

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және Өндірістік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

Бек Айнур Аманбайқызы

ДИПЛОМДЫҚ ЖҰМЫС

Тақырыбы: «Конверторлы шлак компоненттерінің түсті металдар
сульфидтерімен әрекеттесу термодинамикасы»

5B070900 – Metallургия

Алматы 2020

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және Өндірістік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ

Кафедра меңгерушісі

техн. ғыл. канд.,

_____ М.Б. Барменшинова

«_____» _____ 2020 ж.

ДИПЛОМДЫҚ ЖҰМЫС

Тақырыбы: «Конверторлы шлак компоненттерінің түсті металдар
сульфидтерімен әрекеттесу термодинамикасы»

5В070900 – Metallургия

Орындаған

Бек Айнур Аманбайқызы

Ғылыми жетекші

Техника ғылымдарының
кандидаты, қауымдастырылған
профессор

_____ Н.Қ. Досмұхамедов

«_____» _____ 2020 ж.

Алматы 2020

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және Өндірістік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

5B070900 – Metallургия

БЕКІТЕМІН

Кафедра меңгерушісі

техн. ғыл. канд,

_____ М.Б. Барменшинова

« » _____ 2020 ж.

Дипломдық жұмыс орындауға

ТАПСЫРМА

Білім алушы: Бек Айнур Аманбайқызы

Тақырыбы: «Конверторлы шлак компоненттерінің түсті металдар сульфидтерімен әрекеттесу термодинамикасы»

Университет ректорының «27» қаңтардағы 2020 ж. № 762-б бұйрығымен бекітілген

Аяқталған жұмысты тапсыру мерзімі «20» мамыр 2020 ж.

Дипломдық жұмыстың бастапқы берілістері: ЖШС Казцинк өндірісінің мәліметтері

Дипломдық жұмыста қарастырылатын мәселелер тізімі:

а) Өндірістің технологиялық үрдістері;

б) Metallургиялық есептеулері;

Графикалық материалдардың тізімі: Жұмыс бойынша _____ слайд

Ұсынылатын негізгі әдебиет 18 атау

Дипломдық жұмысты дайындау
КЕСТЕСІ

Бөлімдер атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі	Ғылыми жетекші мен кеңесшілерге көрсету мерзімдері	Ескерту
Кіріспе	11.03.2020 ж.	
Әдеби шолу	25.03.2020 ж.	
Металлургиялық есептеулер	08.04.2020 ж.	
Экономикалық бөлім	15.04.2020 ж.	
Қорытынды	22.04.2020 ж.	

Дипломдық жұмыс бөлімдерінің кеңесшілері мен норма бақылаушының аяқталған жұмысқа қойған
қолтаңбалары

Бөлімдер атауы	Кеңесшілер, аты, әкесінің аты, тегі (ғылыми дәрежесі, атағы)	Қол қойылған күні	Қолы
Норма бақылау	А.Н. Таймасова		

Ғылыми жетекші _____ Н.Қ. Досмұхамедов

Тапсырманы орындауға алған білім алушы _____ А.А. Бек

Күні

«3» ақпан 2020 ж.

АНДАТПА

Дипломдық жұмыс 3 суреттен, 12 кестеден, 33 реакциядан, 3 тараудан тұрады.

Дипломдық жұмыста қазіргі заманауи жағдайда мыс өндірісінде кеңінен қолданылатын технологиялар қарастырылып, сарапталған. «Қазақмыс» корпорациясында мыс штейндерін конвертерлеу процесінің технологиялық ерекшеліктері талданып, процестің оңтайлы жаңа жолдары мен зерттеу бағыты таңдалып негізделген.

Жұмыстың негізгі мақсаты – «Қазақмыс» корпорациясы жағдайында мыс штейндерін конвертерлеу кезінде конвертер шлактарын түсті металдар бойынша кедейлендіру мақсатында қосылған сульфидті мыс концентратының әсер ету термодинамикасын зерттеу.

Дипломдық жұмыста мыс штейндерін конвертерлеу кезінде конвертер шлактарын түсті металдар бойынша кедейлендіру процесінің металлургиялық есептеулерінің қорытындылары көрсетілген, сонын ішінде:

- процестің материалдық балансының есебі, жылу балансы қарастырылған;

- жаңа бөлім ретінде - мыс пен қорғасынның балқыту өнімдері арасында бөлініп таралуының негіздері зерттелген;

- плынған мәліметтер бойынша процестің технологиялық көрсеткіштерін оңтайландырудың жаңа жолдары көрсетілген.;

- конвертер түсті металдар бойынша кедейлендіру мақсатында шлактарын қосылған сульфидті мыс концентратының әсер ету термодинамикасы толықтай зерттелінді.

АННОТАЦИЯ

Дипломная работа состоит из 3 рисунков, 12 таблиц, 33 реакций и 3 глав.

В дипломной работе рассмотрены и проанализированы технологии, которые широко используются в современном производстве меди. Изучены технологические особенности и выбраны оптимальные пути процесса взаимодействия компонентов конверторного шлака с сульфидами цветных металлов и обосновано направление исследования в условиях корпорации «Казахмыс».

Основной целью работы является исследование термодинамики взаимодействия компонентов конверторного шлака с сульфидами цветных металлов.

В дипломной работе показаны результаты металлургических расчетов процесса конвертирования с добавлением сульфидного медного концентрата, в том числе:

- расчет материального и теплового баланса;
- в качестве новой части изучены основы распределения меди и свинца между продуктами плавки;
- полученные результаты показывают новые способы оптимизации показатели процесса;
- исследовано термодинамика взаимодействия компонентов конверторного шлака с сульфидами цветных металлов во время конвертирования медных штейнов.

ANNOTATION

Diploma work consists of 3 pictures, 12 tables, 33 reactions and 3 chapters.

In the thesis, technologies that are widely used in modern copper production are considered and analyzed. The technological features were studied and the optimal paths for the process of interaction of converter slag components with non-ferrous metal sulfides were selected and the research direction in the conditions of «Kazakhmys» corporation was substantiated.

The main goal of the work is to study the thermodynamics of the interaction of converter slag components with non-ferrous metal sulfides.

The thesis shows the results of metallurgical calculations of the conversion process with the addition of sulfide copper concentrate, including:

- calculation of material and heat balance;
- as a new part, the basics of the distribution of copper and lead between smelting products have been studied;
- the results show new ways to optimize process performance;
- the thermodynamics of the interaction of converter slag components with non-ferrous metal sulfides during the conversion of matte has been investigated.

МАЗМҰНЫ

	Кіріспе	9
1	Әдеби шолу	10
1.1	Мыс металлургиясындағы автогенді процестер	10
1.1.1	Автогенді процестердің жалпы сипаттамасы	11
1.1.2	Автогенді процестердің фазалық тепе-теңдігінің термодинамикасы	15
1.2	Мыс штейндерін конвертерлеу процесінің теориялық негіздері мен тәжірибесі	18
1.3	Мыстың шлактармен жоғалымдарының түрлері	27
1.4	Мыстың шлактармен жоғалымын төмендету түрлері	31
1.5	Зерттеу бағытын таңдау және негіздеу	34
2	Конвертер шлактарын түсті металдар бойынша кедейленуіне сульфидті мыс концентраттарының әсер етуін зерттеу	35
2.1	Конвертер шлактарының сульфидті мыс концентраттарының әсерінен кедейленуі	35
2.2	Темір сульфидтері мен тотықтарының және түсті металдардың әрекеттесуін термодинамикалық талдау	36
3	Металлургиялық есептеулер	40
3.1	Мыс штейндерін конвертерлеудің материалдық балансының есебі	40
3.2	Мыс штейндерін конвертерлеудің жылу балансының есебі	41
	Қорытынды	43
	Пайдаланылған әдебиеттер тізімі	44
	А қосымшасы Металлургиялық есептеулер	45
	Б қосымшасы Металлургиялық есептеулер	57

КІРІСПЕ

Мыс пирометаллургиясының кеңінен танымал арнайы әдебиеті мыс қорыту өндірісінің теориясы мен тәжірибесі саласында ғылыми-техникалық ілгерілеуге әсер етті. Оқу әдебиетінің аса кейінгі басылымдарында мыс өндірісінің мәселелері шектелген көлемде баяндалған және түсті металдар өндірісінің жалпы технологиялық сұлбаларының мәнмәтінінде қарастырылады. Алайда қазіргі уақытта жаңа технологиялық автогенді процестердің пайда болуымен және мыс өндірісінің теориясы мен тәжірибесінің ары қарай дамуымен осы кітаптар материалы көбінде ескірген.

Берілген дипломдық жұмыста автогенді процестердің пайдаланылуымен кендер мен концентраттардан тікелей мыс алу сұлбалары келтіріледі. Мыс штейнін конвертерлеу процесінің теориялық және тәжірибелік сұрақтары егжей-тегжейлі баяндалған.

«Қазақмыс» корпорациясы мысалында Қазақстанда мыс өндіру сұлбалары егжей-тегжейлі қарастырылған.

Берілген дипломдық жұмыс автогенді процестердің теориялық негізі бойынша ақпараттарды қамтиды, қажетті технологиялық сұлбалар иллюстрациялары мен металлургиялық агрегаттар суреттері келтірілген, бұл түсінікті баяндалуы мен материалды жеңіл игеруіне әсер ете отырып, белгілі бір дәрежеде жоғарыда аталған кемшіліктерді жояды. Материал бағдарламаланған есептеулер үшін жарамды түрде көрсетілген.

Мыс штейнін конвертерлеу процесінің материалдық және жылулық баланстарын есептеудің жаңа тәсілдемелері келтірілген.

