлық зерттелген реакциялар бойынша жоғарғы сульфидтермен және олардың термиялық диссоциациялау өнімдерінің түсті металдар мен темір тотықтарымен әрекеттесуінің принципіалды мүмкіндігін көрсетті.

Темір сульфидімен және гематиттің арасындағы әрекеттесу бірқатар авторлармен зерттелді [16-18]. Мәселен, [16] жұмыс авторының жұмыстары бойынша, құбырлы пеште азот атмосферасында, FeS және Fe₂O₃ арасындағы әрекеттесу 550-560° С температурада басталады. Ал 850-900°С температуралар аралығында олардың реакциясы бойынша әрекеттесуі толығымен бір сағат ішінде өтеді.



[17,18] жұмыстарында орнатылғандай темір тотығы мен сульфиді арасындағы әрекеттесу магнетиттің түзілуімен (2.29) реакциясы бойынша жүреді және реакция 530-580°С кезінде басталады және аса толық 850-890°С температураларда өтеді.

(7.1) реакциясының өтуі нәтижесінде алынған магнетит 900-1000°С температуралар аралығында FeO тотығына дейін баяу тотықсыздана бастайды. Температураның ары қарай 1170°С дейін жоғарылауы, (2.30) реакциясы бойынша күкіртті темір тапшылығында әкеледі.



[19] жұмыс деректері бойынша (2.30) реакциясында өтетін FeS және Fe₃O₄ арасындағы өзара әрекеттесу, кремний тотығының қатысында, SO₂ түзілу жағына қарай қатты жылжиды, ол түзілетін FeO темір шала тотығының силикатына байланыстырады.

Ковелиннің гематитпен әрекеттесуінің термодинамикалық мүмкіндігі жеткілікті жоғары немесе магнетиттің түзілуімен жүретін, ковелиннің гематитпен әрекеттесу реакциясының ΔG 803 К кезінде теріс шамаға ие болады. Ковелиннің мыс тотығымен әрекеттесуі мүмкіндігі де жоғары.

Қорғасын сульфиді қорғасын мен мыс тотықтарымен әрекеттеседі және мұнда, мыс тотығымен реакциялары басым жүреді. Қорғасын сульфиді мен гематиттің арасында термодинамикалық әрекеттесу мүмкіндігі жеткілікті жоғары және магнетиттің түзілуімен жүретін 18 реакция үшін ΔG 900 К кезінде теріс шамаға ие болады.

Термодинамикалық талдау 22-25 реакциялары бойынша CuFeS₂ мен Fe₂O₃ әрекеттесуінің жеткілікті жоғары мүмкіндігін көрсетеді.

Металл сульфидтерінің жоғары темір тотықтарымен әрекеттесуі кезінде аса мүмкін түзілетін өнім магнетит болып табылады және барлық қабылданған температура аралығында Гиббс энергиясының шамасы теріс болатын, 14 реакциясы бойынша темір сульфиді мен күкіртті ангидридтің әрекеттесуі

есебінен де магнетит түзілуі мүмкін. Магнетит, гематиттің вюститпен әрекеттесуі (реакция 35) кезінде және 2.30 реакцияның өтуі есебінен түзілуі мүмкін.

Элементтік күкірт газ тәрізді күйде темір мен түсті металдар тотықтарымен 2.29 және 2.30 реакциялар бойынша темір сульфидінің түзілуіне дейін темірдің жоғарғы тотықтарымен әрекеттеседі.

Жүргізілген термодинамикалық талдау негізінде келесідей қорытынды жасауға болады және талдауға қабылданған барлық реакциялардың ішінде металл тотықтарын сульфидтендіру реакциялары – түсті металдар тотықтарының элементті күкіртпен, пиритпен және троилитпен әрекеттесуі басымырақ өтеді. Аса жоғары температурада түсті металдар тотықтары мен сульфидтері арасында әрекеттесулер өтеді. Металл сульфидтерінің жоғары темір тотықтарымен әрекеттесуі кезінде магнетиттің түзілуі орын алады. Ал магнетиттің сульфидтермен ыдырауы тек кремнезем қатысында болуы мүмкін.

Сонымен, алынған нәтижелер конвертор шлагыментарымен мыс жоғалымын төмендету және конвертерлеу өнімдерінің сапасын жақсарту үшін сульфидизатор ретінде концентраттың жоғаркүкіртті компоненттерін пайдалану мүмкіндігін толығымен көрсетеді.

Кесте 2.2 – Термодинамикалық есептеулердің нәтежиелері

Реакции	Температура, К						
	873	903	1003	1103	1303	1503	1703
1	2	3	4	5	6	7	8
$\text{FeS}_2 + 16\text{Fe}_2\text{O}_3 = 11\text{Fe}_3\text{O}_4 + 2\text{SO}_2$	-102030	-177470	-191310				
$2\text{FeS}_2 + \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{SiO}_2 = 2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2 + 3\text{FeS} + \text{SO}_2$	-130780	-169560	-186950				
$\text{FeS}_2 + 4\text{CuO} = 2\text{Cu}_2\text{O} + \text{FeS} + \text{SO}_2$	-153090	-180090	-206400				
$4\text{FeS}_2 + 10\text{CuO} = 5\text{Cu}_2\text{S} + 4\text{FeO} + \text{SO}_2$	-771310	-827920	-878910				
$3\text{FeS}_2 + 2\text{Cu}_2\text{O} = 2\text{Cu}_2\text{S} + 3\text{FeS} + \text{SO}_2$	-132370	-156151	-177964				
$3\text{FeS}_2 + 5\text{Cu}_2\text{O} = 5\text{Cu}_2\text{S} + 3\text{FeO} + \text{SO}_2$	-496513	-546210	-595698				
$2\text{FeS}_2 + 2\text{CuO} = \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS} + \text{SO}_2$	-474638	-512531	-550884				
$3\text{FeS}_2 + 2\text{PbO} = 2\text{PbS} + 3\text{FeS} + \text{SO}_2$	-81781	-117737	-149319				
$3\text{FeS}_2 + 5\text{PbO} = 5\text{PbS} + 3\text{FeO} + \text{SO}_2$	-97620	-131230	-179150				
$\text{FeS} + 3\text{Fe}_3\text{O}_4 + 5\text{SiO}_2 = 5(2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2) + \text{SO}_2$	-90136	91099	-92149	-93876	-95773	-97587	-39862
$\text{FeS} + \text{Cu}_2\text{O} = \text{Cu}_2\text{S} + \text{FeO}$	-81867	-76978	-69711	-62830	-45436	-24206	-39862

1	2	3	4	5	6	7	8
$4\text{FeS}+6\text{CuO} = 3\text{Cu}_2\text{S}+4\text{FeO}+\text{SO}_2$	-487800	-495580	-466020	-62830	-488130	-46198	-58369
$\text{FeS}+\text{PbO} = \text{PbS}+\text{FeO}$	-55793	-56040	-57310	-58120	-58890	-59650	-62700
$3\text{FeS}+2\text{SO}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4+2,5\text{S}_2$	-47434	-54764	-61645	-68422	-82849	-96708	-122300
$\text{Cu}_2\text{S}+2\text{CuO} = 4\text{Cu}+\text{SO}_2$	- 1306400	-134400	-138400	-142600	- 1515500	- 1610700	- 1711100
$\text{Cu}_2\text{S}+2\text{Cu}_2\text{O} = 6\text{Cu}+\text{SO}_2$	-157950	-185110	-214800	-244840	-356360	-482400	-
$2\text{CuS}+15\text{Fe}_2\text{O}_3 = \text{Cu}_2\text{S}+10\text{Fe}_3\text{O}_4+2\text{SO}_2$	-11574	-87203	-223710	-297760	-455100	-	-
$\text{PbS}+3 \text{Fe}_3\text{O}_4 = \text{PbO}+6\text{FeO}+\text{SO}_2$	24440	2955	-41222	-71103	-125970	-181250	-234140
$\text{PbS}+2\text{Cu}_2\text{O} = \text{Pb}+4\text{Cu}+\text{SO}_2$	15015	1241	-12204	-25330	-50631	-100300	-106920
$\text{PbS}+2\text{CuO} = \text{Pb}+2\text{Cu}+\text{SO}_2$	-37590	-54787	-71621	-88075	-119950	-160900	-261700
$\text{PbS}+2\text{PbO} = 3\text{Pb}+\text{SO}_2$	78590	53577	26985	5090	-37482	-159530	-206500
$2\text{CuFeS}_2+26\text{Fe}_2\text{O}_3 = 18\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{Cu}_2\text{S}+\text{SO}_2$	-103090	-127110	-150270	-	-	-	-
$5\text{CuFeS}_2+52\text{Fe}_2\text{O}_3 = 36\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{Cu}_5\text{FeS}_4+\text{SO}_2$	-42375	-67151	-82735	-	-	-	-
$\text{CuFeS}_2+16\text{Fe}_2\text{O}_3 = 11\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{Cu}+\text{SO}_2$		65580	-97110	-	-	-	-
$2\text{CuFeS}_2+35\text{Fe}_2\text{O}_3 = 24\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{Cu}_2\text{O}+4\text{SO}_2$	-32012	-127300	-197530	-	-	-	-
$4\text{FeO}+3\text{SO}_2 = 4\text{FeS}+\text{SO}_2$	-191630	-179070	-166670	-154380	-130290	25572	61865
$3\text{Fe}_2\text{O}_3+1/4\text{S}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3+1/2\text{SO}_2$	-31412	-42810	-31805	-64568	-85585	-106440	-121920
$2\text{Fe}_2\text{O}_3+3,5\text{S}_2 = 4\text{FeS}+3\text{SO}_2$	-237100	-244630	-233210	-238040	-247330	-256960	-261350
$2\text{Fe}_2\text{O}_3+5\text{SO}_2 = 6\text{FeS}+4\text{SO}_2$	-237100	-244896	-204930	-240228	-251700	-8580	-23118
$4\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{S}_2 = 12\text{FeO}+\text{SO}_2$	267170	243000	240220	213270	166250	122830	71580
$2\text{Fe}_3\text{O}_4+1/2\text{S}_2+6\text{SiO}_2 = 6\text{FeO}*\text{SiO}_2+\text{SO}_2$							72700
$4\text{Cu}_2\text{O}+3\text{S}_2 = 4\text{Cu}_2\text{S}+2\text{SO}_2$	511740	477300	439000	397360	304440	209660	
$2\text{CuO}+\text{S}_2 = \text{Cu}_2\text{S}+\text{SO}_2$	-223620	-221570	-218370	-214210	-203060	-189370	
$4\text{PbO}+3\text{S}_2 = 4\text{PbS}+2\text{SO}_2$	-40980	-394860	-384680	-371100	-352380	-345500	
$\text{FeO}+\text{Fe}_2\text{O}_3 = \text{Fe}_3\text{O}_4$	-33339	-354416	-31843	-40747	-43704	-46823	-50122

3 Сульфидті мыс концентраттарының конвертерлі шлагыментарының түсті металдар бойынша кедейленуіне әсер етуін зерттеу

Жоғарыда айтылған мәселелер бойынша ғылыми идеяларды толықтыру және нақтылау мақсатында нақты материалдармен қосымша кеңейтілген зертханалық зерттеулер жүргізу орынды болды. Мәселені шешу үшін конверсиялық шлагыментың рөлі мен өрескел Мыстың сапасын жақсартуға әсері алдын-ала қарастырылды, содан кейін балқыту кезінде металдардың

таралуы зерттелді және алынған нәтижелерге өндірістік процестің практикалық деректерімен салыстырмалы талдау жүргізілді.

3.1 Баланстық балқымалардың бастапқы материалдары

Зерттеу жүргізу үшін құрамы кестеде келтірілген «Қазақмыс корпорациясы» мыс балқыту зауытының өнеркәсіптік конверторлы шлагы мен сульфидті мыс концентраты пайдаланылды.2.

Кесте 3.1 – Химический состав исходных материалов

Өнімдер	Мөлшері, % мас.								
	Cu	Pb	Zn	Fe	SiO ₂	CaO	S	As	Sb
Конвертер шлагы	10,78	24,43	1,25	25,1	21,08	1,36	0,55	0,77	0,47
Мыс концентраты	13,0	-	-	31,0	8,5	0,5	35,6	-	-

3.2 Баланстық балқымаларды жүргізу әдістемесі

Барлық балқытуда эксперименттер жүргізу әдістемесі бірдей болды және келесідей болды. 0,30 кг мөлшерінде ұсақталған конверттелген шлагымен сульфидизатордың белгілі бір ағынымен араластырылды, ол барлық тәжірибелерде тұрақты болды және 0,10 кг болды.

Ілгегі бар Тигель кварц реакторына жүктеліп, силит пешіне орнатылды. Барлық эксперименттерде шлагыменты ауамен тотықтырудың алдын алу үшін аргон инертті атмосфера ретінде пайдаланылды. Эксперименттердің температурасы-1473 К. берілген температураға жеткеннен кейін Балқыма 0,5 сағат бойы сақталды, қажетті уақыттан кейін пеш өшіріліп, кварц реакторы тигльмен бірге ауада салқындатылды. Реактор салқындағаннан кейін, тигель реактордан шығарылып, сынды. Әр тәжірибеден кейін алынған балқыту өнімдері-шлагымен пен штейн бір-бірінен бөлініп, мыс, қорғасын, мышьяк және сурьма құрамына химиялық талдаудан өтті. Әр тәжірибе репродуктивтілікке үш рет қайталанды.

Айырбастау процесінің шарттарына барынша жақындау үшін қосымша тәжірибелер жүргізілді, олардың мәні келесідей болды. Берілген температураға жеткеннен кейін Балқыма 0,5 сағат ішінде аргонмен қарқынды үрлеуден өтті. Қажетті үрлеу уақыты аяқталғаннан кейін балқымалар тұндырылды, содан кейін алынған өнімдер мыс, қорғасын, мышьяк және сурьма құрамына химиялық талдаудан өтті. Алдын ала тәжірибелер көрсеткендей, тұндыру уақытының ұзақтығы (5, 15, 30 мин) балқыту

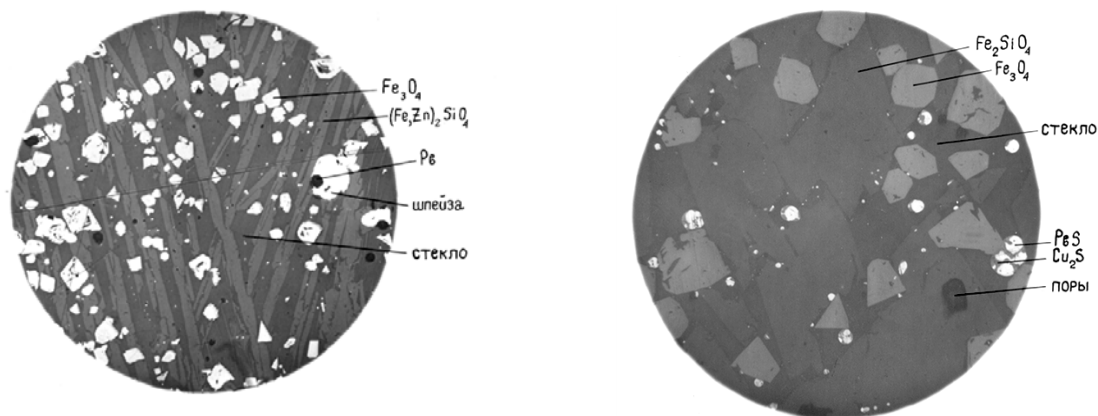
өнімдеріндегі зерттелетін металдардың соңғы концентрациясына шамалы әсер етеді. Фазалар-шлагымен пен Штейннің қалыптасу процесі, тәжірибелер жағдайында, тіпті аз уақыт болса да, толығымен аяқталады. Сонымен қатар, балқыманың күшті көпіршігі жағдайында жүргізілген тәжірибелерде шлагымен пен Штейннің бөлінуі айтарлықтай айқын болды.

3.3 Сульфидті мыс концентратының конвертор шлагымен өзара әрекеттесуі кезінде металдардың таралуы

Конверторлық шлагыменты мыс концентратымен сульфидтеу кезінде металдарды балқыту өнімдері бойынша айтарлықтай қайта бөлу жүреді. Мыстың штейнге таралуы бастапқы материалмен жүктелген мыстың жалпы массасының 90,42% құрайды. Тозған шлагыментағы металдар құрамының төмендеуі байқалады: мыс - төрт, қорғасын – 2,5; мышьяк – 4,4 және сурьма - олардың бастапқы конверторлық шлагыментағы құрамымен салыстырғанда 2,4 есе.

Зерттеу нәтижелері көрсеткендей, эксперименттерде шлагымен балқымасын мыс концентратының сульфидтерінің тамшыларымен терең «жуу» бар, бұл штайнның ұсақ тамшыларының коалесценциясын қамтамасыз етеді. Pb, Zn, As және Sb қоспаларын сәйкесінше 30%, 24%, 70% және 60% шаңға айналдыру белсенді түрде байқалады.

2.11 сурет сульфидизатормен-сульфидті мыс концентратымен өңделгеннен кейін алынған бастапқы Конвертер шлагының және шлагыментың салыстырмалы шлемдері көрсетілген.



А) Бастапқы конвертор шлагы

Б) Тәжірибеден кейінгі шлак

Сурет 3.1 – Конверторлық шлагыментың микрошлифтері

Құрамы бойынша алынған шлагыментардың балқу температурасы нақты шлагыментардың балқу температурасынан төмен, бұл айналмалы конверторлық шлагыменты қайта өңдеу тәжірибесі үшін маңызды [20].