1 Әдеби шолу

1.1 Мыс металлургиясындағы автогенді процесстер

Металлургиялық өнеркәсіпте автогенді деп, қосымша жылу көздері – отын немесе электрэнергиясыз, толығымен ішкі энергетикалық ресурстар есебінен жүзеге асырылатын технологиялық процестерді айтады. Жылулық қабілеттілігі жоғары сульфидті шикізатты өңдеу кезінде, пирометаллургиялық процестің (балқыту) автогендігі өңделетін шихта сульфидтерінің жануының (тотығу) экзотермиялық реакциялар жылуының есебінен жүзеге асырылады. Балқыту кезінде тотықтыру реагенті ретінде ауаны, оттегіге бай үрлеуді немесе техникалық оттегіні қолдануға болады.

Автогенді процестердің негізінде, энергетикалық шығындарды минимизациялайтын, шикізатты кешенді пайдалануды қамтамасыз ететін және ауа мен су бассейндерінің ластануын болдырмайтын технологиялық сұлбаларды құруға болады.

Флотациялық концентраттарды өңдейтін автогенді процестер, технологиялық жағынан да, аппаратуралық жағынан болса да әртүрлі пішінде ұйымдастырылуы мүмкін. Технологиялық жағынан көзқарас бойынша, бұл процестер, біріншіден, сульфидтерді жандыру әдісімен ерекшеленеді. Майда сульфидті концентраттарды газ фазасында (факелде) шашыранды күйде және балқымаларда жандыруға болады.

Аспалы күйде балқыту деп, пештің шыныққан кеңістігіне арнайы жанарғы арқылы үрлеумен бірге берілетін шихта сульфидтерінің жануы кезінде түзілетін оттықта ұнтақталған сульфидті концентраттардың жануы жүретін процесті айтады. Сульфидтердің жану кезінде бөлінетін жылу есебінен, шашыранды шихта қыздырылып, балқытылады. Түзілген тамшылар, тұндырғыш камерада жиналған шлақты балқыма бетіне түседі, мұнда штейн мен шлақтың қабаттануы жүреді.

Автогенді процестерді балқымада жүзеге асыру барысында, шихталы материалдар түрлі әдістермен, сульфидті-тотықты балқымасы бар ваннаға енгізіледі, онда олар балқып, ериді, содан кейін сұйық күйдегі сульфидтер балқымаға берілетін үрлеумен тотығады.

Аспалы күйде жүзеге асырылатын автогенді процестерге: Циклонды балқыту, оттекті – аспалы – циклонды – электртермиялық балқыту (КИВЦЭТ), аспалы күйде балқыту және оттекті аспалы балқыту жатады.

Әлемге, «Оутокумпу Оу» (Финляндия) фирмасының аспалы күйде балқыту және «ИНКО» фирмасының оттекті аспалы балқытуы кеңінен танымал. Бұл технологияларды қолданып, әлемдік мыс өндірісінің 20% шығаратын, әлемде 34 зауыт жұмыс істейді.

Қоршаған ортаны қорғауға қойылатын қатаң талаптарға байланысты, Еуропа елдерінде КИВЦЭТ процесі кеңінен таралуда. Қолдағы деректерге сай, түсті металлургия өнеркәсіптерінің шамамен 70% өзінің процестерін модернизациялауда және осы процеске көшуде. Еске түсіріп кететін жай - КИВЦЭТ-тің, сонымен қатар, көптеген аспалы күйде жүзеге асырылатын

автогенді процестерде қолданылатын Циклонды балқыту процесінің іргелі ғылыми негіздері мен аппаратуралық рәсімделуі, алғаш рет Қазақстанда әзірленген.

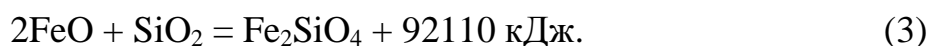
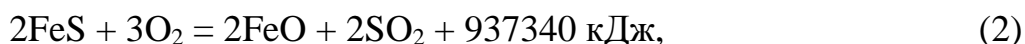
Балқымада жүзеге асырылатын және өндірісте игерілген автогенді процестерге келесі процестерді жатқызуға болады: «Уоркра» (Австралия), «Норанда», «ТБРЦ» (Канада), «Мицубиси» (Жапония) және «Ванюков процесі» (сұйық ваннада балқыту, КСРО).

Балқымадағы автогенді процестер мерзімді («ТБРЦ» процесі), жартылай үздіксіз («Норанда» процесі) және үздіксіз («Ванюков процесі» мен «Мицубиси») болып бөлінеді.

1.1.1 Автогенді процестердің жалпы сипаттамасы

Қазіргі таңда әлемде 10 өндірістік Ванюков пеші және 6 «Норанда» фирмасының пештері жұмыс істеуде. Соңғы жылдары, Қытайда, Үндістанда, Жапонияда, Перуде, Оңтүстік Кореяда, Германияда және Австралияда енгізілген «Ausmelt» технологиясы («Xstrata», Австралия) кеңінен таралуда. 2004-2005 жылдары аталмыш технология Ресей, Үндістан және Оңтүстік Кореядағы жаңа зауыттарға енгізілді. Берілген технология бойынша Қазақстанда (Өскемен қ.) «Казцинк» ААҚ-да мыс зауытының құрылысы жүзеге асырылуда.

Сульфидті мыс және полиметал концентраттары мен кендерін балқытудың автогенді тәсілдерінің негізінде, шихта сульфидтерінің экзотермиялық тотығу реакциялары және бастысы, темір сульфидтерінің келесі реакцияларымен тотығулары жатыр:



Барлық автогенді процестер, өздерінің мәндеріне сәйкес, тотықтырғыш және біріктірілген процестер болып келеді. Олар бір металлургиялық агрегатта күйдіруді, балқытуды және бөліктеп, немесе толық конвертерлеу процестерін біріктірген. Мұндай шешім шихта құрамындағы күкіртті (бір жерде), рационалдауды және концентрлендіру арқасында газ құрамына өткізуге мүмкіндік береді. Бұл кезде үрлеудегі оттегінің мөлшеріне қарай, SO_2 мөлшері концентратталынған газдар, ал үрлеуге таза техникалық оттегіні қолданса, тіпті таза күкіртті ангидрид алудың мүмкіндігіне жетуге болады.

Автогенді балқытуды жүргізу кезінде, өңделетін материал көлемі мен үрлеу қатынасын өзгерте отырып, десульфидация дәрежесін кез келген қойылған шектерде өзгертіп отыруға болады. Бұл алынатын штейндер құрамын кең диапозонда өзгертуге, тіпті қара мыс алуға дейін мүмкіндік береді.

Әрбір автогенді процесс, артықшылықтары мен кемшіліктерімен қатар, технологиялық бөлімі мен аппаратуралық құрылымында, өзіне тән

ерекшеліктерге ие. Автогенді балқымалардың мәнін және технологиялық, конструктивтік өзгешеліктерін түсіну үшін, аспалы күйде және балқымада жүзеге асатын, шетелде кеңінен таралған процестерге қысқаша тоқталып кетейік.

Аспалы балқыту («Оутокумпу Оу», Финляндия). Аспалы балқыту технологиясын қолданылатын барлық зауыттарда, құрамы бойынша әртүрлі шихта компоненттерінің біртекті дайындалуына көп көңіл бөлінеді. Мыс концентраттарын өңдейтін аспалы балқыту пештері үшін шихтаның кептірілуі, әдетте, диаметрі 2-3 м, ұзындығы 12 м-ден («Косака» зауыты, Жапония) 30 м-ге («Норддойче Аффинери» зауыты, ФРГ) дейін болатын барабанды кептіргіштерде жүргізіледі. Кептіру процесі кезінде, шихтаның ылғалдылығы 8-12%-дан 0,1-0,3%-ға дейін төмендейді. Ылғалды шикізат бойынша кептіргіштердің өнімділігі 10-нан 150-200 т/сағ арасында болуы мүмкін, бірақ, әдетте, оның өнімділігін 60-80 т/сағ деңгейінде ұстап тұрады. 1 т шихтаға электрэнергиясының шығыны 3-5 кВт. Бастапқы шикізат құрамына байланысты жұмыс істеп тұрған зауыттарда концентраттарды кептірудің әртүрлі сұлбалары қолданылады.

Жапония зауыттары шихтаны кептіруде екі сатылы кептіруді қолданады: бірінші сатысында барабанды пеште концентраттарды ылғалдылығы 4% –ға дейін кептірсе, екінші сатысында – құбыр кептіргіште концентраттың ылғалдылығын 0,1% -ға дейін жеткізеді.

«Теннант – Крик» (Австралия) зауыты, висмут бойынша құрамы жоғары (0,8-1,5%) мыс концентраттарын кептіру үшін, «Ниро атомайзер» (Дания) фирмасы шығарған, шашыранды кептіргішті қолданады. Кептіруге, құрамында 65% қатты материалы бар концентрат түседі. Концентраттың кептіргіштен шыққандағы ақырғы ылғалдылығы 0,2%- ды құрайды.

20 жүзжылдықтың 70-80 жылдары, аспалы балқыту технологиясы, үлкен инвестициялық шығындарды қажет етеді деп саналды. Қазіргі таңда, технологияның және жабдықтардың жоғары прогресі арқасында, 1 тонна өндірілген мысқа жұмсалатын инвестициялық шығындары күрт төмендеді. Мысалы, қайта конструкцияланған аспалы балқыту пештері, алғашқы конструкциялы пешке қарағанда, 3 есе көп шихтаны балқытуға мүмкіндік береді. Мұндай аспалы балқыту пештерінің өнімділігін арттыруға жұмсалған күрделі қаражат, қондырғы кешендері құнының 30-40% ғана құрайды.

Сонымен қатар, өнімділік, үрлеудің оттегімен байыту дәрежесін арттыру арқылы жоғарлатылды. Концентраттың реакциялық жылуын дұрыс пайдалану үшін және конвертерлеу мен күкіртқышқылды зауыттардың қажетті қуаттарын төмендету үшін, аспалы балқыту процестерінде, мыс мөлшері бойынша, жоғары штейндер ала бастады.

Өткізілген сараптама нәтижесінен келесі қорытынды жасауға болады:

1. Барлық автогенді процестерге отынның экономикалық тиімділігі, күкірт ангидридті концентрациясының жоғарлауына байланысты, бөлінетін газдардың көлемінің аздығы; бастапқы шикізаттағы күкіртті максималды қолдану және бай штейндердің алынуы тән.

2. Аспалы күйде жүзеге асатын автогенді процестер, түйіршіктік құрамы және ылғалдылығы бойынша шихтаның арнайы дайындалуын қажет етеді. Бұл процестер шихта бойынша агрегаттың меншікті төмен өнімділігімен және жоғары шаң шығуымен (шихта массасының) ерекшеленеді.

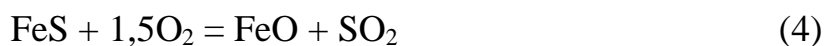
3. Балқымада жүргізілетін автогенді балқыту процестері шихтаны арнайы дайындауды қажет етпейді және құрамында 30-75% мыс бар штейнді немесе қара мысты алумен жүретін, айтарлықтай, кез келген құрамды шикізатты өңдеуге мүмкіндік береді. Автогенді балқытудың мұндай түрі газ фазасының төмен температурасымен, агрегаттың жоғары меншікті өнімділігімен және төмен шаң шығуымен (шихта массасынан 2-5%) ерекшеленеді.

Тәжірибеде, «автогенді процестердің қайсысы жақсы?», - деген сұрақ жиі қойылады. Бұл сұраққа нақты жауап беру мүмкін емес. Белгілі бір процесті таңдау кезінде, әсіресе, жұмыс істеп тұрған зауыт реконструкциясымен байланысты болса, кәсіпорынның жұмыс істеу шарттарын, шикізат құрамын, жабдықты пайдалану мүмкіндігін және басқа жағдайларды (әрбір алынған жағдайда) ескеру қажет. Автогенді процесті таңдау, белгілі бір шарттарда, процестердің техника экономикалық көрсеткіштерін және оның бағаларын қарастырғаннан кейін ғана мүмкін.

Өкінішке орай, автогенді процестердің тез дамуына байланысты, әзірге салыстыру және олардың салыстырмалы бағасын беру үшін теориялық, технологиялық және экономикалық мәліметтер жетіспейді. Кейбір процестер әлсіз игерілген, зерттеулер нәтижесі техникалық әдебиеттерде толық жазылмаған. Көптеген процестердің аппаратуралық пішінделуі де толық бітпеген. Полиметалдық кендер мен концентраттар құрамындағы бағалы құрамдастардың, әсіресе асыл металдардың тәртібі жөніндегі ақпараттар айтарлықтай жоқ, бұл, шикізатты қолданудың кешенділігін жоғарлату тұрғысынан, түрлі процестерге берілетін бағаны қиындатады.

А.В.Ванюков ұсынған балқытудың негізгі жаңа қағидалары.

Кез келген шихта 1500-1600 К температурасына дейін қыздырылғанда, бір-бірімен араласпайтын екі сұйыққа – штейн мен шлакқа ыдырайды. Штейнді, Cu_2S және FeS екі компонентінен тұратын балқыма деп санауға болады. Штейндегі мыс мөлшерін жоғарлату үшін, ондағы Cu_2S мөлшерін арттырып, FeS мөлшерін төмендету керек. Темір сульфидін штейннен шығару мақсатымен, штейнді тотықсыздандырады. Бұл кезде, мысқа қарағанда, темірдің оттегіге тартылу күшінің артық болуына байланысты, төменде көрсетілген реакция бойынша, тек қана темір сульфидінің тотығуы жүреді:



Мұндай тотығу жүру үшін, оттегінің реакция аймағына тікелей жеткізілуі қажет. Бұл шарт дәстүрлі шарпыма балқытуында іске аспайды – онда, құрамында оттегісі бар үрлеу, отынмен, тек қана алауға түседі. Энергетикалық және экологиялық мәселелерді шешу мақсатымен оттегімен байытылған үрлеуді пайдаланады. Шынында да, техникалық оттегіні қолдану есебінен, бір жағынан, қыздыруға және азоттың айналымына әсер етпейтін пайдасыз энергия шығымын

төмендетуге, ал екінші жағынан – шығынды газдардың құрамындағы SO₂ концентрациясын жоғарлатуға болады. Бұл екінші қағида – техникалық оттегіні пайдалану – түсті металлургия саласында кеңінен тарап, қолданылуда.

Осыдан кейін А.В.Ванюков: Үрлеуді қайда беру керек – шлакқа ма, әлде штейнге ме, деген сұрақтың шешімін іздей бастады.

Үрлеуді балқымаға берудің түрлі идеялары Логикалық тұрғыдан қарағанда, үрлеуді екінші вариант бойынша – штейнге беру дұрыс сияқты болып көрінеді. Шынында да, біз, штейндегі темір сульфидін тотықтырданғымыз келсе, онда құрамында оттегісі бар үрлеуді тікелей штейнге беруіміз керек сияқты. Тура осындай жолды «Норанда» фирмасы таңдап алды. Бірақ, сұрақтың осындай жолмен шешілуі кезінде, біз табандатқан спектрлі мәселелермен қақтығысып қаламыз.

Осылайша, балқытылған штейнге берілген үрлеу, штейн ваннасының қуатты араласуына жағдай жасайды. Штейн балқымасы агрессивті сұйық бола отырып, пештің отқа төзімді материалдарын жоғары интенсивтілікпен желімдей бастайды. Бұл жағдайда, отқа төзімді материалдардың желімдеуін қалай тоқтатуға болады – деген орынды сұрақ туады. Бұл сұрақтың принципіалды әр түрлі, екі инженерлік шешімі болуы мүмкін. Біріншісі – отқа аса төзімді материалдар жасау. Шынында да, отқа аса төзімді материалдардың бар екендігі мәлім, мысалы, цирконий оксиді, бірақ мұндай материалдардың қолданылуы үлкен экономикалық шығынға әкеледі. Екіншісі – балқыманың құрамынан бөлініп шыға алатын қиын балқытын қосылыстарды қолдану. Штейннен бөлунген бұл қосылыстар пештің ішкі қабырғасында гарнисаж құрып, оны желімдеуден сақтайтын мүмкіншілігін жасайды. Штейн үшін мұндай қосылыс біреу ғана, ол – магнетит (Fe₃O₄). Бірақ, магнетиттің штейннен дербес фаза ретінде бөлініп шығуы үшін «өте тотықтырғыш» шарттарының болуы қажет. «Норанда» процесінде, жалпы алғанда, болмашы мәселенің – отқа төзімді материалдарды желімдеуден сақтау - шешімі үшін жасалған осы шарттар, бұл процесті өте икемсіз қылды.

Қойылған сұрақтың түбегейлі басқа жауабын А.В.Ванюков берді. Ол, үрлеуді шлакқа беруді ұсынды. Бұл жағдайда, пештің қабырғаларын интенсивті түрде араластырылатын шлак балқымасының әсерінен сақтап қалу үшін, сумен тоңдырттырылатын элементтерді (кессондарды) қолдануға болады. Олардың қабырғаларында температураның төмендеуінің нәтижесінде, штейннен, негізінен магнетиттен тұратын, отқа төзімді материалдарды желімдеуден сақтайтын гарнисаж бөлініп түзіледі. Бірақ, бұл кездегі магнетиттен тұратын гарнисаждың штейннен бөлінуінің себебі процестегі «өте тотықтырғыш» шарттарының болуында емес, кессон қабырғаларындағы температураның төменділігінде екенін ескерген жөн.

Осы инженерлік шешімді үрлеуді штейнге беру кезінде («Норанда» процесінің варианты) қолдану мүмкін емес, себебі кессондар суының штейнге тиюі (кессондардың шіріген кезінде) жарылысқа (мұның себебі бүгінгі күнге дейін орнатылмаған) әкелетіні белгілі жай, ал бұл, өз кезеңінде, процестің қауып-қатерін өсіреді. Сонымен, А.В.Ванюковтың үшінші қағидасы – үрлеуді шлакқа беру.

Бұл қағида көптеген оппоненттердің жиынынан, тек қана ғалымдар арасында ғана емес, практиктер арасында да қарсылық тапты.

А.В.Ванюков, үрлеуді шлакқа беру кезінде, келесі реакцияларды жүргізу мүмкіндігіне жетуге болады деп ойлады:



А.В.Ванюковтың ойы бойынша, бірінші реакцияның жүруі пештің жалынында, ал екіншісі – балқыманың барлық көлемінде жүреді. Бұл жағдайда магнетит, оттегінің арнайы тасымалдаушысы болып келеді.

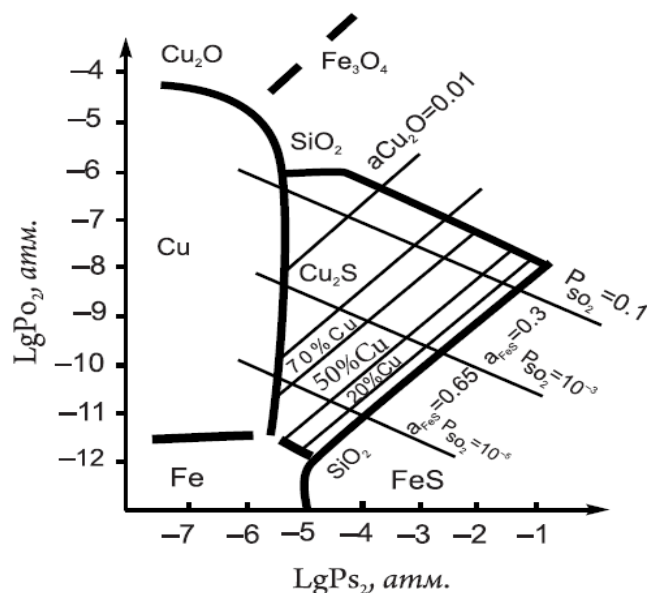
Оппоненттер жағынан, (4) реакциясы басымдылықпен жүреді және бұл реакция бойынша түзілетін магнетит, шлак балқымасында жинақталып, дербес фазаға бөлінеді, ал мұның салдарынан, пеште «козел» (бұл терминнің мағынасын дербес фазаның қатты күйінде бөлінуі кезінде пештің технологиялық режимінің бұзылуы деп түсіну керек) пайда болады деген тұжырымдар айта басталды.