Алынған нәтижелер металл оксидтерінің халькопиритпен және оның диссоциациялану өнімдерімен әрекеттесуінің жоғары жылдамдығы конвертор шлағының жеткілікті толық сульфидтенуін қамтамасыз ететіндігі туралы бұрын жасалған қорытындыларды растайды.

Мыс өндірудің заманауи технологиялары бірқатар маңызды кемшіліктерге ие. Мыс өндірісінің әрбір операциясында 4% – ға дейін мыс жоғалады, оның ішінде 7-12% мыс операциялық және аралық өнімдерде-айналмалы конверторлық шлағыментарда және негізгі металдардың құрамы бойынша бір-біріне жақын күйдіретін және шахталық бөліністердің циклондық шаңында айналады.

Тәжірибенің жоғарыда келтірілген мәліметтерінен зауыт жағдайында мышьяк пен сурьманың соңғы шлағыментардағы мөлшері өте жоғары болып калатынын көруге болады. Әдеби дереккөздерді талдау көрсеткендей, шлағыментардағы As-тің 60% - ы еритін күйде [21,22], ал шлағыментардағы сурьма нысандары туралы ақпарат жоқ.

Шлағыментарды минералогиялық зерттеудің салыстырмалы нәтижелерінен соңғы шлағыментарда әртүрлі сульфидизаторларды қолданған кезде магнетит мөлшері күрт төмендегенін көруге болады. Сонымен қатар, магнетит мөлшерінің 5% - ға дейін ең көп төмендеуі конверторлық шлағыменты құрамында 33% - ға дейін күкірт бар сульфидті мыс концентратымен өңдеу кезінде байқалады. Тозған шлағыментардағы магнетиттің мөлшері 6% - ға дейін төмендейді.

Алынған нәтижелер конверторлық шлағыментардағы мыс, қорғасын, мышьяк және сурьма құрамын азайту және оларды «балқыту – конвертерлеу» тізбегіндегі айналымнан шығару үшін сульфидті мыс концентратын сульфидизатор ретінде пайдалану мүмкіндігін растайды.

ҚОРЫТЫНДЫ

Жұмыста жоғары күкіртті сульфидтердің балқытылған Шлакпен өзара әрекеттесуін зерттеу мақсатында сульфидті мыс концентратының компоненттерінің газ тәрізді оттегіге қол жеткізбестен тікелей конверторлы Шлакпен өзара әрекеттесу мүмкіндігін бағалауға және күкірт ангидридін мен карапайым күкірттің бөлінуін тіркеуге мүмкіндік беретін әдіс әзірленді және игерілді.

Березов сульфидті мыс концентратының шлактармен әрекеттесуінің кинетикалық заңдылықтарын зерттеу нәтижесінде таза Күкірт пен жоғары күкіртті мыс концентраты, ал ең азы - мыс сульфиді, ондағы күкірттің төмен белсенділігі салдарынан тотығу жылдамдығына ие екендігі анықталды.

Шлак құрамында реакциялардың өзара әрекеттесудің жылдамдық сипаттамаларына әсерін зерттеу кезінде шлак балқымасындағы сульфидтердің тотығу жылдамдығы ең алдымен шлактағы оттегінің тепе-теңдік қысымына, екіншіден, сульфидтегі күкірттің белсенділігіне байланысты екендігі анықталды.

Диссоциацияланған күкірттің шлакды балқымалармен өзара әрекеттесуі зерттеліп, балқымалардағы мыс, қорғасын, мышьяк және сурьма тіршілік ету формалары анықталды. Күкірт күкірт ангидридіне тотығып, шлақтың компоненттерімен жоғары жылдамдықпен әрекеттесетіні көрсетілген.

Қыздыру жылдамдығы мен температураның кинетикаға және жоғары күкірт сульфидтерінің Шлакпен әрекеттесу механизміне әсері анықталды. Баяу қыздыру және төмен температура жағдайында магнетиттің деңгейі мен қалпына келу жылдамдығы төмен екендігі көрсетілген, ал қыздыру жылдамдығы мен температураның жоғарылауымен темір мен Түсті металдарды сульфидті балқымаларға айналдыру үшін жағдайлар жасалады.

Тәжірибелік мәліметтерге сәйкес сульфидтердің Шлакпен әрекеттесу реакцияларының кинетикалық параметрлері есептелген. Конверсия процесінде магнетитті қалпына келтіру үшін диффузиялық қиындықтар туындайтыны көрсетілген, оларды сульфидизатор ретінде жоғары түйіршікті материалдарды қолдану арқылы жоюға болады.

Эксперименттік және есептелген мәліметтердің нәтижелері бойынша жоғары күкірт сульфидтерінің конверторлық шлақтың компоненттерімен әрекеттесу механизмі сипатталған.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 Цейдлер А.А. Процесс японской фирмы "Митсубиси". Цветные металлы. 1976, №11, - Б.82-84.
- 2 Симпозиум по цветной металлургии в Москве. Москва, 16 марта 1980 г. Материалы симпозиума. 1980, - 195 б.
- 3 Ванюков А.В. Исакова Р.А. Быстров В.П. Термическая диссоциация сульфидов металлов. Алма-Ата, Наука, 1978, - 271 б.
- 4 Брицке Э. Калустинский А. Сродство металлов к сере. Журнал физической химии. 1934, т.5, вып.1, - Б.85-86.
- 5 Ванюков А.Б. Изучение парциального давления компонентов в системе кадмий-теллур методом оптического патенциала. В кн.: "Хадькогениды цинка, кадмия и ртути". М., Металлургия. 1973, - Б. 61.
- 6 Чижигов Д.М. Брюквин В.А. Цыбин О.И. и др. Физико-химия и технология процесса струйно-взвешенного конвертирования медных штейнов. В кн.: Цветная металлургия. Научные поиски, перспективы. 1976, - Б.105-125.
- 7 Грозданов И.С., Бакрджиев П.Н., Стефанов Б.С., Ванюков А.В. Зайцев В.Я. О механизме и кинетике окислительных процессов при автогенных плавках медьсодержащего сульфидного сырья. Цветные металлы. 1980, Л 3, - Б.17-21.
- 8 Бармин И.Н., Есин О.Й., Медведевских Ю.Г. Скорость выгорания серы из жидких сульфидов меди и железа. Цветная металлургия. Л 4, 1970, - Б.22-26.
- 9 Зиниград М.И., Топорщев Г.А., Найденев В.А. Лимитирующая стадия окисления серы из сульфидных расплавов кислородом шлака. Изд-во вузов Цветная металлургия. 1980, № 1, - Б.29-33.
- 10 Яценко П.В., Растяпин В.В., Тихонов А.И. и др. Кинетика окисления сульфидов железа и цинка при конвертировании полиметаллических штейнов на дутье, обогащенном кислородом. Изд.вузов. Цветная металлургия. 1974, М 3, - Б.38-40.
- 11 Брюквин В.А., Звиацадзе Г.Н. К вопросу механизма взаимодействия расплавов сульфида железа с кислородом. В кн.: Сульфидные расплавы тяжелых металлов. Наука. М., 1982, - Б.46-58.
- 12 Линии Б.В., Машурьян В.Н., Шкловский В.И. О разрушении магнетита в конвертере. Изд.вузов. Цветная металлургия, 1967, № 2, - Б.24-30.
- 13 Кожаметов СМ., Яковлев В.В., Новожилов А.Б., Булгакова Г.Ф. Жидкостное окисление полусернистой меди. Вест. АН Каз.ССР. 1978, № 2, - Б.39-44. -160 б.
- 14 Брюквин В.А., Цыбин О.И., Звиацадзе Г.Н., Блохина Л.И., Рослова А.А. Исследование взаимодействия с кислородом медьжелезо-содержащих сульфидных расплавов, В кн.: Сульфидные расплавы тяжелых металлов. Наука, М., 1982, - Б.58-61.

- 15 Пензимонж И.И., Гришанкина Н.С. Окисление сернистого железа в присутствии полусернистой меди. Цв. металлы. 1974, Ш 8, - Б.10-12.
- 16 Пензимонж И.И., Гришанкина Н.С., Ситько Е.А. О магнетите в расплавленном высококальщевистом шлаке, констатирующем со штейном - Комплекс, использов. минер, сырья, 1978, Л 4, - Б.21-25.
- 17 Кожахметов СМ., Яковлев В.В., Новожилов А.Б. Взаимодействие полусернистой меди с кислородом газовой фазы и окислами шлака. В кн.: Сульфидные расплавы тяжелых металлов. Наука, М., 1982, - Б.73-81.
- 18 Кожахметов СМ., Шсовлев В.В., Новожилов А.Б., О растворимости газов в шлаковых расплавах. Комплексное использование минерального сырья, 1980, № 12, - Б.14-18.
- 19 Альмагамбетов У., Баимбетов Б.С, Поновдарев С.В. и др. Обеднение конверторных шлаков медеплавильного производства пиритным концентратом. Комплексное использование минерального сырья. 1982, № 5, - Б.71-73.
- 20 Синев Л.А., Борбат В.Ф., Козюра А.И. Плавка сульфидных концентратов во взвешенном состоянии. М., Metallurgy, 1979, - 150 б.
- 21 Окунев А.И., Галимов М.Д. Окисление железа и серы в окисдно-сульфидных системах. М., Наука, 1983. -115 б.
- 22 Ванюков В. А. К вопросу о сродстве элементов при высоких температурах. М.: Metallurgy, 1961. -75 б.
- 23 Ванюков А. В., Одинец З. К. К вопросу о распределении металлов между штейном и шлаком // Изв. вузов. Цветная металлургия. 1960. №1. -68 б.
- 24 Ванюков А. В., Одинец З. К. О форме потерь металлов со шлаками. – Изв. вузов. Цветная металлургия. 1958. № 5. – Б.83-89.
- 25 Цесарский В. С., Ванюков А. В., Зайцев В. Я. Влияние состава штейна на растворимость цветных металлов в шлаке при плавке медно-никелевого сырья // Цветные металлы, 1980, №10, -Б. 59-61.
- 26 Ланге А. Выделение взвешенных частиц металлов и их соединений из шлаков Мансфельдского завода. Экспресс-информация ЦИИН ЦМ, 1959, № 42, 165-168 б.
- 27 Yazawa A. Fundamental studies on the Copper Smelting // Tech. Repts. Tohoku University. 1956. V.21. P. 31-50.
- 28 Чижиков Д. М., Дейнека С. С. О взаимодействии сульфида меди с цинксодержащими силикатными расплавами // ДАН СССР. 1962. Т.143, № 2.
- 29 Rosengvist T. Some Studies on the Thermodynamic of Copper Mattes and their equilibrium with Iron Silicate Slag // Trans. AIME.1951. v.191. P. 535-540.

ҚОСЫМША А

Мыс-қорғасын штейндерін конвертерлеу процесінің материалдық балансының есебі

ЖШС «Казцинк» жағдайында мыс-қорғасын штейндерінің рационалдық есептеуі 100 кг штейнге есептелінді. ШҚБ пешінен алынған мыс-қорғасын штейннің құрамын, % (массасы бойынша): Cu-38,5; Zn-1,42; Pb-19,3; Fe-17,15; S-17,09; As-2,81; Sb-0,71; O₂-2,12; басқалары – 0,9.

Сонымен қатар балқытуға жіберілетін кварцты кеннің құрамы, %: Fe-6,5; SiO₂ -80; CaO-3,75; O₂-1,86; басқалары – 2,89. Кварцты кеннің ылғалдылығы 4 %.

Штейннің есептелінген минералогиялық құрамы:

Минералогиялық құрамы бойынша, мыстың 80 %-ы халькозин, 20 %-ы интерметаллид және фиррит түрінде табылады. Ал қорғасынның 50 %-ы галенит және қалғаны бос күйінде кездеседі.

Штейндегі халькозин мөлшері:

$$G_{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}} \cdot \frac{0,8 \cdot \mu_{\text{Cu}_2\text{S}}}{2 \cdot \mu_{\text{Cu}}} = 38,5 \cdot \frac{0,8 \cdot 159,15}{2 \cdot 63,54} = 38,57 \text{ кг.}$$

Халькозиндегі күкүрт мөлшері:

$$G_{\text{S}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}} \cdot \frac{\mu_{\text{S}}}{\mu_{\text{Cu}_2\text{S}}} = 38,57 \cdot \frac{32,07}{159,12} = 7,77 \text{ кг.}$$

Қалдық мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{ост}} = G_{\text{Cu}}^{\text{Агл}} - (G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{S}} - G_{\text{S}}^{\text{Cu}_2\text{S}}) = 38,5 - (38,57 - 7,77) = 7,70 \text{ кг.}$$

Мыстың 15 % мыс (IV) арсениді түрінде.

Мыс (IV) арсенидіндегі мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_3\text{As}} = G_{\text{Cu}}^{\text{Агл}} \cdot 0,15 = 38,5 \cdot 0,15 = 5,78 \text{ кг.}$$

Мыс арсенидінің мөлшері:

$$G_{\text{Cu}_3\text{As}} = G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_3\text{As}} \cdot \frac{\mu_{\text{Cu}_3\text{As}}}{3 \cdot \mu_{\text{Cu}}} = 5,78 \cdot \frac{265,54}{3 \cdot 63,54} = 8,04 \text{ кг.}$$

Мыс арсенидіндегі мышьяқтың мөлшері:

$$G_{\text{As}}^{\text{Cu}_3\text{As}} = G_{\text{Cu}_3\text{As}} - G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_3\text{As}} = 8,04 - 5,78 = 2,09 \text{ кг.}$$

Қалған мышьяқтың мөлшері:

Мыстың 5%-ы мыс ферриті түрінде.

Мыс ферритіндегі мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} = G_{\text{Cu}}^{\text{ост}} - G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_3\text{As}} = 7,70 - 5,78 = 0,54 \text{ кг.}$$

Мыс ферритінің мөлшері:

$$G_{\text{CuFe}_2\text{O}_4} = G_{\text{Cu}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} \cdot \frac{\mu_{\text{CuFe}_2\text{O}_4}}{\mu_{\text{Cu}}} = 0,54 \cdot \frac{239,24}{63,54} = 1,92 \text{ кг.}$$

Мыс ферритіндегі темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} = G_{\text{CuFe}_2\text{O}_4} \cdot \frac{2 \cdot \mu_{\text{Fe}}}{\mu_{\text{Cu}}} = 1,92 \cdot \frac{2 \cdot 55,85}{63,54} = 3,12 \text{ кг.}$$

Мыс ферритіндегі оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} = G_{\text{CuFe}_2\text{O}_4} - G_{\text{Cu}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} - G_{\text{Fe}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} = 1,92 - 0,54 - 3,12 = 1,94 \text{ кг.}$$

Штейндегі галениттің мөлшері:

$$G_{\text{PbS}} = G_{\text{Pb}}^{\text{Агл}} \cdot \frac{0,5 \cdot \mu_{\text{PbS}}}{\mu_{\text{Pb}}} = 19,3 \cdot \frac{0,5 \cdot 239,27}{207,2} = 11,14 \text{ кг.}$$

Галениттегі күкүрттің мөлшері:

$$G_{\text{S}}^{\text{PbS}} = G_{\text{PbS}} \cdot \frac{\mu_{\text{S}}}{\mu_{\text{PbS}}} = 11,14 \cdot \frac{32,07}{239,27} = 1,49 \text{ кг.}$$

Штейндегі сфалериттің мөлшері:

$$G_{\text{ZnS}} = G_{\text{Zn}}^{\text{Агл}} \cdot \frac{\mu_{\text{ZnS}}}{\mu_{\text{Zn}}} = 1,42 \cdot \frac{97,46}{65,39} = 2,12 \text{ кг.}$$

Сфалериттегі күкүрттің мөлшері:

$$G_{\text{S}}^{\text{ZnS}} = G_{\text{ZnS}} - G_{\text{Zn}}^{\text{Агл}} = 2,12 - 1,42 = 0,70 \text{ кг.}$$

Пиротинмен байланысты күкүрттің қалған мөлшері:

$$G_{\text{S}}^{\text{FeS}} = G_{\text{S}} - G_{\text{S}}^{\text{Cu}_2\text{S}} - G_{\text{S}}^{\text{PbS}} - G_{\text{S}}^{\text{ZnS}} = 17,09 - 7,77 - 1,49 - 0,70 = 7,13 \text{ кг.}$$

Пирротиндегі темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{FeS}} = G_{\text{S}}^{\text{FeS}} \cdot \frac{\mu_{\text{Fe}}}{\mu_{\text{S}}} = 7,13 \cdot \frac{55,85}{32,07} = 12,41 \text{ кг.}$$

Штейндегі пирротиннің мөлшері:

$$G_{\text{FeS}} = G_{\text{S}}^{\text{FeS}} \cdot \frac{\mu_{\text{FeS}}}{\mu_{\text{S}}} = 7,13 \cdot \frac{87,92}{32,07} = 19,54 \text{ кг.}$$

Штейндегі темір (II) арсенидінің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}_3\text{As}_2} = G_{\text{As}}^{\text{Ост}} \cdot \frac{\mu_{\text{Fe}_3\text{As}_2}}{2 \cdot \mu_{\text{As}}} = 0,54 \cdot \frac{317,39}{2 \cdot 74,92} = 1,14 \text{ кг.}$$

Темір (II) арсенидіндегі темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} = G_{\text{Fe}_3\text{As}_2} - G_{\text{As}}^{\text{Ост}} = 1,14 - 0,54 = 0,60 \text{ кг.}$$

Штейндегі темір антимонидінің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} = G_{\text{Sb}}^{\text{Агл}} \cdot \frac{\mu_{\text{Fe}_3\text{Sb}_2}}{2 \cdot \mu_{\text{Sb}}} = 0,71 \cdot \frac{411,05}{2 \cdot 121,75} = 1,20 \text{ кг.}$$

Темір антимонидінің құрамындағы темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} = G_{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} - G_{\text{Sb}}^{\text{Агл}} = 1,20 - 0,71 = 0,49 \text{ кг.}$$

Штейндегі бос қоғасының мөлшері:

$$G_{\text{Pb}}^{\text{Своб}} = G_{\text{Pb}}^{\text{Агл}} - (G_{\text{PbS}} - G_{\text{S}}^{\text{PbS}}) = 19,3 - (11,14 - 1,49) = 9,65 \text{ кг.}$$

Магнетиттегі темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = G_{\text{Fe}}^{\text{Агл}} - G_{\text{Fe}}^{\text{FeS}} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} - G_{\text{Fe}}^{\text{CuFe}_2\text{O}_4} = 17,15 - 12,41 - 0,6 - 0,49 - 3,38 = 0,26 \text{ кг.}$$

Штейндегі темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}_3\text{O}_4} = G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} \cdot \frac{\mu_{\text{Fe}_3\text{O}_4}}{3 \cdot \mu_{\text{Fe}}} = 0,26 \cdot \frac{231,55}{3 \cdot 55,85} = 0,36 \text{ кг.}$$

Кесте А.1 – Мыс штейнінің рационалдық құрамы

Компонент	Cu	Fe	Pb	Zn	As	Sb	S	O ₂	Басқалары	Барлығы
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Cu ₂ S	30,8						7,77			38,57
FeS		12,41					7,13			19,54
PbS			9,65				1,49			11,14
CuFe ₂ O ₄	1,92	3,38						1,94		7,25
Cu ₃ As	5,78				2,27					8,04

А.1 кестенің жалғасы

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
ZnS				1,42			0,7			2,12
Fe3Sb2		0,49				0,71				1,2
Fe3As2		0,6			0,54					1,14
Fe3O4		0,26						0,1		0,36
Pb			9,65							9,65
Басқалары									0,9	0,9
Барлығы	38,50	17,15	19,3	1,42	2,81	0,71	17,09	2,04	0,9	100,00

Мыс концентратының рационалдық құрамын есептеу

Есеп 100 кг мыс концентратына жүргізіледі. Балқымаға түсетін мыс концентратының құрамы, % (масса): Cu – 13; S – 35,6; CaO – 0,50; SiO₂ – 8,50; Fe – 31; Al₂O₃ – 4,2; прочие – 7,2.

Мыс концентратының минералогиялық құрамы:

Мыс концентратындағы барлық мыс CuFeS₂ түрінде болады.

Концентраттағы халькопирит мөлшері:

$$G^{CuFeS_2} = G^{Cu} \cdot \frac{\mu_{CuFeS_2}}{\mu_{Cu}} = 13 \cdot \frac{183,53}{63,54} = 37,55 \text{ кг}$$

$$\text{Халькопириттегі күкірт мөлшері: } G_S^{CuFeS_2} = G^{Cu} \cdot \frac{2 \cdot \mu_S}{\mu_{Cu}} = 13 \cdot \frac{2 \cdot 32,07}{63,54} = 13,12 \text{ кг}$$

Халькопириттегі темір мөлшері:

$$G_{Fe}^{CuFeS_2} = G^{CuFeS_2} - G^S - G^{Cu} = 37,55 - 13,12 - 13 = 11,43 \text{ кг}$$

$$\text{Пирротиндегі темір мөлшері: } G_{Fe}^{FeS_2} = G^{Fe} - G_{Fe}^{CuFeS_2} = 31 - 11,43 = 19,57 \text{ кг}$$

$$\text{Пирротиндегі күкірт мөлшері: } G_S^{FeS_2} = G^S - G_S^{CuFeS_2} = 35,6 - 13,12 = 22,48 \text{ кг}$$

Мыс концентратындағы пирротин мөлшері:

$$G^{FeS_2} = G_S^{FeS_2} - G_{Fe}^{FeS_2} = 22,48 + 19,57 = 42,05 \text{ кг}$$

Кесте А.2 – Мыс концентратының рационалдық құрамы

Компонент	CuFeS ₂	FeS ₂	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Басқалары	Барлығы
Cu	13,00						13
Fe	11,43	19,57					31
S	13,12	22,48					35,60
SiO ₂			8,50				8,50
CaO				0,50			0,50
Al ₂ O ₃					4,20		4,20
Барлығы						7,20	7,20
Басқалары	37,55	42,05	8,50	0,50	4,20	7,20	100

Кварцты кеннің рационалдық құрамының есебі

Темір (II) тотығының мөлшері: $G_{\text{FeO}} = G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} \cdot \frac{\mu_{\text{FeO}}}{\mu_{\text{Fe}}} = 1,28 \cdot \frac{71,85}{55,85} = 1,65 \text{ кг.}$

Темір (II) тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{FeO}} = G_{\text{FeO}} - G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} = 1,65 - 1,28 = 0,37 \text{ кг.}$$

Кесте А.3 – Кварцты кеннің рационалдық құрамы (ылғалдылығын ескермегенде)

Компонент	Fe	CaO	SiO ₂	O	Басқалары	Барлығы
FeO	6,5			1,86		6,94
CaO		3,75				5,04
SiO ₂			85			70
Басқалары					2,98	6,22
Барлығы	6,5	3,75	85	1,86	2,98	100,00

Конвертерлеудің I мерзіміндегі материалдық балансының есебі

Конвертерлік шлак пен кварцты кеннің мөлшері:

Флюс пен шлактың мөлшерін есептеу үшін, арнайы бір шлак құрамы беріледі, % : Cu-10,78; Fe-25,1; S-0,44; SiO₂-21,08; Pb-24,43; Zn-1,25; As-0,77; Sb-0,47; Al₂O₃-0,44; CaO-1,36; басқалары – 13,88.

Қабылдаймыз: x кг – конвертерлік шлактың құрамы, түзілген 100 кг штейнге;

y кг – қажетті кварцты флюстың мөлшері.

Конвертерге түсетін темір, кг:

100 кг штейннен	17,15
15 кг мыс концентратынан	4,65
y кг кварцты кеннен	$0,065 \cdot y$
Түсетін барлық темір	$(17,15 + 0,065 \cdot y)$
x кг шлактағы	$0,4883 \cdot x$ кг темір мөлшері:

Темірдің шлакқа толық бөлінуінің теңдеуі осындай болу керек:

$$17,15 + 0,065 \cdot y = 0,251 \cdot x. \quad (\text{A.1})$$

Конвертерге түсетін кремний, кг:

y кг кварцты кеннен	$0,85 \cdot y$
Барлық түскен өнім	$(0,85 \cdot y + 2,097)$

Конвертерлі шлакқа барлық кремнидің толығымен өту теңдеуі осындай болу керек:

$$0,85 \cdot y + 2,097 = 0,2108 \cdot x. \quad (\text{A.2})$$

(31) пен (32) теңдеулерді шеше отырып шлак пен флюстың мөлшерін табамыз:

$$X = 73,02 \text{ кг}; y = 18,11 \text{ кг.}$$

Кварцты кеннің 4% ылғалдылығын ескере отырып, мөлшері $y = 18,86$ кг.

Конвертерлі шлактың құрамы мен мөлшерін анықтау есебі.

Конвертерлі шлактағы барлық күкірт Cu_2S түрінде, ал қалған мыс Cu_2O түрінде болады.

Шлактағы мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Cu})}{100} = 78,43 \cdot \frac{10,78}{100} = 8,45 \text{ кг.}$$

Шлактағы халькозиннің мөлшері

$$G_{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{S}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{Cu}_2\text{S}}}{\mu_{\text{S}}} = 0,34 \cdot \frac{159,15}{32,07} = 1,69 \text{ кг.}$$

Халькозиндегі мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}} - G_{\text{S}}^{\text{шл}} = 1,69 - 0,34 = 1,35 \text{ кг.}$$

Қалған мыс тотық түрде болуын ескере отырып, Cu_2O мөлшерін табамыз:

Мыс тотығындағы мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{O}} = G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} - G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = 8,45 - 1,35 = 7,10 \text{ кг.}$$

Шлактағы мыс тотығының мөлшері:

$$G_{\text{Cu}_2\text{O}} = G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{O}} \cdot \frac{\mu_{\text{Cu}_2\text{O}}}{2 \cdot \mu_{\text{Cu}}} = 7,10 \cdot \frac{143,08}{2 \cdot 63,54} = 8 \text{ кг.}$$

Мыс тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{Cu}_2\text{O}} = G_{\text{Cu}_2\text{O}} - G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{O}} = 8 - 7,10 = 0,90 \text{ кг.}$$

Шлактағы темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Fe})}{100} = 78,43 \cdot \frac{25,1}{100} = 19,69 \text{ кг.}$$

Ковертерлік шлактағы магнетиттің мөлшері 15 %.

Шлактағы магнетит мөлшері:

$$G_{\text{Fe}_3\text{O}_4} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Fe}_3\text{O}_4)}{100} = 78,43 \cdot \frac{15}{100} = 11,76 \text{ кг.}$$

Магнетиттегі темірдің мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = G_{\text{Fe}_3\text{O}_4} \cdot \frac{3 \cdot \mu_{\text{Fe}}}{\mu_{\text{Fe}_3\text{O}_4}} = 11,76 \cdot \frac{3 \cdot 55,85}{231,55} = 8,51 \text{ кг.}$$

Магнетиттегі оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = G_{\text{Fe}_3\text{O}_4} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = 11,76 - 8,51 = 3,25 \text{ кг.}$$

Темір (II) тотығындағы темір мөлшері:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} = G_{\text{Fe}}^{\text{шл}} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = 19,69 - 8,51 = 11,17 \text{ кг.}$$

Темір тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{FeO}} = G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} \cdot \frac{\mu_{\text{O}}}{\mu_{\text{FeO}}} = 11,17 \cdot \frac{16}{55,85} = 3,20 \text{ кг.}$$

Шлактағы темір тотығының мөлшері:

$$G_{\text{FeO}} = G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} + G_{\text{O}}^{\text{FeO}} = 11,17 + 3,20 = 14,37 \text{ кг.}$$

Қорғасын тотығындағы қорғасынның мөлшері:

$$G_{\text{Pb}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Pb})}{100} = 78,43 \cdot \frac{24,43}{100} = 19,16 \text{ кг.}$$

Шлактағы қорғасын тотығының мөлшері:

$$G_{\text{PbO}} = G_{\text{Pb}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{PbO}}}{\mu_{\text{Pb}}} = 19,16 \cdot \frac{223,2}{207,2} = 20,64 \text{ кг.}$$

Қорғасын тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{PbO}} = G_{\text{PbO}} - G_{\text{Pb}}^{\text{шл}} = 20,64 - 19,16 = 1,48 \text{ кг.}$$

Мырыш тотығындағы мырыштың мөлшері:

$$G_{\text{Zn}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Zn})}{100} = 78,43 \cdot \frac{1,25}{100} = 0,98 \text{ кг.}$$

Шлактағы мырыш тотығының мөлшері:

$$G_{\text{ZnO}} = G_{\text{Zn}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{ZnO}}}{\mu_{\text{Zn}}} = 0,98 \cdot \frac{81,39}{65,39} = 1,22 \text{ кг.}$$

Мырыш тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{ZnO}} = G_{\text{ZnO}} - G_{\text{Zn}}^{\text{шл}} = 1,22 - 0,98 = 0,24 \text{ кг.}$$

Мышьяк тотығындағы мышьяқтың мөлшері:

$$G_{\text{As}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{As})}{100} = 78,43 \cdot \frac{0,77}{100} = 0,60 \text{ кг.}$$

Шлактағы мышьяк тотығының мөлшері:

$$G_{\text{As}_2\text{O}_5} = G_{\text{As}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{As}_2\text{O}_5}}{2 \cdot \mu_{\text{As}}} = 0,60 \cdot \frac{229,84}{2 \cdot 74,92} = 0,93 \text{ кг.}$$

Мышьяк тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{As}_2\text{O}_5} = G_{\text{As}_2\text{O}_5} - G_{\text{As}}^{\text{шл}} = 0,93 - 0,60 = 0,33 \text{ кг.}$$

Сурьма тотығындағы сурьманың мөлшері:

$$G_{\text{Sb}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Sb})}{100} = 78,43 \cdot \frac{0,47}{100} = 0,37 \text{ кг.}$$

Шлактағы сурьма тотығының мөлшері:

$$G_{\text{Sb}_2\text{O}_5} = G_{\text{Sb}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{Sb}_2\text{O}_5}}{2 \cdot \mu_{\text{Sb}}} = 0,37 \cdot \frac{323,5}{2 \cdot 121,75} = 0,49 \text{ кг.}$$

Сурьма тотығындағы оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}}^{\text{Sb}_2\text{O}_5} = G_{\text{Sb}_2\text{O}_5} - G_{\text{Sb}}^{\text{шл}} = 0,49 - 0,37 = 0,12 \text{ кг.}$$

Шлактағы кальций тотығының мөлшері:

$$G_{\text{пр}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{CaO})}{100} = 78,43 \cdot \frac{1,36}{100} = 1,07 \text{ кг.}$$

Шлактағы алюминий тотығының мөлшері:

$$G_{\text{пр}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Al}_2\text{O}_3)}{100} = 78,43 \cdot \frac{0,44}{100} = 0,35 \text{ кг.}$$

Шлактағы кремний тотығының мөлшері:

$$G_{\text{пр}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{SiO}_2)}{100} = 78,43 \cdot \frac{21,08}{100} = 16,53 \text{ кг.}$$

Шлактағы басқа қоспалардың мөлшері:

$$G_{\text{пр}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Прочие})}{100} = 78,43 \cdot \frac{1,75}{100} = 1,37 \text{ кг.}$$

Ақ маттың құрамы мен мөлшерін анықтау есебі

Конвертерге түсетін халькозин, кг:

100 кг штейннан 35,57

Барлығы 35,86

Конвертерлік шлактан бөлініп алынады: 1,69

Ақ матта қалады: 34,17

Кесте А.4 – Конвертерлік шлақтың құрамы мен мөлшері

Құрамы	Cu	Fe	Pb	Zn	As	Sb	O	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	S	Басқалар	Барлығы, кг	Барлығы, %
Cu ₂ O	2,1						0,13						2,2	3,31
FeO		7,17					2,3						9,47	14,25
Fe ₃ O ₄		8,51					3,25						11,76	17,70
PbO			19,16				1,48						20,64	31,07
ZnO				0,98			0,24						1,22	1,84
As ₂ O ₅					0,6		0,32						0,92	1,38
Sb ₂ O ₅						0,37	0,12						0,49	0,74
SiO ₂										16,53			16,53	24,88
Cu ₂ S	0,35										0,04		0,39	0,59
CaO								1,07					1,07	1,61
Al ₂ O ₃									0,35				0,35	0,53
Басқалары												1,37	1,37	2,06
Барлығы, кг	2,45	15,68	19,16	0,98	0,6	0,37	7,84	1,07	0,35	16,53	0,04	1,37	66,44	
Барлығы, %	3,69	23,60	28,84	1,48	0,90	0,56	11,80	1,61	0,53	24,88	0,06	2,06		100

Халькозиндегі мыстың мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}} \cdot \frac{2 \cdot \mu_{\text{Cu}}}{\mu_{\text{Cu}_2\text{S}}} = 34,17 \cdot \frac{2 \cdot 63,54}{159,15} = 27,28 \text{ кг.}$$

Халькозиндегі күкүрттің мөлшері:

$$G_{\text{S}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}} - G_{\text{Cu}} = 34,17 - 27,28 = 6,88 \text{ кг.}$$

Ақ матт түзетін Cu₂S жалпы мөлшері:

$$G_{\text{Cu}_2\text{S}}^{\text{Общ}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}} + G_{\text{Cu}}^{\text{Хол.обор}} = 34,17 + 0,23 = 34,40 \text{ кг.}$$

Ақ матта мыс пен күкүрттің қосындысы 97% және қоспалардың мөлшері 3% құрайды. Ақ маттың мөлшері:

$$G_{\text{а.м}} = \frac{G_{\text{Cu}_2\text{S}}^{\text{бар}}}{0,97} = \frac{34,40}{0,97} = 35,47 \text{ кг.}$$

Ақ маттағы басқа қоспалардың мөлшері:

$$G_{\text{басқалары}}^{\text{а.м}} = G_{\text{б.м}} \cdot 0,03 = 35,47 \cdot 0,03 = 1,06 \text{ кг.}$$

Кесте А.5 – Ақ маттың мөлшері мен құрамы

Компонеттер	Cu	S	Басқалары	Барлығы, кг
Cu	0,23			0,23
Cu ₂ S	27,28	6,88		34,17
Басқалары			1,06	1,06
Барлығы	27,52	6,88	1,06	35,47

Темір, мырыш, қорғасын, мышьяк және сурьманың тотығуы
Конвертерлі шлакта темір магнетит түрінде кездеседі:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = G_{\text{Fe}_3\text{O}_4} \cdot \frac{3 \cdot \mu_{\text{Fe}}}{\mu_{\text{Fe}_3\text{O}_4}} = 11,76 \cdot \frac{3 \cdot 55,85}{231,55} = 8,51 \text{ кг.}$$

Штейнмен магнетит түрінде енгізілетін темір $G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = 1,66 \text{ кг.}$

Темір магнетит түрінде процеске түседі: 1,66 кг.