Мұндай тұжырымдардың айтылуы, А.В.Ванюковтан балқымадағы процестердің теориясын құрастыруды талапетті. Айтакететіні, уақыт өте, А.В.Ванюков теориясының дұрыстығы тәжірибе жүзінде дәлелденді [1,2].

1.1.2 Автогенді процестерде фазалық тепе-теңдіктер термодинамикасы

Мыс-шлак-газ фазасы жүйесінің тепе-теңдігін зерделеу кезінде зерттеушілердің негізгі міндеті шлакқа өткен мыстың барлық көлемі, қайсыбір механикалық қармаумен емес, химиялық еру реакциясымен сипатталатынын орнату болды. Берілген міндетті шешу үшін көптеген зерттеушілер таза мыс орнына оның негізіндегі әртүрлі қорытпаларды пайдаланды.

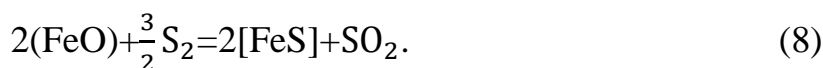
Бізге мәлім, мыс және оның қорытпалары штейнмен ($70 \div 200$ эрг/см²) салыстырғанда шлакпен ($400-600$ эрг/см²) бөліну шекарасында жоғары фазааралық керіліске ие. Металл-шлак фазаларының бөліну шекарасында фазааралық керілістің жоғары мәні металдың төмен диспергациялануының себебі болып табылады. Сондықтан көптеген зерттеушілер шлакта мыс ерігіштігін зерттеу кезінде балқытылатын металл (мыс) немесе қорытпа (мыс + Ме) мен шлакты тепе-теңдікке бірге келтірді. Түсті металлургияда автогенді процестерді қолдану аясының үнемі кеңеюі, олардың технология жағынан, және аппаратуралық рәсімделуі тұрғысынан ары қарай жетілдірілуі, әртүрлі процестердің көрсеткіштерін ауқымды жақындатты. Бұл автогенді процестердің теориялық негіздерін бір көзқараспен қарастыруға мүмкіндік берді. Мәселен автогенді процестерде өтетін термодинамикалық заңдылықтарды түсіну үшін, А.Язава тұрғызған, (LgP_{O_2} , LgP_{S_2}) координаталарында Cu-Fe-S-O-SiO₂ фазалық ассоциацияларының потенциалды диаграммасы принципіалды мәнге ие және ол 1 суретте көрсетілген.



Сурет 1 - $\lg P_{O_2}$, $\lg P_{S_2}$ координаттарында тұрғызылған Cu–Fe–S–O–SiO₂ жүйесінің фазалық тепе-теңдік диаграммасы. T=1300°C

Бірқатар ықшамдаушы қағидаларға: жүйе компоненттерінің санын шектеу, SiO₂ қанығу шарттары, P_{O₂} - төмен шамасында алынған штейн компоненттерінің активтілігін пайдалануға қарамастан – диаграмма әртүрлі балқыту шарттарында шлақ, штейн және қара мыстың тұрақтылық облысын анықтауға мүмкіндік береді. Штейннің мыспен байытылуы жүйенің тотықтыру потенциалының өсуін және сульфидтендіру потенциалының төмендеуін тудырады, бұл кезде жеке фаза ретінде магнетиттің туындауы үшін шарттар пайда болуы мүмкін.

Тұрақты температурада Cu-Fe-S-O-SiO₂ жүйесінің бос дәреже саны қатар өмір сүретін фазалар санына тәуелді болады. Металл – шлақ – газ және штейн – шлақ – газ жүйелерінің тепе-теңдігі үшін бос дәреже саны үшке тең. Егер, $a_{FeO} = \text{const}$ деп қабылдасақ, онда штейн – шлақ – газ жүйесінің тепе-теңдік облысы екі тәуелсіз айнымалылармен – штейнде мыс мөлшерімен және күкіртті ангидридтің парциалдық қысымымен (P_{SO₂}) анықталатын болады. Осы екі көрсеткіштердің шамасын бере отырып, жүйенің тотықтыру (P_{O₂}) және сульфидтендіру (P_{S₂}) потенциалдарын келесі тепе-теңдік реакцияларынан оңай есептеуге болады:



Қорытынды термодинамикалық есептеулер жүргізу үшін шлақ компоненттерінің активтілік мәндері қажет. Техникалық әдебиеттерде жеткілкті материалдар бар, мұнда қарапайым және күрделі шлақ жүйелерінде FeO, Fe₃O₄, CaO, SiO₂ және т.б. қорытынды активтілік шамалары келтірілген.

Мыс, әсіресе полиметалл штейндері компоненттерінің активтілігін анықтау біршама күрделірек. Себебі, штейн құрамына кіретін сульфидтер активтілігін

есептеу ыңғайлылығы үшін, зерттеушілер жиі әртүрлі қателіктерге және ықшамдауларға жол береді. Штейн – шлак – газ жүйесінің тепе-теңдігін есептеу кезінде, мыс штейні, ыңғайлылық үшін, Cu-Fe-S түрінде келтірілген. Штейн құрамы жалған қос жүйе Cu_2S-FeS түрінде сипатталған. Сөзсіз, термодинамикалық есептеулерде Cu_2S және FeS активтілік шамаларын пайдаланудың негізделген артықшылықтары бар: жалған бинарлы кесінді сызығынан ауытқу кезінде берілген шамалардың аз өзгерісі, штейнде мыс мөлшеріне олардың тікелей тәуелділігі. Алайда, мұндай тәсілдеме дұрыс емес болып келеді және автогенді балқытуларға тән штейн-шлак тепе-теңдігін есептеуде пайдаланылмауы тиіс. Барлық автогенді балқытулар тотықтырушы болып табылатындығын ескере отырып, автогенді процестердің мыс штейндерін Cu-Fe-S-O жүйесінің аясында қарастыру қажет.

Бұл жағдайда, термодинамикалық есептеулер кезінде, оттегі мөлшерінің, штейн сульфидті компоненттерінің активтілігіне әсерін ескеру қажет. Атап айтқанда, техникалық әдебиеттердегі мыс штейндеріндегі оттегі мөлшері бойынша әртүрлі авторлардың нәтижелері, әрқилы күй диаграммаларына сәйкес шектермен ұйқаспайды. Бұл, қосымша зерттеулер жүргізуді талап етеді. Әсіресе, полиметалды штейн - шлак жүйесі тепе-теңдігін талдау кезінде бұл сұрақтың мәні қиындай түседі. Бұл жағдайда, штейндерді өте күрделі жүйелер түрінде Cu-(Me+Fe)-S-O (мұндағы, Me - Pb, Ni, Zn) қарастыру қажет. Мыс- никельді штейнде оттегінің еруі жайындағы сұрақтар да, кейбір жұмыстарды ескермегенде, қосымша экспериментті зерттеулер жүргізуді талап етеді. Қорғасын шикізатында мыс мөлшерінің артуы салдарынан, қорғасын шикізатын өңдеу кезінде автогенді балқыту процестерінде алынатын мыс-қорғасын штейндерінің термодинамикасын зерттеу, өзекті мәселелердің бірі болып келеді. Бұл штейндердегі оттегі ерігіштігі, айтарлықтай, зерттелген жоқ. Ғылыми әдебиетте, мысты және полиметалды штейндерде оттегінің табылу формалары және олардың массалық қатынасын анықтау бойынша мәліметтер жоқ. Сондықтан, бұл сұрақтарға авторлар толығырақ көңіл бөлген.

Айтылған кемшіліктерге қарамастан, [3] жұмыста алғаш рет, мысты штейнде еріген оттегі мөлшерінің мәні анықталып, оның сульфидті компоненттер активтілігінің мәндеріне әсері бағаланған. Автор, штейн құрамын $Cu_2S - FeS - FeO$ псевдоүштік жүйе түрінде көрсетті. Осылайша, қорытындылай келе, термодинамикалық талдау, автогенді балқытуларды штейнге және мысқа балқыту жүзеге асырудың әртүрлі нұсқаларын сипаттайтын, штейн – шлак – газ және металл – шлак – газ фазасы жүйелерінің тұрақтылығын қамтамасыз ететін, технологиялық параметрлерінің (PO_2 , PS_2 , T, a_{FeO} , [Cu]) өзгеру аймағын анықтауға мүмкіндік береді.

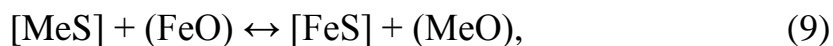
Теориялық тұрғыдан қарағанда, металл (қорытпа) – шлак – газ фазасы жүйесінің тепе- теңдік термодинамикасын зерттей отырып, шлактармен металл жоғалымдарының оксидті формаларын анықтауға болады. Штейн – шлак – газ жүйесінің тепе-теңдігін зерттеу, түсті металдардың шлактардағы оксидті және сульфидті жоғалымдарын анықтауға мүмкіндік береді.

Металдардың металл – шлак – газ фазасы немесе штейн – шлак – газ фазасы жүйелеріндегі тепе-теңдік жағдайындағы еруін ескере отырып, олардың

шлакпен жоғалымын есептеу, өзінше дәстүрлі мәселе болып келеді. Әртүрлі қиындық дәрежеге сай есептеудің бірқатар сұлбалары бар.