Оттегісімен үрлеу кезінде магнетитке дейін тотығатын темір: $8,51 - 1,68 = 6,84 \text{ кг.}$

(20) реакция бойынша темір тотығуына қажетті оттегі мөлшері



құрайды: $G_{\text{O}} = G_{\text{Fe}} \cdot \frac{4 \cdot \mu_{\text{O}}}{3 \cdot \mu_{\text{Fe}}} = 11,76 \cdot \frac{4 \cdot 16}{3 \cdot 55,85} = 2,61 \text{ кг.}$

Конвертерлі шлакта темірдің FeO түрде:

$$G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{Fe}}}{\mu_{\text{FeO}}} = 14,37 \cdot \frac{55,85}{71,55} = 11,17 \text{ кг.}$$

Кварцты кенмен бірге темір FeO түрінде түседі :

$$G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} = G_{\text{Кв.фл}} \cdot \frac{C_{\text{Fe}}}{100} = 16,98 \cdot \frac{6,5}{100} = 1,10 \text{ кг.}$$

Оттегісімен үрлеу кезінде FeO дейін тотығатын темір:

$$11,17 - 1,10 - 2,92 = 7,15 \text{ кг.}$$

Темірді тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (34)



құрайды: $G_{\text{O}} = G_{\text{Fe}}^{\text{FeO}} \cdot \frac{2 \cdot \mu_{\text{O}}}{2 \cdot \mu_{\text{Fe}}} = 7,15 \cdot \frac{2 \cdot 16}{2 \cdot 55,85} = 2,05 \text{ кг.}$

Темір тотығуына қажетті оттегінің жалпы теориялық мөлшері

$$2,61 + 2,05 = 4,66 \text{ кг.}$$

Конвертерлі шлакта мырыш ZnO түрінде кездеседі:

$$G_{\text{Zn}}^{\text{ZnO}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{C_{\text{Zn}}}{100} = 78,42 \cdot \frac{1,25}{100} = 0,98 \text{ кг.}$$

Мырышты тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (35)



құрайды: $G_{\text{O}} = G_{\text{Zn}}^{\text{ZnO}} \cdot \frac{\mu_{\text{O}}}{\mu_{\text{Zn}}} = 0,98 \cdot \frac{16}{65,39} = 0,24 \text{ кг.}$

Конвертерлі шлактағы PbO түріндегі қорғасынның мөлшері:

$$G_{\text{Pb}}^{\text{PbO}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{C_{\text{Pb}}}{100} = 78,42 \cdot \frac{24,43}{100} = 19,16 \text{ кг.}$$

Қорғасынды тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (36)



құрайды: $G_{\text{O}} = G_{\text{PbO}}^{\text{PbO}} \cdot \frac{\mu_{\text{O}}}{\mu_{\text{Pb}}} = 19,16 \cdot \frac{16}{207,2} = 1,48 \text{ кг.}$

Конвертерлі шлакта мышьяк As_2O_5 түрінде болады:

$$G_{\text{As}}^{\text{As}_2\text{O}_5} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{C_{\text{As}}}{100} = 78,42 \cdot \frac{0,77}{100} = 0,60 \text{ кг.}$$

Мышьякты тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (37)



құрайды: $G_{\text{O}}^{\text{As}_2\text{O}_5} = G_{\text{As}}^{\text{As}_2\text{O}_5} \cdot \frac{5 \cdot \mu_{\text{O}}}{2 \cdot \mu_{\text{As}}} = 0,60 \cdot \frac{5 \cdot 16}{2 \cdot 74,92} = 0,32 \text{ кг.}$

Конвертерлі шлакта сурьма Sb_2O_5 түрінде болады:

$$G_{\text{Sb}}^{\text{Sb}_2\text{O}_5} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{C_{\text{Sb}}}{100} = 78,42 \cdot \frac{0,47}{100} = 0,37 \text{ кг.}$$

Сурьманы тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (38)



құрайды: $G_{\text{O}}^{\text{Sb}_2\text{O}_5} = G_{\text{Sb}}^{\text{Sb}_2\text{O}_5} \cdot \frac{5 \cdot \mu_{\text{O}}}{2 \cdot \mu_{\text{Sb}}} = 0,37 \cdot \frac{5 \cdot 16}{2 \cdot 121,75} = 0,12 \text{ кг.}$

Бөлінетін газ мөлшері мен құрамын анықтау есебі
Конвертерлеудің бірінші мерзімінде штейн және кварц кенімен түсетін күкірт.

Түсетін күкірттің мөлшері:

$$G_{\text{S}} = G_{\text{S}}^{\text{шт}} + G_{\text{S}}^{\text{суық.мат}} = 15,09 + 0,34 = 15,43 \text{ кг.}$$

Күкірттің бір бөлігі шлак пен ақ матқа өтіп кетеді:

$$G_{\text{S}} = G_{\text{S}}^{\text{шл}} + G_{\text{S}}^{\text{а.м}} = 0,34 + 6,88 = 7,22 \text{ кг.}$$

Қалған күкірт : $G_{\text{S}} = 15,43 - 7,22 = 8,21 \text{ кг.}$

Барлық күкірт SO_2 дейін тотығады. SO_2 мөлшері:

$$G_{\text{SO}_2} = G_{\text{S}} \cdot \frac{\mu_{\text{SO}_2}}{\mu_{\text{S}}} = 8,21 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 16,34 \text{ кг.}$$

Күкіртті тотықтыру үшін қажетті оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}} = G_{\text{SO}_2} - G_{\text{S}} = 16,39 - 8,21 = 8,19 \text{ кг.}$$

Кеткен газдардағы мырыштың мөлшері:

$$G_{Zn} = G_{Zn}^{III_T} - G_{Zn}^{III_L} = 1,42 - 0,98 = 0,44 \text{ кг.}$$

Кеткен газдардағы қорғасынның мөлшері:

$$G_{Pb} = G_{Pb}^{III_T} - G_{Pb}^{III_L} = 26 - 19,16 = 6,84 \text{ кг.}$$

Қорғасын газдарда PbO түрінде кездеседі. Қорғасынның тотығуына кететін оттектің мөлшерін есептеу: $G_O = G_{Pb} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Pb}} = 6,84 \cdot \frac{16}{207,2} = 0,53 \text{ кг.}$

Кеткен газдардағы мышьяқтың мөлшері:

$$G_{As} = G_{As}^{III_T} - G_{As}^{III_L} = 2,81 - 0,60 = 2,21 \text{ кг.}$$

Мышьяк газдарда As₂O₅ түрінде кездеседі. Мышьяқтың тотығуына кететін оттектің мөлшерін есептеу: $G_O = G_{As} \cdot \frac{3 \cdot \mu_O}{2 \cdot \mu_{As}} = 2,21 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 74,92} = 0,71 \text{ кг.}$

Кеткен газдардағы оттектің мөлшері:

$$G_{Sb} = G_{Sb}^{III_T} - G_{Sb}^{III_L} = 0,71 - 0,37 = 0,34 \text{ кг.}$$

Сурьма газдарда Sb₂O₅ түрінде кездеседі. Сурьманың тотығуына кететін оттектің мөлшерін есептеу: $G_O = G_{Sb} \cdot \frac{3 \cdot \mu_O}{2 \cdot \mu_{Sb}} = 0,34 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 121,75} = 0,07 \text{ кг.}$

Fe, Pb, Zn, As, Sb және S тотығуына қажетті оттегінің жалпы теориялық мөлшері.

Sb и S тотықтыру үшін керекті оттектің теориялық мөлшері: $4,66 + 0,24 + 1,48 + 0,32 + 0,12 + 8,19 = 15,01 \text{ кг.}$

Тәжірибеде конвертер ваннасында оттегінің қолданылуы 96 %, демек, оттегінің тәжірибелік мөлшері:

$$G_O^{Тәж} = \frac{G_O^{Теор}}{0,96} = \frac{15,01}{0,96} = 15,63 \text{ кг.}$$

Оттектің артық мөлшері: $G_O^{Изб} = G_O^{Прак} - G_O^{Теор} = 15,63 - 15,01 = 0,62 \text{ кг.}$

Оттегімен байытылған ауадағы оттегінің мөлшері 23 % болған кезде, бірінші мерзімде берілетін қажетті ауа:

$$G_{Aya} = \frac{G_O^{Прак}}{0,23} = \frac{15,63}{0,23} = 67,97 \text{ кг.}$$

Ауадағы азоттың мөлшері: $G_N^{Aya} = G_{Aya} \cdot 0,77 = 67,97 \cdot 0,77 = 52,34 \text{ кг.}$

Кесте А.6 – Бірінші мерзімде кететін газдардың құрамы мен мөлшері

Газ	S	O	N	Zn	Pb	As	Sb	H ₂ O	салмақ, кг	көлем, м ³	% (көлем.)
SO ₂	8,21	8,19							16,39	5,73	11,29
O ₂		0,63							0,63	0,44	0,86
N ₂			52,34						52,34	41,87	82,49
Zn				0,44					0,44	0,15	0,30
PbO		0,53			6,84				7,37	0,74	1,46
As ₂ O ₃		0,71				2,21			2,91	0,87	1,72
Sb ₂ O ₃		0,07					0,34		0,41	0,08	0,15
H ₂ O								0,71	0,71	0,88	1,73
Барлығы	8,21	10,1	52,34	0,44	6,84	2,21	0,34	0,71	81,19	50,76	100,00

Конвертерлеудің екінші мерзімінің материалдық балансын есептеу

Ақ матты үрлеу кезінде жартылай күкіртті мыс, металды мыс пен SO_2 түзілуімен жүргізіледі.

Процесс өнімдері қаралы мыс, газдар мен ақ матт құрамындағы қоспаларымен, сонымен қатар, бірінші мерзімнің шлак қалдықтарынан және тотыққан мыстан түзіледі.

Кесте А.7 – Бірінші мерзімнің материалдық балансы

Материалдар және бал. өнімдері	Барлығы	Cu	Fe	Pb	Zn	As	Sb	S	SiO ₂	O	CaO	Al ₂ O ₃	N	H ₂ O	Басқалары
Тиелді															
Ыстық штейн	100,00	35,50	15,15	26	1,42	2,81	0,71	15,09		2,42					0,9
Кремний құрамды флюс	17,89		1,10						14,44	0,50	0,64			0,71	0,5
Ауа	68,19									15,85			52,34		
Барлығы	195,08	35,97	19,69	26,00	1,42	2,81	0,71	15,43	16,53	19,62	1,07	0,35	52,34	0,71	2,44
Алынды															
Ақ матт	35,47	27,52						6,88							1,06
Шлак	78,42	8,45	19,69	19,16	0,98	0,60	0,37	0,34	16,53	9,51	1,07	0,35			1,37
Газдар	81,19			6,84	0,44	2,21	0,34	8,21		10,11			52,34	0,71	
Барлығы	195,08	35,97	19,69	26,00	1,42	2,81	0,71	15,43	16,53	19,62	1,07	0,35	52,34	0,71	2,44

Тәжірибелік деректер бойынша, ақ маттан қаралы мысқа мыстың бөлінуі 99,5 % құрайды.

Осыдан қаралы мысқа өтетін мыстың мөлшері:

$$G_{Cu}^{K.M} = G_{Cu}^{a.M} \cdot 0,995 = 27,52 \cdot 0,995 = 27,38 \text{ кг.}$$

Қаралы мыстың құрамында Cu 99 % болған жағдайда, қаралы мыстың мөлшері:

$$G_{K.M} = \frac{G_{Cu}^{K.M}}{0,99} = \frac{27,38}{0,99} = 27,66 \text{ кг.}$$

Қаралы мыстың құрамында күкүрт 0,1 %, бұл құрайды :

$$G_S^{K.M} = G_{C.M} \cdot 0,001 = 27,66 \cdot 0,001 = 0,03 \text{ кг.}$$

Қаралы мысқа 1,3 % қорғасынның бөлінуі:

$$G_{Pb}^{K.M} = G_{Pb}^{ШТ} \cdot 0,001 = 26 \cdot 0,013 = 0,33 \text{ кг.}$$

Қаралы мысқа 7 % мышьяктың бөлінуі:

$$G_{As}^{K.M} = G_{As}^{ШТ} \cdot 0,07 = 2,81 \cdot 0,07 = 0,20 \text{ кг.}$$

Қаралы мысқа 26 % сурьманың бөлінуі:

$$G_{Sb}^{K.M} = G_{Sb}^{ШТ} \cdot 0,26 = 0,71 \cdot 0,26 = 0,18 \text{ кг.}$$

Всего серы в белом матте 6,88 кг, следовательно, необходимо окислить серы:

Ақ маттағы барлық күкірт 6,88 кг, сонымен, қажетті тотығатын күкірт

$$G_S = G_S^{a.M} - G_S^{K.M} = 6,88 - 0,03 = 6,85 \text{ кг.}$$

Барлық күкүрт SO₂ ге дейін тотығады, сонымен, SO₂ мөлшері:

$$G_{SO_2} = G_S \cdot \frac{\mu_{SO_2}}{\mu_S} = 6,85 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 13,70 \text{ кг.}$$

Күкүрттің тотығуы үшін қажетті оттектің мөлшері:

Тәжірибелік деректердің көрсетуі бойынша, конвертер ваннасында оттегі қолданылуы 96 %, демек, оттегінің тәжірибелік мөлшері:

$$G_O^{Тәж} = \frac{G_O^{Теор}}{0,96} = \frac{6,85}{0,96} = 7,13 \text{ кг.}$$

Ауаның артық шығыны: $G_O^{Изб} = G_O^{Тәж} - G_O^{Теор} = 7,13 - 6,84 = 0,29 \text{ кг.}$

Оттегімен байытылған ауада оттегі мөлшері 23 % болған кезде, екінші мерзімде берілетін қажетті ауа:

$$G_{Aya} = \frac{G_O^{Тәж}}{0,23} = \frac{7,13}{0,23} = 30,99 \text{ кг.}$$

Ауадағы азоттың мөлшері:

$$G_N^{Aya} = G_{Aya} \cdot 0,77 = 30,99 \cdot 0,77 = 23,86 \text{ кг.}$$

Кесте А.8 – Екінші мерзімде шығатын газдардың құрамы мен мөлшері

Газ	S	O	N	салмақ, кг	көлем, м ³	% (көлемі)
SO ₂	6,86	6,84		13,70	4,79	19,89
O ₂		0,29		0,29	0,20	0,83
N ₂			23,86	23,86	19,09	79,28
Барлығы	6,86	7,13	23,86	37,85	24,08	100,00

Кесте А.9 – Екінші кезеңнің материалдық балансы

Материалдар және балқыту өнімдері	Cu	S	O	N	Басқалары	Барлығы
Тиелген						
Ақ матт	27,52	6,88			1,06	35,47
Ауа			7,13	23,86		30,99
Барлығы	27,52	6,88	7,13	23,86	1,06	66,45
Алынған						
Қаралы мыс	27,38	0,03			0,25	27,66
Газдар		6,86	7,13	23,86		37,85
Күйінді	0,14				0,82	0,95
Барлығы	27,52	6,88	7,13	23,86	1,06	66,45

Процестің салыстырмалы материалдық балансы

Жиынтық материалдық баланс құру кезінде конвертерге тиелетін барлық сұйық және қатты материалдардан 1 % шамасында шаң шығуы ескеріледі. Шихтаның әрбір элементтерінің қосынды түсуінен шаңға 1 % алынады. Нәтижесінде, процестің сұйық өнімдерінде – қара металл мен шлакта берілген элементтің мөлшері осы өнімдерде, оның мөлшеріне пропорционалды төмендейді.

Шлак пен қаралы мыстағы мыстың бөлініп таралуы:

Қаралы мыстағы мыс	27,38 кг	76,41 %
Шлактағы	8,45 кг	23,59 %
Барлығы	35,83 кг	100 %

Осы таралуға сәйкес қаралы мыстың есебінен шаңға өтеді:

$$35,83 \cdot 0,7641 \cdot 0,01 = 0,27 \text{ кг Cu.}$$

Шлактың есебінен: $35,83 \cdot 0,2359 \cdot 0,01 = 0,02 \text{ кг Cu.}$

Осы жерден қаралы металдағы мыстың мөлшері: $27,38 - 0,27 = 27,11$

кг.

Шлактағы мыс: $8,45 - 0,02 = 8,43 \text{ кг.}$

Осыған ұқсас барлық басқа элементтердің шаңға өтуі есептеледі.