Кеңінен тараған сұлбалардың бірі - компоненттің металл және шлак, немесе штейн және шлак арасындағы таралу коэффициентін есептеу болып табылады.

Екінші кеңінен тараған сұлба – төменде көрсетілген алмасу реакцияларының тепе теңдік константасын есептеу:



$$K = [\text{FeS}] * (\text{MeO}) / [\text{MeS}] * (\text{FeO}). \quad (10)$$

(9) реакциясының жүруі, штейндегі металл концентрацияларының өзгеруіне әкеліп отырады. Шлакпен штейннің бастапқы құрамына байланысты (9) реакциясы солдан оңға қарай, немесе, керісінше, металдардың бір фазадан екіншісіне қарама-қарсы өтуі, олардың фаза аралық таралуының тепе-теңдігіне әкелгеніне дейін жүре береді. Мұндай тәсілдеме, тепе-теңдікті есептеу мен ұқсас болғанына қарамастан, эмпирикалық сипаттамада болады. Соңғы жылдары мыс – шлак және мысты штейн – шлак жүйелерінің тепе-теңдігі айтарлықтай толық зерттелді, шлак тағымыстың әртүрлі факторларға: температураға, газ фазасының тотықтыру потенциалына, шлак құрамына, мыс активтілігіне тәуелділігі анықталды. Бірақ, кең ауқымды материалға қарамастан, әртүрлі авторлардың тәжірибелік мәліметтерінің әртүрлі болуы немен байланысты екендігі түсініксіз болды: сынақтар жүргізудің әртүрлі шарттарынан ба, немесе, қолданылған әдістемелер мен тәжірибелердің ауытқуларынан ба. Сонымен қатар, мыстың шлакқа өту механизмі жайлы сұрақтар шешілмей қалды. Егер [4-6] жұмыстарының авторлары шлактағы мыстың оксидті ерігіштігін сипаттау үшін оның электронейтралды қосылыстары ретінде Cu_2O формасын қолданса, онда басқалары [7, 8-10] шлактағы еріген мыстың формасын $\text{CuO}_{0.5}$ түрінде көрсетті. $\text{CuO}_{0.5}$ түрін қолдану дұрыс болып келеді, себебі бұл жағдайда R. Altman [11] айтуы бойынша, шексіз ерітілген ерітінді үшін Генри заңы орындалады.

1.2 Конвертерлеу процесінің теориясы мен тәжірибесі

Мыс штейндерін конвертерлеу, сульфидті балқыманы үрлеудегі оттегімен тотықтыруына негізделген.

Процесс көп жылу бөлінуімен жүретін, темір сульфидінің тотығуынан басталады:



Балқымада темір сульфидінің жеткілікті мөлшері болған жағдайда, мыс сульфиді айтарлықтай тотықпайды, себебі, (11) реакциясының тепе-теңдігі,

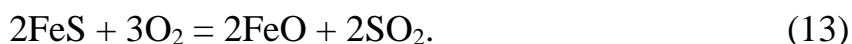
темірдің оттегіге, ал мыстың күкіртке жақындығы салдарынан, толығымен, оңға қарай ығыстырылған:



Осылайша, конвертерлеудің бірінші мерзімінде (периодында), темір сульфидінің селективті тотығуы жүреді. Фурмалық зонада оттегінің «артық шығыны» салдарынан FeS тотығуы, $\text{FeS} \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ сұлбасы бойынша жүреді. Нәтижесінде, терең тотығу кезінде, барлық темір, конвертерлеу процесінің температурасында қатты күйде болатын магнетитке (магнетиттің балқу температурасы 1590 °C) дейін тотығуы мүмкін. Балқыманы ауамен араластыру кезінде, магнетит пен қалған сульфидтерден тұратын, біртекті гетерогенді масса түзіле бастайды. Дерліктей, темір сульфидінің толық тотығуынан кейін байқалатын, балқыманың артық тотығуы, процесте оксидті және сульфидті фазаның бөлінуін қиындатады.

Конвертерлеу процесі тәжірибесінде, магнетиттің көп мөлшерде түзілуін және штейннің аса тотығуын, конвертер футеровкасының ішкі бетіне, оның желінуін тоқтату мақсатымен, қиын балқитын магнетитті қабат түзу үшін қолданылады. Алдымен отқа төзімділер бетіне тұтқырлы массаның жабысуын қамтамасыз етеді. Конвертерді айналдырған кезде, тұтқырлы масса қатып, мықты қорғанысты қаптама түзеді. Мұндай операцияны конвертер «айналдыру» деп атайды.

Түзілетін темір тотықтарын сульфидтерден бөліп алу үшін, оларды қатты емес, сұйық өнімде концентрлеу қажет және мүмкіндігінше, темірдің магнетитке тотығуын азайтып, оны негізінде FeO түрінде келесі реакция арқылы алуға қол жеткізу керек:



(13) реакциясы, (12) реакциясы сияқты жеткілікті жылу бөлінуімен жүреді. Конвертерлеудің бірінші мерзімінде, темірсиликатты балқыма түзу үшін, кварц береді. Вюстит шлакта еріген кезде, оның активтілігі төмендейді және оның дәрежесі шлакта SiO_2 концентрациясы жоғарлаған сайын, төмендей береді. Вюстит активтілігінің төмендеуі, оның тотығуын баяулатады, алайда, кварц қосумен темірдің магнетитке дейін тотығуын мүлде болдыртпау мүмкін емес.

Шлактағы магнетиттің қалдығы, оның темір сульфидімен тотықсыздандыру реакциясының өтуіне жасалған шаралардың қаншалықты қолайлы екендігі арқылы анықталады.



Бұл реакция жоғары жылдамдықпен, 1200 °C температурадан бастап өтеді. Температура жоғарлаған сайын, магнетит ыдырауының жылдамдығы және толықтылығы жоғарлайды. Бұл, конвертерлеу процесін максималды жоғары

температураларда жүргізілуінің тиімді екенін көрсетеді. Конвертердегі температураны, әдетте, 1280-1320 °C деңгейін ұстап тұрады.

Шлактағы FeO активтілігін төмендетуге, ондағы кремнезем мөлшерін арттырумен қол жеткізуге болады. Бірақ бұған, қарапайым кварц шығынын арттыру әкелмейді. Шлак қышқылдылығы бірлік уақытта (үрлеу мөлшері) түзілетін темір тотығы мөлшерімен және шлактағы SiO₂ еру жылдамдығымен анықталады. Шлактағы кремнезем еруінің интенсивтілігі температураға, кварц және шлак беттерінің байланыс санымен және флюстің реакциялық қабілеттігімен анықталады.

Температура жоғарлаған сайын, кварц еру жылдамдығы ұлғаяды, бұл, шлак қышқылдығын арттырады. Конвертер шлактарындағы SiO₂ оптималды мөлшері 23-26% аралығында болу керек. Кремнезем мөлшерінің төмендеуі, шлактағы магнетит және мыс мөлшерінің артуына әкеледі. Оның аса жоғарлауы (30%-дан аса) мыс және магнетит мөлшерін төмендету бойынша жеткілікті эффект бермейді және флюске қосымша жығынды тудырады.

Кварц ірілігі кішірейген сайын, оның еру жылдамдығы ұлғаяды. Кварцтың оптималды ірілігі 10-20 мм құрайды. Аса майда кварцтың қолданылуы, оның конвертерден газ ағынымен жоғары шығарылуына әкеледі. Конвертерлеу үшін, мөлшері 96% SiO₂ болатын, реакцияға түсу қабілеті бар, таза кварц қолданған жөн.

Лас кварцтың қолданылуы оның еру жылдамдығының төмендеуіне, конвертерлі шлак шығуының артуына, олардың қышқылдылығының төмендеуіне және үйінді шлактармен мыс жоғалымының жоғарлауына әкеледі, себебі, конвертерлі шлакты конвертерден кейін, не байыту фабрикасына, не ВП пешінде балқытуға жібереді.

Конвертердегі барлық физика-химиялық процестер, балқымаға газ ағыншасы әсерімен байланысты және балқыманың үздіксіз циркуляциясы шарттарында өтеді. Алайда, балқыманы үздіксіз араластырып тұрғанына қарамастан, барботаж интенсивтілігімен ерекшеленетін бірнеше зоналарды бөлуге болады.

Балқыманың интенсивті араластырылуы, балқымаға ауа енгізуге арналған фурмалық құбырлар сағасы маңында жүреді.

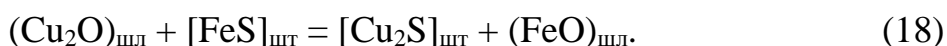
Жоғары температураларда және балқыманы энергетикалық араластыру кезінде, барботаждаланатын зонада тотығу процестерінің өту жылдамдығы өте жоғары. Осының арқасында, газдың балқымамен байланысу уақыты аз болғанымен, конвертерде оттегінің, дерліктей, толық пайдаланылуы қамтамасыз етіледі. Тотығудың жоғары жылдамдығы, барботаж зонасында магнетиттің жиналуына әкеледі, ол штейнде де, шлакта да ериді. Конвертерде салыстырмалы кедей штейн өңделгенде, штейн және шлак шекарасында фазаралық керіліс аз болады. Бұл, балқыманы ауамен барботаждау кезінде, циркуляциялық ағын есебінен тыныш, тұндырғыш зонаға шығарылатын өте жұқа біртекті дисперсті жүйе түзе отырып, штейн мен шлак эмульсиялануына әкеледі.