Кесте А.10 – Мысты штейнді конвертерлеу процессінің материалдық балансы

Материалдар және бал. өнімдері	Барлығы	Cu	Fe	Zn	Pb	As	Sb	S	O	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	N	H ₂ O	Басқалары
Тиелді															
Штейн	100	35,50	15,15	1,42	26	2,81	0,71	15,09	2,42						0,9
Мыс концентраты	15	1,95	4,65					5,34							
Кремнийлік флюс	17,87		1,10						0,50	0,64		14,44		0,71	0,49
Ауа	99,19								22,99				76,20		
Барлығы	241,06	35,97	19,69	1,42	26,00	2,81	0,71	15,43	26,75	1,07	0,35	16,53	76,20	0,71	2,43
Алынды															
Қаралы мыс	30,12	33,13			0,33	0,19	0,18	0,03							0,25
Шлак	85,27	2,43	19,49	0,97	18,82	0,40	0,18	0,34	9,51	1,06	0,34	16,37			1,36
Газдар	124,04			0,44	6,84	2,21	0,34	15,06	17,24				76,20	0,71	
Шаң	0,67	0,27	0,20	0,01	0,003	0,002	0,002	0,0003		0,01	0,003	0,17			0,002
Күйінді	0,96	0,14													0,82
Барлығы	241,06	35,97	19,69	1,42	26,00	2,81	0,71	15,43	26,75	1,07	0,35	16,53	76,20	0,71	2,43

ҚОСЫМША Б

Мыс-қорғасын штейндерін конвертерлеу процессінің жылулық баланстың есебі

Процесстің жылулық балансы, тәжірибе мен зерттеулер деректері бойынша қабылданатын процесстің температуралары мен материалдар және өнімдер жылу сыйымдылықтарының мәндерінде, мерзімдер бойынша материалдық баланс деректерінің негізінде есептеледі.

Кесте Б.1 – Мыс-қорғасын штейндерін конвертерлеу процессінің температуралары және материалдар мен өнімдерінің жылу сыйымдылықтары

Материалдар және балқыту өнімдері	Температура		Жылу сыйымдылық, ккал/кг·°C
	I кезең	II кезең	
Штейн	1150		0,2
Ауа	70	70	0,31
Ақ матт	1250	1200	0,18
Қаралы мыс		1200	0,108
Шлак	1200		0,295
Газдар	950	1000	0,536
Конвертер қабығының беті	200	300	
Конвертердің ішкі тығыздығы	1300	1350	

Конвертерлеудің бірінші кезеңінің жылулық балансын есебі

Жылудың келуінің есебі:

Стандартты температура $t_0 = 25^\circ\text{C}$.

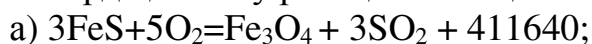
Штейннің физикалық жылуы:

$$Q_{\text{шт}} = G_{\text{шт}} \cdot c_{\text{шт}} (t_{\text{шт}} - t_0) = 100 \cdot 0,2 \cdot (1000 - 25) = 22500 \text{ ккал.}$$

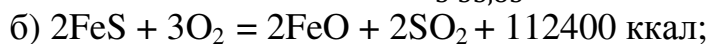
Ауаның физикалық жылуы:

$$Q_d = V_d \cdot c_d \cdot (t_d - t_0) = 52,69 \cdot 0,31 \cdot (70 - 25) = 735,08 \text{ ккал.}$$

Темірдің тотығу реакциясының жылуы (темір бойынша есептеу):



$$q_1 = \frac{411640}{3 \cdot 55,85} \cdot 6,84 = 16798,22 \text{ ккал.}$$

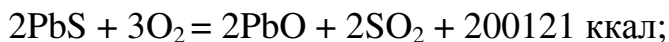


$$q_2 = \frac{112400}{2 \cdot 55,85} \cdot 7,15 = 7192,81 \text{ ккал.}$$

Барлық темірдің магнетит және FeO дейін тотығуы:

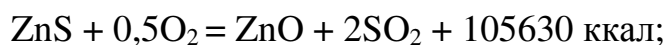
$$Q_{\text{Fe}} = q_1 + q_2 = 16798,22 + 7192,81 = 23991,03 \text{ ккал.}$$

Қорғасынның тотығу реакциясының жылуы (қорғасын бойынша есептеу):



$$Q_{Pb} = \frac{200121}{2 \cdot 207,2} \cdot 18,82 = 9088,51 \text{ ккал.}$$

Мырыштың тотығу реакциясының жылуы (мырыш бойынша есептеу):



$$Q_{Zn} = \frac{105630}{65,39} \cdot 0,97 = 1567,82 \text{ ккал.}$$

Шлак түзуші реакцияның жылуы (FeO дейін тотығатын темір мөлшері бойынша есептеу):



$$Q_{шл} = \frac{11900}{2 \cdot 55,85} \cdot 7,15 = 1438,37 \text{ ккал.}$$

Барлық келетін жылу:

$$Q_{кел} = Q_{шт} + Q_d + Q_{Fe} + Q_s + Q_{Zn} + Q_{Pb} + Q_{шл} = 61994,94 \text{ ккал.}$$

Жылу шығынының есебі

Ақ маттың жылуы:

$$Q_{a.m.} = G_{a.m.} \cdot c_{a.m.} \cdot (t_{a.m.} - t_0) = 35,47 \cdot 0,18 \cdot (1250 - 25) = 7820,10 \text{ ккал.}$$

Шлактың жылуы:

$$Q_{шл} = G_{шл} \cdot c_{шл} \cdot (t_{шл} - t_0) = 78,42 \cdot 0,295 \cdot (1200 - 25) = 26721,98 \text{ ккал.}$$

Кеткен газдармен бірге кететін жылу:

$$Q_r = (V_{SO_2} \cdot c_{SO_2} + V_{O_2} \cdot c_{O_2} + V_{N_2} \cdot c_{N_2} + V_{H_2O} \cdot c_{H_2O}) \cdot (t_r - t_{ст}) = (5,73 \cdot 0,536 + 0,44 \cdot 0,353 + 41,87 \cdot 0,388 + 0,88 \cdot 0,428) \cdot (950 - 25) = 18422,25 \text{ ккал.}$$

Эндотермиялық процестер жылуы:

$$0,71 \text{ кг ылғал булануына қажетті жылу: } Q_{H_2O} = 0,71 \cdot 539 = 381,42 \text{ ккал}$$

Сыртқы ортаға жылу жоғалымы: 60 т/тәул тәуліктік өнімділігінде 100 кг штейнді өндеудің баланстық уақыты есептеледі:

$$\tau_{бал} = \frac{0,6 \cdot 24}{60} \cdot 0,1 = 0,024 \text{ сағ.}$$

I және II мерзімдердің баланстық уақыты I және II мерзімдерде берілген ауа мөлшерінің қатынасымен анықталады:

$$\tau_1 = \frac{0,024}{101,92} \cdot 67,97 = 0,016 \text{ сағ; } \tau_2 = \frac{0,024}{101,92} \cdot 45,26 = 0,008 \text{ сағ.}$$

а) Конвертер қаптамасының бетімен жоғалатын жылу мөлшері.

Конвертер қаптамасының беті, қырлы қаптаманың ескерілуімен аузының $1,57 \text{ м}^2$ ауданы шегерілген, диаметрі 2,258 және ұзындығы 4,5 м цилиндр беті ретінде есептеледі.

Тәжірибелік деректер бойынша қырлылық коэффициенті $k_{\text{реб}} = 1,3-1,5$ деп қабылданады, демек

$$S_{\text{ст}} = k_{\text{реб}} \cdot \left(\frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot 2 + \pi \cdot D \cdot L - S_{\text{гор}} \right),$$

$$S_{\text{ст}} = 1,3 \cdot \left(\frac{3,14 \cdot 2,258^2}{4} \cdot 2 + 3,14 \cdot 2,258 \cdot 4,5 - 3,14 \right) = 47,80 \text{ м}^2.$$

Сыртқы қабатының беті 200°C $q_{\text{уд}} = 3500 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{сағ}$ температурасында:

$$Q_{\text{ст}} = q_{\text{уд}} \cdot S_{\text{ст}} \cdot \tau_1 = 3500 \cdot 47,80 \cdot 0,016 = 2678,11 \text{ ккал.}$$

б) Ашық аузы арқылы сәулеленумен жылу жоғалымы.

Конвертердің ішкі жазықтығының 1200°C температурасында $q_{\text{уд}} = 150000 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{час}$:

$$Q_{\text{изл}} = q_{\text{уд}} \cdot S_{\text{гор}} \cdot \tau_1 = 150000 \cdot 1,57 \cdot 0,016 = 3769,74 \text{ ккал.}$$

Барлық жылудың сыртқы ортамен жоғалуы:

$$Q_{\text{вн}} = Q_{\text{ст}} + Q_{\text{изл}} = 2678,11 + 3769,74 = 6447,85 \text{ ккал.}$$

Барлық жылу шығыны:

$$Q_{\text{шығын}} = Q_{\text{а.м.}} + Q_{\text{шл}} + Q_{\text{г}} + Q_{\text{энд}} + Q_{\text{вн}} = 59474,42 \text{ ккал.}$$

Жүргізілген есептеулер негізінде бірінші мерзімнің жылулық балансы құрылады.

Кесте Б.2 – Екінші мерзімнің жылу балансы (100 кг штейнге)

Жылудың келуі			Жылудың шығыны		
	Ккал	%		ккал	%
Ыстық штейннің жылуы	22500	36,29	Ақ маттың жылуы	7500,92	12,10
Ауаның жылуы	735,08	1,19	Шлақтың Жылуы	26721,98	43,10
Темірдің тотығу реакциясының жылуы	23991,03	38,70	Газдардың жылуы	18422,25	29,72
Қорғасынның тотығу реакциясының жылуы	9088,51	14,66	Эндотермиялық реакциялардың жылуы	381,42	0,62
Мыстың тотығу реакциясының жылуы	2674,10	4,31	Сыртқы ортаға жоғалатын жылу	6447,85	10,40
Мырыштың тотығу реакциясының жылуы	1567,82	2,53	Үйлеспеушілік балансы	2520,49	4,07
Тепло шлакообр	1438,37	2,32			
Барлығы	61994,91	100,00	Барлығы	61994,91	100,00

Ковертерлеу процесінің екінші периодының жылулық балансын есептеу

Жылудың келуінің есебі

Ақ маттың жылуы (бірінші мерзімде есептелген):

$$Q_{\text{а.м.}} = 7500,92 \text{ ккал.}$$

Ауаның жылуы:

$$Q_{\text{д}} = V_{\text{д}} \cdot c_{\text{д}} \cdot (t_{\text{д}} - t_0) = 26,31 \cdot 0,31 \cdot (70 - 25) = 367,03 \text{ ккал.}$$

Күкүрттің тотығу реакциясының жылуы (күкірт бойынша есептеу):

$$\text{S} + \text{O}_2 = \text{SO}_2 + 70960 \text{ ккал;}$$

$$Q_S = \frac{70960}{32,07} \cdot 6,89 = 15172,96 \text{ ккал.}$$

Барлық келетін жылу:

$$Q_{\text{кел}} = Q_{\text{б.м.}} + Q_{\text{д}} + Q_S = 23234,92 \text{ ккал.}$$

Жылу шығынының есебі

1000 °C қаралы мыстың жылуы:

$$Q_{\text{қ.Сu}} = G_{\text{қ.Сu}} \cdot c_{\text{қ.Сu}} (t_{\text{қ.Сu}} - t_0) = 27,66 \cdot 0,108 \cdot (1200 - 25) = 3509,46 \text{ ккал.}$$

Газдың жылуы:

$$Q_{\text{Г}} = (V_{\text{SO}_2} \cdot c_{\text{SO}_2} + V_{\text{O}_2} \cdot c_{\text{O}_2} + V_{\text{N}_2} \cdot c_{\text{N}_2}) \cdot (t_{\text{Г}} - t_{\text{ст}}),$$

$$Q_{\text{Г}} = (4,79 \cdot 0,536 + 0,2 \cdot 0,353 + 21,45 \cdot 0,334) \cdot (1000 - 25) = 10686,41 \text{ ккал.}$$

Эндотермиялық процестердің жылуы:

$\text{Cu}_2\text{S} = 2\text{Cu} + \text{S} - 23030 \text{ ккал}$, (күкірт бойынша есептеу);

$$Q_{\text{энд}} = \frac{23030}{32,07} \cdot 6,86 = 4924,37 \text{ ккал.}$$

Потери тепла во внешнюю среду:

Сыртқы ортамен жоғалатын жылу

а) Қабырғалармен жоғалатын жылу: $t_{\text{кож}} = 300^\circ\text{C}$ $q_{\text{уд}} = 6500 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{час}$

$$Q_{\text{ст}} = 6500 \cdot 47,80 \cdot 0,008 = 2483,38 \text{ ккал.}$$

б) Конвертер мойны арқылы жоғалатын жылу: $t_{\text{ішкі}} = 1350^\circ\text{C}$ $q_{\text{уд}} = 130000 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{час}$

$$Q_{\text{изл}} = 130000 \cdot 1,57 \cdot 0,008 = 1631,29 \text{ ккал.}$$

Барлық кететін жылу:

$$Q_{\text{шығын}} = Q_{\text{қ.Сu}} + Q_{\text{Г}} + Q_{\text{энд}} + Q_{\text{ст}} + Q_{\text{изл}} = 23234,92 \text{ ккал.}$$

Кесте Б.3 – Екінші кезеңнің жылулық балансы

Жылуың келуі			Жылудың шығыны		
	ккал	%		ккал	%
Ақ маттың жылуы	7500,92	32,55	Қаралы мыстың жылуы	3509,46	15,10
Ауаның жылуы	367,03	1,59	Газдардың жылуы	10686,41	45,99
Күкірттің тотығу реакциясының жылуы	15172,96	65,85	Эндотермиялық реакциялардың жылуы	4924,37	21,19
Барлығы	23040,91	100,00	Тепло теряемое во внешнюю среду	4114,67	17,71
			Барлығы	23234,92	100,00

Кесте Б.4 - Конвертердің жылу балансы

Келетін жылу			Кететін жылу		
	ккал	%		ккал	%
Штейннің жылуы	22500,00	29,02	Қаралы мыстың жылуы	3509,46	4,53
Ауаның жылуы	1102,10	1,42	Шлақтың жылуы	26721,98	34,46
Темірдің тотығу реакциясының жылуы	23991,03	30,94	Газдың жылуы	29108,67	37,54
Күкірттің тотығу реакциясының жылуы	15172,96	19,57	Эндотермиялық реакциялардың жылуы	5305,79	6,84
Қорғасынның тотығу реакциясының жылуы	9088,51	11,72	Сыртқы ортаға жоғалатын жылу	10562,52	13,62
Мыстың тотығу реакциясының жылуы	2674,10	3,45	Үйлеспеушілік балансы	2326,48	3,00
Мырыштың тотығу реакциясының жылуы	1567,82	2,02			
Шлак түзу жылуы	1438,37	1,86			
Барлығы	77534,90	100,00	Барлығы	77534,90	100,00

АКАДЕМИЯ ЕСТЕСТВОЗНАНИЯ «ACADEMY OF NATURAL HISTORY»

**МЕЖДУНАРОДНЫЙ
ЖУРНАЛ ПРИКЛАДНЫХ
И ФУНДАМЕНТАЛЬНЫХ
ИССЛЕДОВАНИЙ**

**INTERNATIONAL JOURNAL
OF APPLIED AND
FUNDAMENTAL RESEARCH**

Журнал основан в 2007 году
The journal is based in 2007
ISSN 1996-3955

Двухлетний импакт-фактор
РИНЦ = 0,570

Пятилетний импакт-фактор
РИНЦ = 0,277

№ 3 2020

Научный журнал
Scientific journal

Журнал International Journal of Applied and Fundamental Research (Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований) зарегистрирован Федеральной службой по надзору в сфере связи, информационных технологий и массовых коммуникаций. Свидетельство ПИ № ФС 77-60735.

Подписной индекс по электронному каталогу «Почта России» – ПИ140

Электронная версия размещается на сайте www.rae.ru

The electronic version takes places on a site www.rae.ru

ГЛАВНЫЙ РЕДАКТОР

к.м.н. Н.Ю. Стукова

Ответственный секретарь

к.м.н. М.Н. Бизенкова

EDITOR

Natalia Stukova

Senior Director and Publisher

Maria Bizenkova

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

д.б.н., проф. Абдуллаев А. (Душанбе); к.б.н. Алиева К.Г. (Махачкала); д.х.н., к.ф.-м.н., проф. Алов В.З. (Чегем-2); д.б.н., проф. Андреева А.В. (Уфа); к.географ.н., доцент Аничкина Н.В. (Липецк); к.ф.-м.н. Барановский Н.В. (Томск); д.б.н., доцент Бельх О.А. (Иркутск); д.т.н., проф. Бурмистрова О.Н. (Ухта); д.т.н., доцент Быстров В.А. (Новокузнецк); д.м.н., проф. Гарбуз И.Ф. (Тирасполь); д.ф.-м.н., проф. Геворкян Э.А. (Москва); д.х.н., проф. Гурбанов Г.Р. (Баку); д.ветеринар.н., доцент Ермолина С.А. (Киров); к.т.н. Есенаманова М.С. (Атырау); к.ф.-м.н., д.п.н., проф. Ефремова Н.Ф. (Ростов-на-Дону); д.м.н. Жураковский И.П. (Новосибирск); д.т.н., доцент Ибраев И.К. (Темиртау); к.т.н., доцент Исмаилов З.И. (Баку); д.б.н., с.н.с. Кавцевич Н.Н. (Североморск); д.т.н., проф. Калмыков И.А. (Ставрополь); д.б.н. Кокорева И.И. (Алматы); д.г.-м.н., доцент Копылов И.С. (Пермь); к.б.н., доцент Коротченко И.С. (Красноярск); к.с.-х.н., доцент Кряжева В.Л. (Нижний Новгород); д.ф.-м.н., доцент Кульков В.Г. (Волжский); д.б.н. Ларионов М.В. (Балашов); д.б.н., к.с.-х.н., доцент Леонтьев Д.Ф. (Иркутск); д.географ.н., к.б.н., проф. Луговской А.М. (Москва); д.г.-м.н., с.н.с. Мельников А.И. (Иркутск); д.т.н., проф. Несветаев Г.В. (Ростов-на-Дону); д.с.-х.н. Никитин С.Н. (п. Тимирязевский); д.фарм.н., доцент Олешко О.А. (Пермь); д.с.-х.н., с.н.с., проф. Партеев К. (Душанбе); к.п.н., доцент Попова И.Н. (Москва); д.т.н., проф. Рогачев А.Ф. (Волгоград); д.м.н., с.н.с., доцент Розыходжаева Г.А. (Ташкент); д.г.-м.н. Сакиев К.С. (Бишкек); д.т.н., проф. Сугак Е.В. (Красноярск); д.ветеринар.н., проф. Трефилов Б.Б. (Санкт-Петербург); д.м.н., проф. Чарышкин А.Л. (Ульяновск); д.географ.н., проф. Чодураев Т.М. (Бишкек); д.б.н., проф. Шалпыков К.Т. (Бишкек); к.х.н. Шарифуллина Л.Р. (Москва); д.п.н., проф. Щирин Д.В. (Санкт-Петербург)

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ЖУРНАЛ ПРИКЛАДНЫХ
И ФУНДАМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

INTERNATIONAL JOURNAL OF APPLIED
AND FUNDAMENTAL RESEARCH

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных ВИНТИ.