Cu₂S-FeS-FeO жүйесінде, толық өз-ара ерігіштігінің кең аймағы бар. 1200°C температурада, сульфидтерде FeO ерігіштігі 40-60%-ға жетеді. Сульфидтерде FeO жоғары ерігіштігі, конвертерде гомогенді сульфидті-оксидті

балқыма түзуіне әкеледі. Оны, тікелей фурмалардан алынған, балқыма сынамаларының талдауы көрсетті. $\text{Cu}_2\text{S-FeS-FeO}$ жүйесі компоненттерінің өз-ара ерігіштігі, штейнде Cu_2S мөлшері артқан кезде, түседі. Әсіресе, шлакта SiO_2 мөлшері ұлғайған кезде күрт азаяды. Сульфидті-оксидті балқыманың кремнеземмен әрекеттесуі, балқыманың жоғарғы бөлігінде жүреді және онда кремнезем мөлшері аз оксидті фазаның жиналуына әкеледі. Конвертерлеу процесінің жағдайында, жоғары оксидті потенциал және конвертерде орташа температура төмендігі салдарынан, темірдің көп мөлшері магнетитке дейін тотығады. Бұл кезде темірдің магнетитке тотығу дәрежесі, температура төмендеуінен және шлакта кремнеземнің, штейнде пириттің активтілігінің төмендеуі есебінен өседі. Яғни, үрлеу кезінде шлақтың түзілуі, уақыт өте жүреді және кремнезем еру жылдамдығымен лимиттенеді. Бұл кезде, біріншілей сульфидті-оксидті балқыманың құлдырауы, майда сульфидті өлшенділер түзілуімен жүреді. Сондықтан, конвертерден құйылатын шлак, жақсы және соңына дейін түзілуі қажет. Кері жағдайда, оның құрамында жоғары мөлшерде мыс болады.

Шлактың жеткіліксіз мөлшерінде, штейн үрленуі бірқатар негізделген кемшіліктерге ие: фурмалар аймағында температураның тым жоғарлауы, агрессивті біріншілей сульфидті-оксидті балқыманың түзілуі, конвертерде салыстырмалы төмен температурасында шлакта магнетит және мыс мөлшерінің жоғарлауы. Бұл кемшіліктердің кейбіреуі, кварцты тікелей интенсивті барботаждау зонасына (мысалы, фурмалар арқылы) беру нәтижесінде жойылуы немесе азайтылуы мүмкін.

Барботажау зонасында түзілетін біріншілей шлак, циркуляциялық ағынмен, аз жылдамдықпен тотығу процестері жүріп жатқан, тұндырғыш зонаға ығыстырылады. Бұл зонада өтетін маңызды процестер: шлақты балқымада және штейнді шлакпен бөлу шекарасында магнетитті сульфидтермен тотықсыздандыру; шлақты сульфидпен қанықтыру; тотыққан мысты сульфидтеу; тепе-теңдік және таралу константаларына сәйкес, балқыту өнімдері арасында компоненттердің қайта таралауы; шлақты сульфид тамшыларымен шаю. Конвертердің тұрақты циркуляцияланатын ваннасында өтетін процестер, келесі қосынды реакциялармен сипатталуы мүмкін:

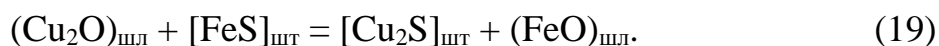


Үрлеу мөлшері бойынша, штейндегі мыс мөлшері уақыт өте артады, бұл, шлак-штейн шекарасында фазааралық керілістің ұлғаюына әкеледі, яғни, штейн тамшыларының іріленуіне. Беттік керіліс мәні жоғары болған жағдайда, фазалардың бөліну жылдамдығы артатындығы сонша, біртекті біріншілей шлак-штейн эмульсиясы шашырай бастайды және өзіндік кішігірім фаза ретінде, бай штейн конвертердің тұндыру зоналарында концентрленеді.

Конвертрлеу кезінде магнетиттің сульфидтермен тотықсыздануына ваннаның газдармен қуатты барботажы әсер етеді. Осының арқасында газ көпіршігінде SO_2 парциалды қысымы кемиді және көпіршік туындауымен байланысты қуатты барьер алынады. Мұның салдарынан, процесті қалыпты жүргізу кезінде конвертерлі шлактағы магнетит мөлшері, оның тотықты жағдайларда жүзеге асуына қарамастан, аспалы күйде балқытуға қарағанда, аз болып келеді.

Конвертерлеудің бірінші мерзімінің конвертерлік шлактарының құрамында 1,5-3% мыс болғандықтан, оларды үйіндіге жібермейді. Қазіргі кезде, оларды сұйық түрінде кедейлендіру үшін, балқыту агрегаттарына, немесе, суыған қатты шлакты ұсақтаудан кейін байыту фабрикасына, флотацияға жібереді. Мұнда, мыстың шлактан бөлінуі 70-80% құрайды.

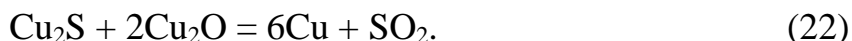
Конвертерлеудің бірінші периодынан екіншісіне өтуі, штейндегі темір сульфиді мөлшері өзгеруінің қысқа интервалында жүреді. Штейнде FeS активтілігінің төмендеуі, (19) реакциясының тепе-теңдігінің солға қарай ығысуына әкеледі, себебі бұл кезде біруақытта Cu_2S активтілігі жоғарлайды, ал FeO активтілігі төмендейді. Cu_2S және FeS үлкен жылдамдықпен бірге тотығуы басталған кезде, бай штейндегі FeS қалдық мөлшері 4% құрайды.



Мақсаты қара мыс алу болатын, конвертерлеудің екінші периодының химизмі, келесі реакцияның өтуімен сипатталады:



(20) реакциясын, әдетте, екі процестің ретпен өтуі арқылы көрсетеді:



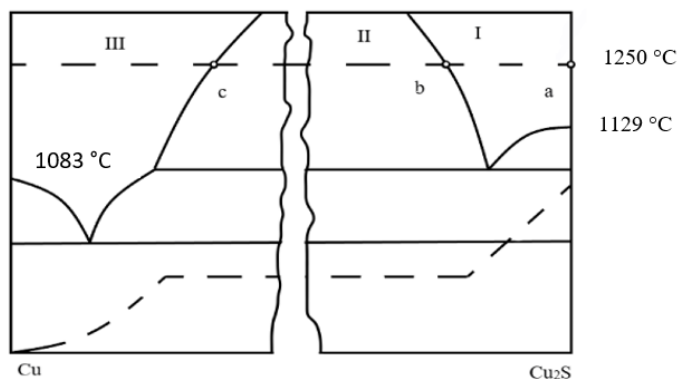
Осылайша, конвертерлеудің екінші периодында қара мыс алу процесін кескіндей отырып, ескере кететіні, бұл термодинамикалық сараптамаға қажетті, реакция өтуінің шынайы механизмін көрсетпейтін ыңғайлы процесс сұлбасы.

Конвертерлеудің екінші периоды, 2 суретте көрсетілген, Cu-Cu₂S жүйесінің күй диаграммасымен жақсы сипатталатын, үш сатыдан тұрады.

Конвертерлеудің екінші периоды, шамамен 12050С температурада өтеді және фазалық құрамының өзгеруін Cu-Cu₂S жүйесінің күй диаграммасында сәйкес изотерма бойынша көруге болады. Екінші периодта экзотермиялық реакция есебінен, массаның аз қыздырылып кетуі, фазалық құрам өзгерісінің принципіалды кескінін өзгертпейді.

2 суретте екінші мерзім басталуы «а» нүктесімен көрсетілген. (19) реакциясы өтуі бойынша, балқыма массасының құрамын кескіндейтін фигуративті нүкте солға ауысады. «а-в» бөлікшесінде (1 саты) масса өзін мыстың

біртекті ерітіндісі Cu_2S түрінде көрсетеді. «в-с» бөлікшесінде (2 саты), процесс «в» құрамды сульфидті фаза және «с» құрамды металды фаза байланыста болатын екі фазалы аймақта өтеді. Масса құрамы «с» нүктесіне жеткеннен кейін, сульфидті фаза жоғалады және балқымада тек металды фаза қалады. Алайда конвертерлеу процесі аяқталмайды, себебі металды фаза, мөлшері 15% жететін Cu_2S -мен қаныққан. Cu_2S -ің қалдығын жою – конвертерлеудің екінші периодының 3 сатысының мақсаты болып келеді.



Сурет 2 – Cu - Cu_2S жүйесінің күй диаграммасы

Мыстағы ақырғы күкірт мөлшерін, 2 суретте диаграмманың төменгі бөлігінде нүктелі қисықпен көрсетілген, (21) реакциясының SO_2 тепе-теңдік қысымының өзгерісі анализінен бағалануы мүмкін. Мыстың бос тотығы мен сульфидінің әрекеттесуі кезінде, SO_2 тепе-теңдік қысымы, атмосфералық қысымға $7300\text{ }^\circ\text{C}$ -да жетеді, бұл осы реакцияның жылдам өтуіне жағдай жасайды. Мыста Cu_2S активтілігі төмендеген сайын, SO_2 тепе-теңдік қысымы артады. Бұл жағдайда (21) реакциясының тепе-теңдік константасы төмендейді және реакция жылдамдығы артады. Конвертерлеу жағдайында қара мыста күкірт мөлшері 0,01% -ға дейін төмендейді.

Теориялық тұрғыдан, (19) – (21) реакцияларына сәйкес, конвертерлеудің екінші периодында шлак түзілмеуі керек. Алайда, нақты жағдайларда, ақ штейннен толығымен конвертер шлағын ағызу мүмкіндігі жоқтығынан, ал штейнде темірдің қалдықты аз мөлшері болғандықтан, екінші период шлак қатысуымен өтеді. Бұл жағдайда P_{SO_2} мәні шлактағы Cu_2O активтілігіне тәуелді. Қара мыстан ағызылатын ақырғы шлактағы мыс мөлшері 30%-ға жетеді және сәйкесінше, Cu_2O активтілігі бірден әлдеқайда төмен болады. Шлакта оттегі (Cu_2O) және сәйкесінше, мыс активтілігінің төмендігі, конвертерлеу кезінде, мысты күкірттен терең тазалануына қол жеткізбегеніміздің негізгі себебі болып келеді. Екінші периодтың бай шлағы айналмалы болып, конвертерлерге қайтарылады.

Конвертерлеу кезінде қоспалардың тәртібі. Мыс штейндерінде асыл металдар негізінде алтын және күміс түрінде көрсетілген, олар өзінің негізгі массасында, бірінші периодта ақ штейнде концентрленеді, кейін, толығымен қара мыста қалады. Олардың тек аз ғана бөлігі штейнді қосындылар құрамында

конвертерлі шлакқа өтеді. Осылайша, конвертерлеу айнымалы шлактардың өңделуімен бірге асыл металдардың қара мысқа толық өтуін қамтамасыз етеді. Өртүрлі күйде мыс штейндерінде жиі кездесетін компонент ретінде мырыш, конвертерлеу кезінде, дерліктей, толығымен тотықтанады және шлак пен газ арасында таралады. Мырыштың шаңға өтуі 15-20%-ға жетеді. Мырыштың ұшуы, оның сульфидінің булануы салдарынан және негізінде келесі реакциялармен түзілетін металды мырыш төте булануы нәтижесінде болады:



(24) реакциясы бойынша түзілетін металды мырыш, оттегіге жақындығы жоғары болуы салдарынан, қайтадан тотығып, шаңға оксид түрінде өтеді.

Штейнде негізінде сульфид түрінде кездесетін қорғасын, бірінші периодта FeS және ZnS-мен қатар, жеңіл тотығады. Бұл кезде түзілетін қорғасын оксиді (PbO), 1470 °C кезінде, атомосфералық қысымға тең бу серпімділігіне ие және жоғары дәрежеде конвертер газдарымен ұшып кетеді. Сонымен қатар, қатты негіз ретінде PbO, жеңіл балқытылатын шлак түзетін кремнеземмен оңай шлактанады. Осылайша, қорғасын, конвертерлеу кезінде, дерліктей, толығымен мыстан жойылады.

Штейнде металдармен байланысқан арсенидтер мен антимонид түріндегі мышьяк пен сурьманың, бір бөлігі, үрлеу кезінде, As₂O₃ және Sb₂O₃ ұшқыш оксидтеріне, ал келесі бір бөлігі As₂O₅, Sb₂O₅ дейін тотығып, шлакқа өтеді. Аз мөлшерде (мыс массасынан 0,1% төмен) бұл элементтер қара мыста қалады.

Селен мен теллур толығымен жанбайды және аз мөлшерде қара мыста қалады, оладың мөлшері мыңдық үлестермен көрсетіледі.

Штейндерді конвертерлеу, өте эффективті процесс болып табылады. Ол, оттегімен үрлей пайдаланудың жоғары коэффициентімен және үрлеумен жұмыс істеу кезінде, меншікті жоғары өнімділікпен сипатталады. Процесс толығымен сульфидтердің тотығу жылуы есебінен жүргізіледі және SO₂ (12-14%) мөлшері бойынша, бай, біріншілей газ алумен жөнелтіледі. Процесте, балқыту процесіне, интенсивті масса және жылу алмасу сияқты қойылатын маңызды технологиялық талаптары шешіледі және шлакты штейнмен араластыру кезінде майда сульфидті қосындылардың коалесценция процесі өтуінің қолайлы шарттары жүзеге асырылады.

БМЗ-да конвертерлеу тәжірибесі. Конвертерлі өңдеуде, сыйымдылығы 80 т, жеке газ сору мен газ өту жүйесі бар, бес біртепті көлденең конвертерлер қондырылған.

Типтік көлденең конвертер мерзімді қозғалыстағы цилиндрлі айналмалы агрегат болып келеді.

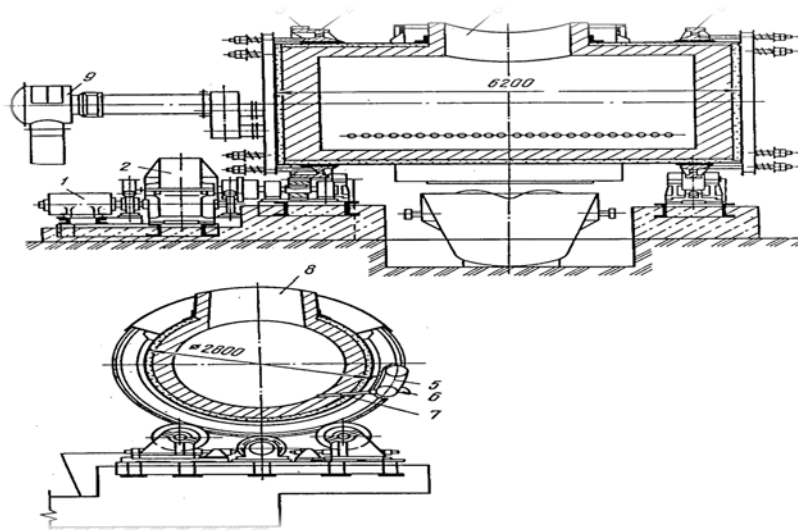
БМЗ-да конвертерлеу технологиясы келесі операциялардан тұрады:

- конвертер заряды;
- штейн жинау және ақ матт алу (бірінші мерзім);
- мыс пісіру (екінші мерзім);

- мыс құю;
- фурмаларды тазарту;
- конвертерге үрлеу беру және оны үрлеуден шығару;
- конвертерлердің газ трактысына қызмет ету;
- конвертерлерден газды аспирациялық сору жүйесіне қызмет ету;
- аузын қақтан тазарту;
- конвертер орамының шайындылары.

Конвертерді зарядтаудың алдында келесі операциялар жасалады: алдымен тозаңдатқыш және аспирация ағыны, кейін, фурмалар қақтан тазартылады.

Көлденең конвертердің сұлбасы 3 суретте көрсетілген.



- 1 – электрқозғалтқыш; 2 – редуктор; 3 – тісті бандаж; 4 – тірек бандаж;
 5 – фурма-коллектор; 6 – шарикті клапан; 7 – фурмалы құбыр; 8 – ауызы;
 9 – стальной қондырғысы

Сурет 3 – Көлденең конвертер

Конвертер зарядкасы оның аузы арқылы үш-төрт шөміш (42-56 т) ыстық штейн құйылу жолымен жүзеге асады. Штейн жинақталғаннан кейін және конвертер зарядталуы біткен соң, үрлеу астына қойылады және қажетті жұмыс температурасына жеткенше қызады. Температураны жоғарлату процесі, дерліктей, тез (елу минут ішінде) жүреді, ол үшін конвертерге ауа шығынын 35000 м³/сағ дейін көтереді және берілген деңгейде ұстап тұрады. Қажетті температураға жеткен соң, конвертерге бес-он тонна кварцты флюс тиейді. Заряд өңделуі жүреді, яғни, зарядқаға құйылған штейнді үрлеу, мыс бойынша бай масса мен шлак алғанша жүреді. Үрлеудің қажетті уақыты біткен соң, конвертер үрлеуден шығарылады және үш-бес минут тұрғаннан кейін, одан тұндырғышқа жіберілетін шлақтың шөмішке ағызылуы жүреді.

Шлакты шығарғаннан кейін, конвертерге бір шөміш ыстық штейн құйылады. Кейін конвертерлер үрлеу астына қойылып, процесс қайталанады. Конвертерге порциямен флюс тиеледі және конвертерде қайта құйылған штейн өңделуі жүреді.

Штейнді өңдеп, шлакты ағызып алған соң, сол ретпен келесі штейн порциясы құйылады, осылайша операцияларды, конвертерде штейннің қажетті мөлшері жиналғанша (9-11 шөміш) және барлық шлак ағызылып алынғанша өткізіледі. Барлық шлакты ағызып алған соң, ақ матт алынуы басталады. Бұл кезде мыс мөлшері жоғары шлак, жиынтықта тұрған конвертерлердің біріне құйылады.

Мыс қорытылуы, ондағы күкірт толық тотыққанша және қара мыс алынғанша жүреді. Қара мыста мышьяк пен сурьманың мөлшерін азайту мақсатымен, процесс соңына 30-40 мин қалған уақытта, конвертерге балқытуға шығындалатын 500 кг әктас (күйдірілген) тиейді. Процесс температурасын төмендету үшін, суық мыс қабыршақтарын, жиынды, қажет болса қатты қара мысты тиейді. Алынған қара мысты шөміштерге тарата құяды.

Құю алдында конвертерді үрлеуден шығарады, кейін мысты құйып алған соң, онда келесі балқытуға дайындықтар жүргізеді. Процесс тәжірибесін жүргізу кезінде конвертерлер технологиялық режимінің нормаларымен басқарады.

Конвертерлердің негізгі технологиялық көрсеткіштері-конвертерлеу процесінің өнімдері.

Конвертерлеу процесінің материалдық балансын зерттеу БМЗ-ың штейн мен шлактары құрамы бойынша, статистикалық сараптама деректері негізінде жүргізілді. Статистикалық сараптама 2008 жылдың 10 қаңтарынан 20 желтоқсанына дейінгі мерзімді қамтыды.

Қарастырылып отырған мерзім ішінде конвертерге тиелетін масса: 78% ВП штейнінен, 15% суық материалдардан (шөміш қақтары, екінші мерзім шлактары, оттық тазалау шлактары және конвертер шаңдары) және 7% флюстен құралды. Штейннің химиялық құрамы келесідей болды, %: 44,1 - 48,5 Cu; 1 - 36 Fe; 22 - 26 S; 4,5 - 5,1 Pb және 0,03 - 0,05 As.