Сведения о журнале ежегодно публикуются в международной справочной системе по периодическим и продолжающимся изданиям «Ulrich's Periodicals directory» в целях информирования мировой научной общественности.

Журнал представлен в ведущих библиотеках страны и является рецензируемым.

Журнал представлен в НАУЧНОЙ ЭЛЕКТРОННОЙ БИБЛИОТЕКЕ (НЭБ) – головном исполнителе проекта по созданию Российского индекса научного цитирования (РИНЦ) и имеет импакт-фактор Российского индекса научного цитирования (ИФ РИНЦ).

Двухлетний импакт-фактор РИНЦ = 0,570.

Пятилетний импакт-фактор РИНЦ = 0,277.

Учредитель, издательство и редакция:
ООО НИЦ «Академия Естествознания»

Почтовый адрес: 105037, г. Москва, а/я 47

Адрес редакции: 410056, г. Саратов, ул. им. Чапаева В.И., д. 56

ISSN 1996-3955

Тел. редакции – 8-(499)-704-13-41

Факс (845-2)-47-76-77

E-mail: edition@rae.ru

Зав. редакцией Т.В. Шнуровозова

Техническое редактирование и верстка Л.М. Байгузова

Корректор Е.С. Галенкина

Подписано в печать 27.03.2020

Дата выхода номера 27.04.2020

Формат 60x90 1/8

Типография

ООО НИЦ «Академия Естествознания»

410035, Саратовская область, г. Саратов, ул. Мамонтовой, д. 5

Распространение по свободной цене

Усл. печ. л. 15,13

Тираж 500 экз.

Заказ МЖПиФИ 2020/3

© ООО НИЦ «Академия Естествознания»

СОДЕРЖАНИЕ

БИОЛОГИЧЕСКИЕ НАУКИ**СТАТЬИ**ПОЛУЧЕНИЕ ГЕНЕТИЧЕСКИ АТТЕНУИРОВАННОГО *AgroA* МУТАНТНОГО ШТАММА *PASTEURELLA MULTOCIDA*

Далбаев Н.К., Кайсенов Д.Н., Султанкулова К.Т., Тайлакова Э.Т.,
Червякова О.В., Алиева А.Б., Абсатова Ж.С., Баракбаев К.Б. 7

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ МАССОВОГО КУЛЬТИВИРОВАНИЯ
AZOLLA CAROLINIANA В УСЛОВИЯХ ЮГА КЫРГЫЗСТАНА

Раимбеков К.Т. 12

ОСОБЕННОСТИ ПРОМЫСЛА, ВОЗРАСТНЫЕ И РАЗМЕРНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ СКОПЛЕНИЙ
ТИХООКЕАНСКОЙ СЕЛЬДИ (*CLUPEA PALLASII*) В МАРТЕ-АПРЕЛЕ 2012–2019 ГГ.
В ЗАПАДНО-КАМЧАТСКОЙ ПРОМЫСЛОВОЙ ПОДЗОНЕ ОХОТСКОГО МОРЯ

Смирнов А.А., Семенов Ю.К., Елатинцева Ю.А., Ткаченко А.А., Горбачев В.В. 18

ОЦЕНКА ФИЗИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ УЧАЩИХСЯ ШКОЛ СЕЛЬСКОЙ МЕСТНОСТИ
С РАЗНОЙ ФОРМОЙ ОРГАНИЗАЦИИ ОБЩЕСТВЕННОГО ПИТАНИЯ

Ураимова А.А., Касымов О.Т. 22

ГЕОГРАФИЧЕСКИЕ НАУКИ**СТАТЬИ**

РИСКИ ГЕОМОРФОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА СЕВЕРЕ (АРКТИКЕ)

Ткачев Б.П., Кунин С.А. 29

МЕДИЦИНСКИЕ НАУКИ**СТАТЬИ**ДИАГНОСТИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИММУНОФЕНОТИПИРОВАНИЯ И ЧАСТОТА
РАСПРОСТРАНЕННОСТИ У БОЛЬНЫХ ДЕТЕЙ ОСТРОГО МИЕЛОИДНОГО ЛЕЙКОЗА

Баратова Д.А., Маматысаева У.А., Мадемилова Ч.М. 34

ОСОБЕННОСТИ АУТОКОСТНОЙ ПЛАСТИКИ РАСЩЕЛИНЫ АЛЬВЕОЛЯРНОГО ОТРОСТКА
ВЕРХНЕЙ ЧЕЛЮСТИ У БОЛЬНЫХ С ВРОЖДЕННОЙ ЗУБОЧЕЛЮСТНОЙ АНОМАЛИЕЙ

Ешиев Д.А., Ешиев А.М. 40

ЭПИДЕМИОЛОГИЧЕСКАЯ СИТУАЦИЯ ПО ЗАБОЛЕВАЕМОСТИ
САХАРНЫМ ДИАБЕТОМ В КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКЕ

Исмаилов У.Ш., Зурдинов А.З. 45

ОЦЕНКА ЧАСТОТЫ ВЫЯВЛЯЕМОСТИ АКУШЕРСКИХ ОСЛОЖНЕНИЙ
У БЕРЕМЕННЫХ С ОЖИРЕНИЕМ

Маркелова А.Н., Амри М.С. 50

ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ**СТАТЬИ**ТЕРМОДИНАМИКА СИСТЕМЫ $Cu-Me-Fe-S-CH_4$ ($Me=Pb, Zn, AS$)

Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Аргын А.А., Кашаган А.Д. 55

К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ И БЕЗОПАСНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ
ТОННЕЛЬНЫХ ЭСКАЛАТОРОВ МЕТРОПОЛИТЕНА. АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ

Еланцев В.В. 61

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ XXXII ЛЕТНИХ ОЛИМПИЙСКИХ ИГР 2020 С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИСКУССТВЕННЫХ НЕЙРОННЫХ СЕТЕЙ	
<i>Крутиков А.К., Ключин В.Л., Подковырин В.Д.</i>	70
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ОБОГАТИМОСТИ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ЖЕЗДИНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ	
<i>Мустахимов А.Т., Зейнуллин А.А., Мусин М.Т.</i>	75
ОБЗОРЫ	
ПРИМЕНЕНИЕ КЕРАМИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ В СТРОИТЕЛЬСТВЕ	
<i>Шишакина О.А., Паламарчук А.А.</i>	83
ФИЗИКО-МАТЕМАТИЧЕСКИЕ НАУКИ	
СТАТЬИ	
АСИМПТОТИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ СИНГУЛЯРНО-ВОЗМУЩЕННОЙ ЗАДАЧИ ОПТИМАЛЬНОГО УПРАВЛЕНИЯ С МИНИМАЛЬНОЙ ЭНЕРГИЕЙ	
<i>Иманалиев З.К., Аширбаев Б.Ы.</i>	89
МОДЕЛИРОВАНИЕ ОПТИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ, РАБОТАЮЩЕЙ ПРИ НЕКОГЕРЕНТНОМ ОСВЕЩЕНИИ	
<i>Исманов Ю.Х., Тынышова Т.Д., Абдулаев А.А.</i>	98
СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕДУР ОРТОГОНАЛИЗАЦИИ БАЗИСОВ ЕВКЛИДОВЫХ И ГИЛЬБЕРТОВЫХ ПРОСТРАНСТВ	
<i>Пеньков В.Б., Левина Л.В.</i>	103
ВЛИЯНИЕ РАССЕЯНИЯ НА ТОЧНОСТЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЯ ПОГЛОЩЕНИЯ В МЕТОДЕ «ТЕПЛОВОЙ ЛИНЗЫ»	
<i>Петропавловский В.М.</i>	108
ХИМИЧЕСКИЕ НАУКИ	
СТАТЬИ	
РАСЧЕТ ЭНТАЛЬПИЙ СГОРАНИЯ АМИНОКИСЛОТ И АЗОТИСТЫХ ОСНОВАНИЙ ПО ИХ ЭЛЕМЕНТНОМУ СОСТАВУ И СТРУКТУРЕ	
<i>Саралов А.И.</i>	113

CONTENTS

BIOLOGICAL SCIENCES

ARTICLES

OBTAINING A GENETIC ATTENUATED AroA MUTANT STRAIN *PASTEURELLA MULTOCIDA*

*Dalbaev N.K., Kaysenov D.N., Sultankulova K.T., Taylakova E.T.,
Chervyakova O.V., Alieva A.B., Absatova Zh.S., Barakbaev K.B.* 7

DEVELOPMENT OF METHODS FOR MASS CULTIVATION OF *AZOLLA CAROLINIANA* IN SOUTHERN KYRGYZSTAN

Raimbekov K.T. 12

FEATURES OF THE FISHING, AGE AND DIMENSIONAL INDICATORS OF CLUSTERS OF THE PACIFIC HERRING (*CLUPEA PALLASII*) IN MARCH-APRIL 2012–2019 IN THE WEST-KAMCHATKA SEA FISHING SUBZONE OF THE SEA OF OKHOTSK

Smirnov A.A., Semenov Yu.K., Elatintseva Yu.A., Tkachenko A.A., Gorbachev V.V. 18

ASSESSMENT OF PHYSICAL DEVELOPMENT OF RURAL SCHOOL STUDENTS WITH DIFFERENT FORMS OF PUBLIC FOOD SERVICE

Uraimova A.A., Kasymov O.T. 22

GEOGRAPHICAL SCIENCES

ARTICLES

RISKS OF GEOMORPHOLOGICAL PROCESSES IN THE NORTH (ARCTIC)

Tkachev B.P., Kumin S.A. 29

MEDICAL SCIENCES

ARTICLES

DIAGNOSTIC INDICATORS IMMUNOPHENOTYPING AND FREQUENCY THE PREVALENCE IN PATIENTS CHILDREN ACUTE MYELOID LEUKEMIA

Baratova D.A., Mamatysaeva U.A., Mademilova Ch.M. 34

FEATURES OF AUTOBONEPLASTICS OF THE ALVEOLAR BONE CLEFT OF THE UPPER JAW IN PATIENTS WITH CONGENITAL DENTAL MAXILLOFACIAL ANOMALY

Eshiev D.A., Eshiev A.M. 40

EPIDEMIOLOGICAL SITUATION OF DIABETES MELLITUS IN THE KYRGYZ REPUBLIC

Ismailov U.Sh., Zurdinov A.Z. 45

EVALUATION OF THE FREQUENCY OF DETECTABILITY OF OBSTETRIC COMPLICATIONS IN PREGNANT WOMEN WITH OBESITY

Markelova A.N., Amri M.S. 50

TECHNICAL SCIENCES

ARTICLES

THERMODYNAMICS OF THE SYSTEM Cu–Me–Fe–S–CH₄ (Me–Pb, ZN, AS)

Dosmukhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Argyn A.A., Kashagan A.D. 55

TO THE QUESTION OF IMPROVEMENT EFFICIENCY AND SAFETY OPERATION OF UNDERGROUND TUNNEL ESCALATORS. ANALYSIS OF PARAMETERS.

Elantsev V.V. 61

FORECASTING THE RESULTS OF THE XXXII SUMMER OLYMPIC GAMES 2020
USING ARTIFICIAL NEURAL NETWORKS

Krutikov A.K., Khykin V.L., Podkovyrin V.D. 70

STUDY OF MATERIAL COMPOSITION AND ENRICHABILITY OF ZHEZDY
PROCESSING PLANT MANGANIFEROUS TAILINGS

Mustakhimov A.T., Zeymullin A.A., Musin M.T. 75

REVIEWS

CHARACTERISTICS OF SPECIAL CONSTRUCTION CERAMIC PRODUCTS

Shishakina O.A., Palamarchuk A.A. 83

PHYSICAL AND MATHEMATICAL SCIENCES

ARTICLES

ASYMPTOTIC SOLUTION OF A SINGULAR-PERTURBED PROBLEM
OF OPTIMAL MANAGEMENT WITH MINIMUM ENERGY

Imanaliyev Z.K., Ashirbaev B.Y. 89

MODELING OF THE OPTICAL SYSTEM OPERATING WITH INCOHERENT LIGHT

Ismanov Yu.Kh., Tynyshova T.D., Abdulaev A.A. 98

COMPARATIVE ANALYSIS OF ORTHOGONALIZATION PROCEDURES
FOR BASES OF EUCLIDEAN AND HILBERT SPACES

Penkov V.B., Levina L.V. 103

THE EFFECT OF SCATTERING ON THE ACCURACY OF THE ABSORPTION
INDEX IN THE «THERMAL LENS» METHOD

Petropavlovskiy V.M. 108

CHEMICAL SCIENCES

ARTICLES

CALCULATION OF COMBUSTION ENTHALPIES AMINO ACIDS AND NUCLEOBASES
ACCORDING TO THEIR ELEMENT COMPOSITION AND STRUCTURE

Saralov A.I. 113

СТАТЬИ

УДК 669.432

ТЕРМОДИНАМИКА СИСТЕМЫ Cu–Me–Fe–S–CH₄ (Me–Pb, Zn, As)

Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Аргын А.А., Кашаган А.Д.

Satbayev University, Алматы, e-mail: mirdos@bk.ru

В настоящей работе рассмотрена возможность прямого получения свинца из полиметаллических штейнов, применительно к условиям ТОО «Казцинк». Полиметаллические штейны заводской практики представлены расплавом сульфидов цветных металлов и железа. Большое значение для практики имеет исследование поведения сульфидов при совместном восстановлении природным газом и определении их равновесных концентраций в штейновой фазе. Рассмотрены термодинамические свойства сложных по составу полиметаллических штейнов системы Cu–R–Fe–S (R–Pb, Zn, As). Показано, что в заводских штейнах (область сечения Pb–PbS–FeS–Cu₂S) свинец растворен в металлической форме, количество которого зависит от температуры и состава. На основании термодинамического анализа взаимодействия компонентов штейна с природным газом установлено, что при восстановлении полиметаллических штейнов в первую очередь восстанавливается свинец, затем по мере снижения концентрации сульфида свинца начинают восстанавливаться железо и медь. Проведены термодинамические расчеты энергии Гиббса для реакций взаимодействия сульфида свинца с металлической медью и железом. Установлено, что рассмотренные реакции имеют отрицательные значения во всем исследованном температурном интервале – 1273...1573 К. Установленное положение указывает на возможность использования в качестве восстановителя сульфида свинца меди и железа, которые можно вводить в процесс в виде шлаков, содержащих оксиды меди и железа.

Ключевые слова: полиметаллический штейн, восстановление, природный газ, сульфид свинца, медь, цинк, состав, температура, черновой свинец

THERMODYNAMICS OF THE SYSTEM Cu–Me–Fe–S–CH₄ (Me–Pb, Zn, As)

Dosmukhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Argyn A.A., Kashagan A.D.

Satbayev University, Almaty, e-mail: mirdos@bk.ru

In this paper, we considered the possibility of direct production of lead from polymetallic mattes, as applied to the conditions of Kazinc Ltd. Polymetallic mattes of factory practice are represented by a melt of sulfides of non-ferrous metals and iron. Of great importance for practice is the study of the behavior of sulfides during joint reduction with natural gas and the determination of their equilibrium concentrations in the matte phase. The thermodynamic properties of complex polymetallic mattes of the Cu–R–Fe–S system (R–Pb, Zn, As) are considered. It was shown that in factory mattes (the region of the Pb–PbS–FeS–Cu₂S cross section), lead is dissolved in metallic form, the amount of which depends on temperature and composition. Based on a thermodynamic analysis of the interaction of matte components with natural gas, it was found that when polymetallic mattes are restored, lead is first restored, then, as the concentration of lead sulfide decreases, iron and copper begin to recover. The thermodynamic calculations of Gibbs energy for the reactions of the interaction of lead sulfide with metallic copper and iron are carried out. It was established that the reactions considered have negative values in the entire temperature range studied – 1273 ... 1573 K. The established position indicates the possibility of using lead and copper sulfide as a reducing agent, which can be introduced into the process in the form of slags containing copper and iron oxides.

Keywords: polymetallic matte, reduction, natural gas, lead sulfide, copper, zinc, composition, temperature, crude lead

Повышенный спрос потребления минерально-сырьевых и энергетических ресурсов Казахстана привел к увеличению числа освоенных для эксплуатации новых месторождений полезных ископаемых. В переработку начали вовлекаться сложные по минералогическому и химическому составу полиметаллические руды и концентраты, что привело к увеличению выхода получаемых медь-, свинец содержащих полупродуктов и оборотных материалов, характеризующихся сложным химическим и фазовым составами. До определенного времени указанные продукты перерабатывались путем возврата их либо в голову процесса – на агломерирующий обжиг, либо на шахтную восстановительную плавку. В связи с резким ростом их объемов дальнейшее применение

таких приемов стало затруднительным, что потребовало поиска новых рациональных способов их переработки.

Одним из решений в направлении создания специализированной переработки свинцовых полупродуктов и оборотных материалов является действующая технология шахтной сократительной плавки (ШСП), используемая на ТОО «Казцинк». Цель самостоятельной, раздельной переработки практически всех полупродуктов и оборотных материалов в отдельно взятом агрегате – получение целевых продуктов: чернового свинца, штейна и цинксодежащих шлаков. Дальнейшая организация производства черновой меди из медно-свинцовых штейнов делает данную технологическую схему наиболее завершенной,

что является бесспорным преимуществом перед другими известными решениями [1]. Тем не менее, как показали исследования данных заводской практики, технология не обеспечивает высоких технологических показателей по извлечению меди, свинца и цинка в целевые продукты [2].

Процесс сопровождается большим выходом шлаков (~36%) и высоким содержанием меди и свинца – 0,47 и 1,79%, соответственно. Такие шлаки характеризуются наличием сложных фазовых ассоциаций, которые необходимо учитывать для выбора технологических параметров процесса [3–5]. Выход пыли – до 12%. Распределение цветных металлов в пыль составляет, %: Cu – 4,8; Pb – 3,3; Zn – 17,3. Высокая концентрация цинка в пыли снижает его извлечение в шлак, которое достигает ~65%. Извлечение мышьяка и сурьмы в пыль составляет 43 и 41%, соответственно.

Выход чернового свинца при плавке составляет – 22%. Перераспределение свинца в сторону ухудшения между продуктами плавки: в штейн – 26%, в шлак – 2%, в пыль – 3,5%, не обеспечивает должного извлечения его в черновой свинец, которое едва достигает 60%.

Высокое распределение сурьмы (~27%) и мышьяка (9%) в черновой свинец снижает его качество и увеличивает материальные затраты в последующих процессах рафинирования.

Особый интерес представляют получаемые медно-свинцовые штейны, выход которых достигает 30%. Содержание меди в них меняется в широком диапазоне – от 25 до 45%. Высокое содержание в них свинца до 25%, мышьяка и сурьмы – до 4 и 1%, соответственно значительно усложняет их переработку конвертированием. Повышенное содержание свинца в штейнах является источником потерь благородных металлов со штейнами. Дальнейшее конвертирование сложных по составу медно-свинцовых штейнов делает процесс рискованным и высоко затратным. При этом не обеспечивается получение черновой меди высокого качества: черновая медь соответствует низким маркам МЧС и МЧС-1. Дальнейшая их переработка огневым и электролитическим рафинированием сопровождается большими материальными и энергетическими затратами.

Сложившаяся обстановка требует изыскания новых решений: совершенствования технологии ШСП с получением более качественных по составу продуктов плавки, либо организации отдельной переработки медно-свинцовых штейнов с получением чернового свинца и товарного медного

штейна путем восстановительной их плавки. Теоретические основы восстановления металлов из чистых, двойных и тройных сульфидных систем природным газом имеют ограниченный характер и слабо освещены в научной литературе. Изучены лишь отдельные вопросы восстановления чистых сульфидов свинца, меди и цинка метаном и продуктами его конверсии, что требует проведения дополнительных исследований в данном направлении.

Цель настоящей работы – исследование взаимодействия компонентов медно-свинцового штейна природным газом и обоснование возможности восстановительной плавки медно-свинцовых штейнов с получением чернового свинца и медного штейна высокого качества.

Материалы и методы исследования

Оценка вероятного направления реакций, протекающих между компонентами медно-свинцовых штейнов и природным газом, проводилась по изменению термодинамических величин системы. Основное внимание уделено реакциям восстановления сульфидов цветных металлов и железа.

Термодинамический анализ проведен с учетом зависимости изобарно-изотермических потенциалов (свободная энергия Гиббса) реакций от температуры. Изменение свободной энергии Гиббса (ΔG°_T) рассчитывали по формуле:

$$\Delta G^\circ_T = \Delta H^\circ_T - \Delta S^\circ_T \cdot T, \quad (1)$$

где ΔH°_T , ΔS°_T – стандартные значения энтальпии и энтропии системы, соответственно;

T – абсолютная температура, К.

При расчетах энергии Гиббса (ΔG°_T) искомым реакциям за стандартное состояние сульфидов цветных металлов и железа приняты чистые переохлажденные жидкие их сульфиды (MeS_x). Для ряда летучих соединений цинка за стандартное состояние приняты газы. Исходные данные для расчетов получены из работы [6] и веб-сайта NIST-JANAF Thermo chemical Tables (<http://kinetics.nist.gov/janaf>).

Термодинамические расчеты реакций, принятые к анализу, проведены с использованием специальной программы, разработанной авторами.

Изменение константы равновесия реакции (Kp) в зависимости от температуры определяли исходя из выражения:

$$\Delta G^\circ_T = -RT \ln Kp = -19,155 \cdot T \lg Kp, \quad (2)$$

где R – универсальная газовая постоянная ($R = 8,32 \cdot 10^{-3}$ кДж/град·моль).

Результаты исследования и их обсуждение

Термодинамические свойства штейновых системы Cu-Pb-Fe-S (R-Pb, Zn, As)

По вопросу строения полиметаллических штейнов в научной литературе нет единого мнения [7–9]. Основу полиметаллических штейнов составляет диаграмма состояния Cu-Pb-Fe-S , ограниченная сечением $\text{PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$, которая показана на рис. 1.

Характерная для медно-свинцовых штейнов диаграмма эвтектического типа $\text{PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$ с точкой тройной эвтектики 560°C представлена на рис. 2. Псевдотройная система характеризуется полной взаимной растворимостью.

В многограннике $\text{Pb-Cu-Cu}_2\text{S-FeS-Fe}$ свинец находится в металлической форме. В области $\text{Pb-PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$ он представлен металлической и сульфидной формами. В заводских штейнах (область сечения $\text{Pb-PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$) свинец растворен в металлической форме, количество которого зависит от температуры и состава.

При восстановлении свинца из штейна в первую очередь из сульфида восстанавливается свинец, затем по мере снижения концентрации сульфида свинца начинают восстанавливаться железо и медь. По соображениям селективности разделения процесс ограничивают таким образом, чтобы медь оставалась в штейне в сульфидной форме, а железо – частично в металлической и сульфидной. Для этого в штейне оставляется небольшое количество суль-

фида свинца. При этом область заводских штейнов ограничивается линиями $\text{Cu}_2\text{S-PbS-FeS-Fe-Pb}$ [10].

Анализ строения штейновых расплавов и частных диаграмм состояния в системе Pb-Fe-Cu-S , ограниченной сверху сечением $\text{PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$, показывает, что большую часть объема этой усеченной пирамиды составляет область расслаивания, которая опирается на грани $\text{Cu-Cu}_2\text{S-FeS-Fe}$, Fe-FeS-PbS-Pb , $\text{Pb-PbS-Cu}_2\text{S-Cu}$, и лишь одной грани $\text{Cu}_2\text{S-FeS-PbS}$ она не касается. К этой грани узкой полоской прилегает область заводских полиметаллических штейнов. Воздействуя на штейны процессами, приводящими к получению свинца и меди, можно выделить их в отдельную металлическую фазу.

Заводские полиметаллические штейны в различных количествах содержат сульфид цинка. Металлический цинк в штейнах при температурах выше точек плавления практически не содержится, поскольку при этих температурах очень высока упругость паров (температура кипения цинка 907°C). Для реальных штейнов характерен участок диаграммы, ограниченный сечениями $\text{Fe-FeS-Cu}_2\text{S-Cu}$, $\text{Cu}_2\text{S-FeS-ZnS}$ и Fe-Cu-ZnS (рис. 3).

Область цинксодержащих штейнов исследована недостаточно полно. Ряд сведений по данному вопросу приведено в работе [11]. Сульфид цинка обладает ограниченной растворимостью в штейнах. Так, при 1200°C растворимость ZnS в Cu_2S составляет 30%, что соответствует 20 мас. % Zn.

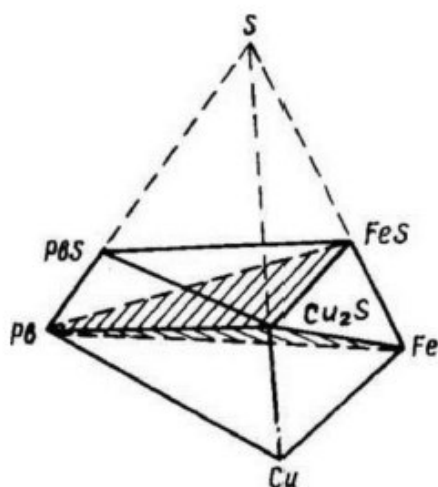


Рис. 1. Диаграмма Cu-Pb-Fe-S

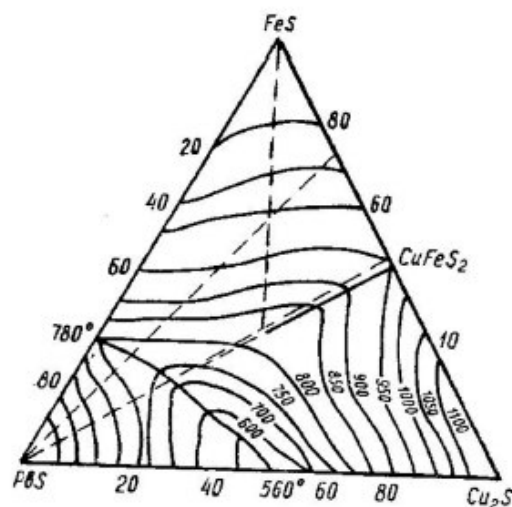


Рис. 2. Диаграмма состояния
системы $\text{PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$

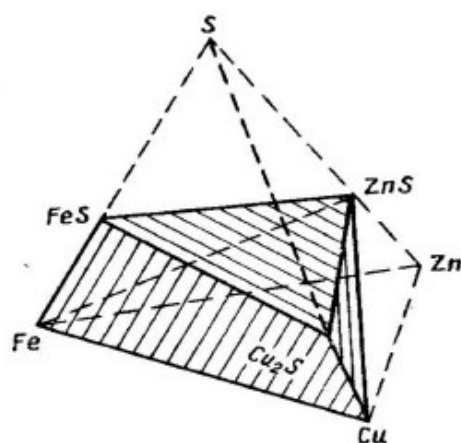


Рис. 3. Область штейнов в системе Cu-Fe-Zn-S

В сернистом железе растворимость цинка меньше и при этой температуре составляет 3,3%. Растворимость сульфида цинка в штейнах также снижается при замещении полусернистой меди сульфидом свинца. В полиметаллических штейнах при 1100 °С повышение содержания меди с 14 до 45% приводит к увеличению содержания цинка, в виде ZnS, от 3,0 до 10%.

Содержание цинка в реальных штейнах обычно не превышает 8%, так как сернистый цинк уже в небольших количествах сильно повышает температуру начала кристаллизации. Особенно это присуще составам в области 30–35% меди, т.е. заводским штейнам.

Увеличение мышьяка в сульфидных рудах генерировало экспериментальные исследования по вопросу изучения термодинамических свойств двойных Me-As (Me-Cu, Pd, Zn) и сложных сульфидных систем Zn-Cu-As-S, Zn-Pb-As-S, Zn-Cu-As-Pb-S. Фазовые соотношения и термодинамика равновесных фаз указанных систем подробно изучены в работе [12]. Наличие мышьяка в сульфид-

ных системах сопровождается образованием различных ассоциаций – интерметаллидов (соединения металлов с мышьяком) и сульфосолей. При нехватке серы в сульфидных системах наблюдается резкое повышение образования интерметаллидов меди и железа. Результаты проведенных исследований показали, что количество As значительно снижает температуры плавления чистых сульфидов, сульфосолей или их сплавов. Установлено, что $PbAs_2S_4$ (As-28,6 ат.%) плавится при температуре ~305 °С, тогда как $Pb_3As_4S_9$ (As-25 ат.%) плавится неконгруэнтно при 458 °С, а $Pb_9As_4S_{15}$ (As-14,3 ат.%) плавится инконгруэнтно при 549 °С. $CuAsS$ (As-33,33 ат.%) плавится при 596 °С, тогда как энаргит Cu_3AsS_4 , с низким содержанием мышьяка (As-12,5 ат.%), плавится при 672 °С. Эффект увеличения сульфосолей содержащих свинец, по мере снижения температуры их плавления, больше, чем в системах с медью.

Полученные результаты имеют принципиальное значение для практики. Повышение содержания мышьяка в штейнах ведет к образованию сложных ассоциаций мышьяка (интерметаллиды, сульфосоли) и оказывает сильное влияние на перераспределение меди и свинца между продуктами плавки.

Термодинамический анализ реакций восстановления сульфидов тяжелых цветных металлов и их сплавов природным газом

При плавке полиметаллического сульфидного сырья большое значение имеет определение поведения сульфидов при совместном их восстановлении природным газом. Механизм восстановления сульфидов цветных металлов и железа из медно-свинцовых штейнов природным газом можно представить системой реакций, приведенных в таблице.

Расчетные значения изменения энергии Гиббса (ΔG_T^0) восстановления сульфидов цветных металлов и железа природным газом

№	Реакция	Изменение энергии Гиббса, ΔG^0_T кДж/моль			Температурная зависимость ΔG^0_T кДж/моль
		Температура, К			
		1273	1473	1573	
1	$2PbS_{\text{ж}} + CH_4 = 2Pb_{\text{ж}} + C_{\text{тв}} + 2H_2S_{\text{г}}$	-1,28	-18,88	-31,91	$\Delta G^0_T = 150,63 - 0,122 \cdot T$
2	$2ZnS_{\text{ж}} + CH_4 = 2Zn_{\text{г}} + C_{\text{тв}} + 2H_2S_{\text{г}}$	181,41	160,16	139,06	$\Delta G^0_T = 446,5 - 0,209 \cdot T$
3	$2Cu_2S_{\text{ж}} + CH_4 = 4Cu_{\text{ж}} + C_{\text{тв}} + 2H_2S_{\text{г}}$	75,36	70,75	63,15	$\Delta G^0_T = 167,34 - 0,071 \cdot T$
4	$2FeS_{\text{ж}} + CH_4 = 2Fe_{\text{ж}} + C_{\text{тв}} + 2H_2S_{\text{г}}$	61,94	50,03	38,35	$\Delta G^0_T = 205,69 - 0,113 \cdot T$
5	$4PbS_{\text{ж}} + CH_4 = 4Pb_{\text{ж}} + CS_{2\text{г}} + 2H_2S_{\text{г}}$	84,81	50,21	24,71	$\Delta G^0_T = 382,8 - 0,24 \cdot T$
6	$4ZnS_{\text{ж}} + CH_4 = 4Zn_{\text{г}} + CS_{2\text{г}} + 2H_2S_{\text{г}}$	450,21	408,32	366,68	$\Delta G^0_T = 974,54 - 0,412 \cdot T$
7	$4Cu_2S_{\text{ж}} + CH_4 = 8Cu_{\text{ж}} + CS_{2\text{г}} + 2H_2S_{\text{г}}$	238,11	229,49	214,86	$\Delta G^0_T = 416,22 - 0,138 \cdot T$
8	$4FeS_{\text{ж}} + CH_4 = 4Fe_{\text{ж}} + CS_{2\text{г}} + 2H_2S_{\text{г}}$	211,26	188,05	165,26	$\Delta G^0_T = 492,92 - 0,222 \cdot T$

Расчетные значения изменения ΔG_T^0 и константы равновесия ($\ln K_p$) реакций восстановления сульфидов природным газом в температурном интервале 1273 ... 1673 К показаны на рис. 4.

Отрицательными значениями энергии Гиббса характеризуется исключительно реакция 1, протекание которой сопровождается образованием элементарного углерода и газообразного продукта – сероводорода (H_2S).

Из практики производства свинца известно, что металлическое железо и медь

вытесняют свинец из его сульфида. Это подтверждается термодинамическими данными, приведенными на рис. 5.

Реакции взаимодействия PbS с железом и медью сопровождаются отрицательными значениями энергии Гиббса во всем исследованном температурном интервале. Это позволяет использовать возможность восстановления сульфида свинца в присутствии оксидов железа и меди. Необходимые оксиды могут вводиться в процесс в виде отвальных шлаков.