Қарастырылып отырған мерзім ішінде, конвертерге құйылатын штейн құрамы аз ауытқулармен сипатталды. Штейндегі мыс мөлшері 45,1 - 48,5% аралықта, қорғасын 4,5 - 5,1% аралығында ауытқыды. Штейндер жоғары мышьяк мөлшерімен сипатталды.

Конвертер температурасын төмендету үшін, суық материалдар - шөміш қақтары және оттық тазалау шлактары және басқалар қосылды. Суық материалдардағы орташа мыс мөлшері 41%, қорғасын - 2% және мышьяк - 0,1% болды.

Қарастырылып отырған мерзім ішінде конвертерлеу процесінің бастапқы шихтасы аз өзгеріп, негізінен, тұрақты болды. Бұл, процестің материалдық балансын есептеуге және балқыту өнімдері арасында металдардың бөлініп таралуын анықтауға мүмкіндік берді. Осылайша, алынған нәтижелерден көрініп тұрғандай, «электрбалқыту- конвертерлеу» тармағында циркуляциядан қорғасын және мышьяқты шығарудың қолайлы шарттары тумайды, нәтижесінде, олардың балқыту және конвертерлеу өнімдерінде жиналуы жүреді. Балқыту және конвертерлеу кезінде қорғасын мен мышьяк жүру тәртібін толық анықтау үшін жүйелік зерттеулер, әсіресе, балқыту өнімдерінде қоспалардың күйін игеру бойынша, жүргізу қажет.

Балқыту және конвертерлеу іргелі теориялық негіздері мен тәжірибесі, «балқыту- конвертерлеу» тармағында қоспаларды жоюдың қолайлы шарты не балқыту, не конвертерлеу кезінде олардың терең төте булану жағдайын жасау болып табылатындығын көрсетті. Қолданылатын әдістерді таңдау кезінде, қоспаларды жоюмен қатар, балқыту өнімдерінде базалы металдардың оптималды таралуын қамтамасыз етуін ескеру қажет. Конвертерлеу кезінде жаңа эффективті процестерді құру үлкен қызығушылық танытуда. Мысалы, қойылған мәселелерді, конвертерлерде сульфидті мыс концентраттарын өңдеумен қатар, біруақытта олардың қоспаларды жою және базалы түсті металдар бойынша шлақты кедейлендіру, сонымен қатар, конвертерлеу кезінде алынатын өнімдердің сапасын жақсарту үшін сульфидизатор ретінде қолданылуы жолымен шешуге болады.

Бұл шараларды жүзеге асыру үшін, сонымен қатар, қандай да болмасын процестің оптималды технологиялық режимін анықтау үшін олардың технологиялық есептеулерін жүргізу керек. Мұнда ең бастысы – процестің материалдық және жылу баланстары неғұрлым дұрыс есептелген болса, онда алға қойылған мақсатқа қол жеткізу соғұрлым дәлірек болатыны сөзсіз.

1.3 Металдардың шлактармен жоғалуы

«Шлактармен түсті металдардың жоғалымы» термині металдардың шлаққа өтуінің үш механизмін және шлақтағы жоғалымының екі - механикалық және электрхимиялық формаларын түсіндіреді. Электрхимиялық күйде металдың шлаққа өтуін екі механизммен: еру және тотығумен өткен түсті металдар ионын жатқызуға болады. Шлактармен металдар жоғалымы мәселесін шешу үшін металдардың күйімен қатар, олардың шлақтағы мөлшерлік қатынасын білу қажет.

Шлактармен металдардың механикалық жоғалымы. Әдетте, шлактармен бағалы металдардың көп бөлігі жұқа механикалық жүзгіндер түрінде жоғалады. Механикалық жоғалымдарға, пеш агрегатында шлақ қабаты арқылы тұнуға үлгермеген және шлактармен шығарылатын, бөлек фаза бөлшегі түрінде бағалы компоненттер жоғалымын жатқызады.

Шлакта бағалы металдардың механикалық жүзгіндерінің түзілу себептері: 1) бастапқы шихтада бағалы компоненттердің төмен концентрациясы және майда сеппелілігі салдарынан, әсіресе, ерітілген балқымаларды процестің өтуі кезінде; 2) процесс барысында металлургиялық жүйелердің тотығу-тотықсыздандыру потенциалының өзгеруімен байланысты және балқымаларда тотығу және тотықсыздандыру реакцияларының әртүрлі жылдамдығы салдарынан; 3) балқыту температуралары төмен сұйық сульфидтер мен металдардың қатты шихта бойымен дымқылдануы және ағуы нәтижесінде; 4) бағалы ұшқыш компоненттердің жұқа пленка түрінде конденсациялануымен және булану кезінде; 5) сұйық шлаққа шихтаның қатты сульфидтері түскен кезде, температураның күрт өзгеруі нәтижесінде. Ерігіштіктің төмендеуіне

әкелетін температураның күрт өзгеруі, балқымадан ұсақ жүзгіндердің құлауының себепкері де болуы мүмкін.

Тәжірибеде шлактарда механикалық жүзгіндер түзілу, негізінде келесі себептермен түсіндіріледі.

Кесекті флюс материалдары (әктас, кремнезем) бар сульфидті шикізатты балқыту кезінде алдымен, оксидті минералдармен салыстырғанда, балқу температурасы төмен (мырыш сульфидінен басқа) сульфидті материалдар балқиды. Бұл кезде, балқытылған штейн, жоғары дымқылдығыштығы есебінен, кейін қыздыру кезінде, майда штейн тамшыларын түзумен жабылатын оксидті минералдар сынықтарына кіреді.

Автогенді аспалы балқытуға тән штейн эмульсиясы түзілуінің тағы бір себебі, оксидті-сульфидті балқыма түзілуі және пирротин мен вюститтің бір-бірінде еру қасиеті болып табылады. Аспалы күйде балқыту кезінде, темір және мыс сульфидтерінің тотығуы, шамамен олардың бастапқы штейндегі мөлшеріне пропорционал үлесінде жүреді. Сульфид бөлшектерінің қыздырылуы және тотығуы оксидті-сульфидті балқыманың түзілуіне әкеледі, мұнда, мыстың көп мөлшері ериді. Осының салдарынан, оксидті-сульфидті балқыма ваннаға түскен кезде, онда, сульфидтер мен оның тотығу өнімдерінің балқуы және оның штейн мен шлакқа бөліну процестеріне қарағанда, өте баяу процесі – кремнезем еруі жүреді. Оксидті-сульфидті балқымадан құлайтын штейн фазасының бөлінуі, оксидті-сульфидті балқыманың бүкіл көлемі бойымен ұсақ бөлшектер түрінде жүреді.

Үшінші себебі, шлакты ваннада оксидті-сульфидтеуші шарттарының күрт өзгеруі, мысалы, балқыту шлагына қатысты қатты тотыққан, балқыту агрегатына конвертерлі шлак құйған кезде болуы мүмкін. Оның салыстырмалы кедей штейнмен, немесе салыстырмалы тотықсыздандырғыш шлакпен байланысы кезінде, мыстың тотыққан қосындыларының сульфидтенуі және оның ұсақ штейнді жүзгіндер түрінде өзіндік фазаға бөлінуі жүреді.

Шлакты механикалық жүзгіндер түзілудің тағы бір себебі, шлактың тыныш ваннасына тотықпаған сульфидті минералдардың түсуі болуы мүмкін. Сульфидті минералдардың майда бөлшектері балқуы кезінде, штейн тамшылары түзіледі. Олар, шлакты ваннасының түбіне түсуі басталған кезде, басқа штейндермен бірігуі есебінен, шекті өлшемге жеткенге дейін, беттік керіліс күші есебінен шлак бетінде ұсталынып тұра алады. Аталған себептер шлактармен металдардың механикалық жоғалымы түзілуінің мәнін жеткілікті толық ашты. Көрсетілген факторларды жою, балқыту кезінде, дерліктей, ұсақ дисперсті металдар жүзгіндері болмайтын шлактар алу мүмкіндігін береді.

Шлактармен металдардың механикалық жоғалуын төмендету шарттарының бірі, оларды ірілендіру және тұндыру болып табылады. Бөлшектердің коалесценция жылдамдығын арттыру үшін, бөлінетін фазасы бар шлакты, араластыру эффективті. Алайда, А.В.Ванюковтың тұжырымдауы бойынша, барлық мүмкін шараларға қарамастан, бірқатар процестерде бөлінетін фазаның майда жүзгіндер түзілуін болдыртпау мүмкін емес. Бұл жағдайда, түзілетін бөлшектер, мүмкіндігінше, өлшемі ірі, ал саны аз болуына тырысу керек. Шлактығы механикалық өлшенді динамикасына жоғары дәрежеде

шлактың тұтқырлығы және беттік қасиеттері әсер етуі мүмкін, олардың әрекеті өзара қарама-қарсы. Егер, тұтқырлықтың артуы өлшенді тұнуын баяулатса, онда шлак – жүзгіндер жүйесінде фазааралық керілістің ұлғаюы, жүзгіннің іріленуіне және оның жылдам бөлінуіне әсер етеді. Тұтқырлық мөлшері, алдымен балқыманың табиғаты және құрамымен, сонымен қатар, температурасымен анықталуы тиіс.

Шлакты балқыма табиғатынан айтатынымыз сұйық тұтқырлығы, бөлшектің бір қалыптан екіншісіне өту мүмкіндігінен тәуелді. Мұндай өту жеңіл жүзеге асқан сайын, тұтқырлық аз болады. Осыған байланысты, негізделген мәнге, қозғалыстағы бөлшекке өтуі қажетті энергетикалық барьер мөлшері, соңғысының өлшемі (r) және тепе-теңдік қалыпта, оның көршілес бөлшектерімен ара қашықтығы (d) ие. Осы мөлшерлер артқан сайын, тұтқырлық жоғарлайды. Мұндай