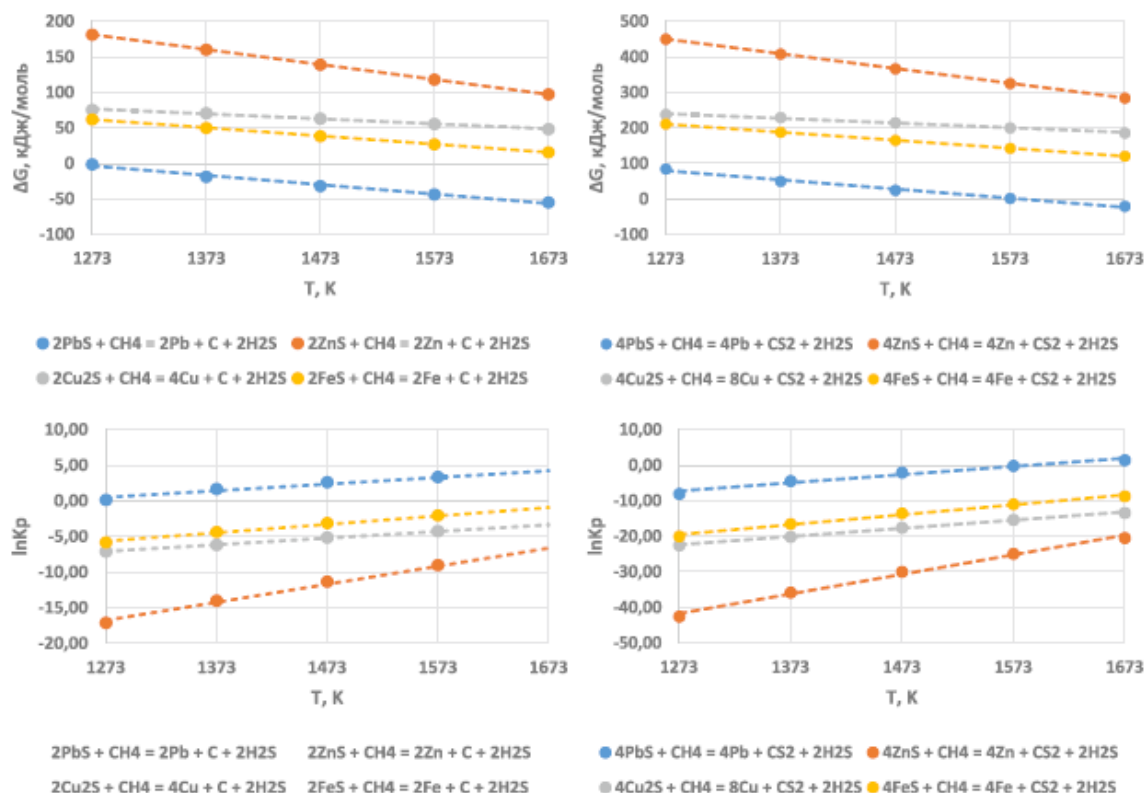


Рис. 4. Изменение ΔG_T^0 и $\ln K_p$ реакций (1)–(8) в температурном интервале 1273 ... 1673 К

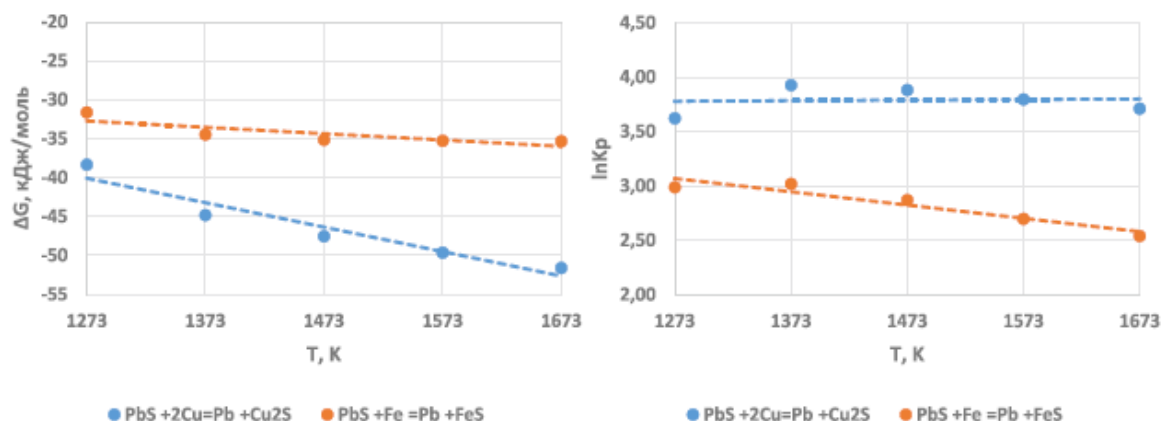
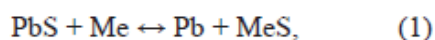


Рис. 5. Изменение ΔG_T^0 и $\ln K_p$ реакций восстановления сульфида свинца металлической медью и железом

Для установления равновесных концентраций сульфидов в штейне проанализируем с термодинамической точки зрения реакцию восстановления сульфида свинца металлическим железом и медью:



где Me – металлическое железо и медь.

Константа равновесия (K_p) реакции (1) имеет вид:

$$K_p = a_{\text{Pb}} \cdot a_{\text{MeS}} / a_{\text{PbS}} \cdot a_{\text{Me}}. \quad (2)$$

Из выражения (2) равновесное отношение концентраций сульфидов определится зависимостью:

$$a_{\text{MeS}} / a_{\text{PbS}} = K_p \cdot a_{\text{Me}} / a_{\text{Pb}}. \quad (3)$$

Металлические свинец, медь и железо в интервале исследованных температур представляют собой конденсированные фазы, ограниченно растворимые в сульфидной фазе. Принимая активности чистых металлов равной единице для равновесных концентраций сульфидов можно записать:

$$a_{\text{MeS}} / a_{\text{PbS}} = K_p. \quad (4)$$

Результаты расчетных значений активности цинка в зависимости от изменения отношений $\text{FeS}:\text{PbS}$, $\text{Cu}_2\text{S}:\text{PbS}$, $\text{ZnS}:\text{PbS}$ и температуры показывают, что при $T = 1500 \text{ K}$ совместное восстановление железа и свинца возможно, когда концентрация FeS более чем в 17 раз превышает концентрацию PbS . Еще большее, почти в 46 раз, превышение концентрации требуется для совместного восстановления меди и свинца.

Проведенный термодинамический анализ восстановления сульфидов из их сплавов природным газом показывает принципиальную возможность прямого получения металлического свинца. При этом имеется возможность селективно перевести свинец в черновой металл, медь, железо оставить в виде сульфидов в штейне, а цинк извлечь в возгоны.

Выводы

1. В результате анализа исследований термодинамики полиметаллических штейнов, представленных диаграммой состояния Cu-Pb-Fe-S установлено, что в многограннике $\text{Pb-Cu-Cu}_2\text{S-FeS-Fe}$ свинец находится в металлической форме. По-

казано, что в области заводских штейнов, описываемых сечением $\text{Pb-PbS-FeS-Cu}_2\text{S}$, свинец представлен металлической и сульфидной формами.

2. Показано, что наличие мышьяка в сульфидных системах Cu-R-Fe-S ($\text{R} = \text{Pb, Zn, As}$) сопровождается образованием различных ассоциаций – интерметаллидов (соединения металлов с мышьяком) и сульфосолей. При нехватке серы в сульфидных системах наблюдается резкое повышение образования интерметаллидов меди и железа.

3. На основании термодинамических расчетов энергии Гиббса реакций восстановления сульфидов из их сплавов природным газом показана принципиальная возможность прямого получения металлического свинца с селективным переводом меди и железа в штейн, а цинка – в возгоны.

Список литературы

1. Dosmukhamedov N.K. Increase of ecological safety and resource-saving in non-ferrous metallurgy. *European Journal of Natural History*. 2013. № 1. P. 43–46.
2. Досмухамедов Н.К., Жусупбеков С.С., Сатимова Е.Г. Методика оценки качества металлургических процессов // *Современные наукоемкие технологии*. 2013. № 4. С. 34–39.
3. Coursol P., Valencia N.C., Mackey Ph., Bell S., Davis B. Minimization of Copper Losses in Copper Smelting Slag During Electric Furnace Treatment. *JOM*. 2012. V. 64. P. 1305–1313.
4. 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.
5. Djordjevic P., Mitevska N., Mihajlovic I., Nikolic D. Effect of the slag basicity on the coefficient of distribution between copper matte and the slag for certain metals. *Mineral Processing & Extractive Metall. Rev.* 2014 Vol. 35. P. 202–207. DOI: 10.1080/08827508.2012.738731.
6. Turkdogan E.T. *Physical Chemistry of High Temperature Technology*. Academic Press, 1980.
7. Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е. Степень металлизации медно-свинцовых штейнов // *Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований*. 2019. № 1. С. 9–16.
8. Schlesinger M.E., King M.J., Sole K.C., Davenport W.G. *Extractive Metallurgy of Copper*. 2011. 411 p.
9. Shishin D., Jak E., Decterov S.A. Thermodynamic assessment of slag-matte-metal equilibria in the Cu-Fe-O-S-Si system. *Journal of Phase Equilibria and Diffusion*. 2018. P. 456–475.
10. Ахмедов М.М., Теймурова Э.А. Переработка высокожелезистых сульфидных свинцовых концентратов. Баку, 2008. 252 с.
11. Ванюков А.В., Исакова Р.А., Быстров В.П. Термическая диссоциация сульфидов металлов. Алма-Ата: Наука, 1978. 272 с.
12. Tesfaye F., Taskinen P. Phase Equilibria and Thermodynamics of the System Zn-As-Cu-Pb-S at Temperatures Below 1173 K. Helsinki. 2011. 46 p.

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН



ҚазҰТУ ХАБАРШЫСЫ _____

_____ **ВЕСТНИК КазНУ**

VESTNIK KazNRTU _____

№ 1 (137)

Главный редактор
И. К. Бейсембетов – ректор

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

Отв. секретарь
Н.Ф. Федосенко

Редакционная коллегия:

З.С. Абишева- акад. НАН РК, Л.Б. Атымтаева, Ж.Ж. Байгунчечков- акад. НАН РК, А.Б. Байбатша, А.О. Байконурова, В.И. Волчихин (Россия), К. Дребенштед (Германия), Г.Ж. Жолтаев, Г.Ж. Елигбаева, Р.М. Исаков, С.Е. Кудайбергенов, Б.У. Куспангалиев, С.Е. Кумекоев, 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. Сайлаубекоев, 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. НАН РК, Т.А. Чепуштанова

Учредитель:

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Регистрация:

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

Основан в августе 1994 г. Выходит 6 раз в год

Адрес редакции:

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

UDC 669.333.41

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

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

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

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

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

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

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

Introduction

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

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

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

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

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

Research methods

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

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

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

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

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

The selected parameters ensured stable operation of the furnace.

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

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

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

Discussion of results

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

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

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

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

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

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

where:

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

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

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

fuhrace

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

Г content, g/t.

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

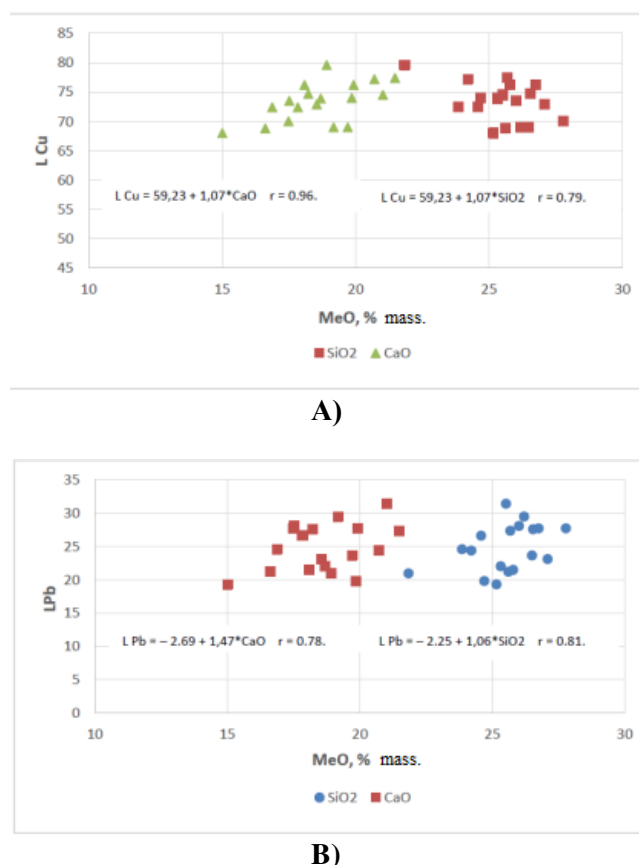


Figure – 1. The dependence of the distribution coefficient of copper (A) and lead (B) between matte and slag from SiO_2 and CaO content in slag

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

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

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

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

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

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

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

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

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

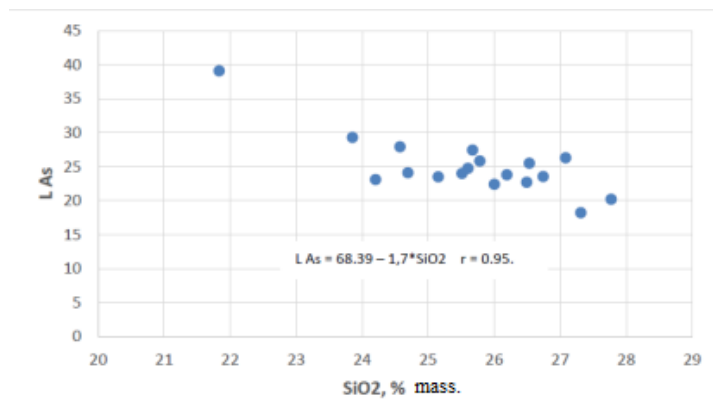


Figure - 2. The dependence of the distribution coefficient of arsenic (L_{As}) between matte and slag from the content of the SiO_2 in the slag

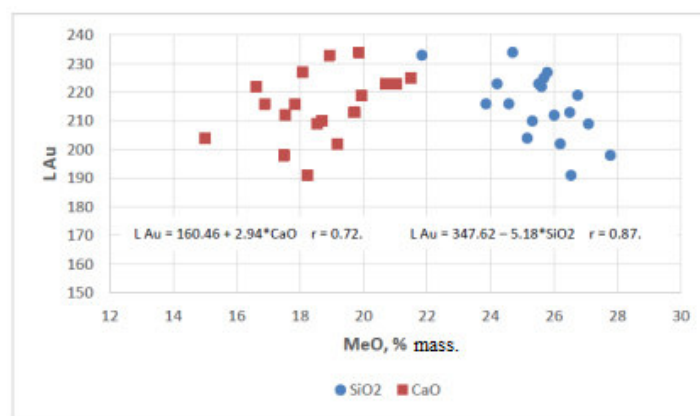


Figure – 3. Dependence of the distribution coefficient of gold (L_{Au}) between matte and slag from the content of SiO_2 and CaO in the slag

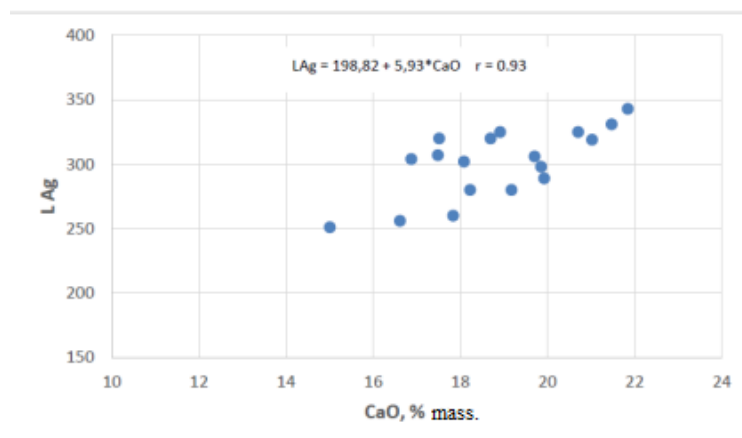


Figure – 4. The dependence of the distribution coefficient of silver (L_{Ag}) between matte and slag from CaO content in slag

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Summary:

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

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

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

BIBLIOGRAPHY

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

МАЗМҰНЫ

Жер туралы ғылымдар

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

Техникалық ғылымдар

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

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

Содержание

Науки о Земле

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

Технические науки

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

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

Technical Sciences

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

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

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

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

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

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: Қашаған Ақбота Дәулетқызы

Название: Мысты штейндерді жоғары кiрiттi мысты концентратпен бiрге конвертерлеудi зерттеу

Координатор: Нурлан Досмухамедов

Коэффициент подобия 1: 0.6

Коэффициент подобия 2: 0

Замена букв: 6

Интервалы: 0

Микропробелы: 0

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

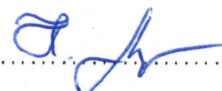
- ☒ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении 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:

.....

02.06.2021 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: Қашаған Ақбота Дәулетқызы

Название: Мысты штейндерді жоғары күкіртті мысты концентратпен бірге конвертерлеуді зерттеу

Координатор: Нурлан Досмухамедов

Коэффициент подобия 1:0.6

Коэффициент подобия 2:0

Замена букв:6

Интервалы:0

Микропробелы:0

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 содержит признаков плагиата.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация Кашаева А.Д. явл-ся
самостоятельной работой. Обнаруженные заимствования
явл-ся добросовестными и не образуют приписки
плагиата. Допуск к защите.

Дата 02-06-2021

зав. каф. Милош Барменников

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения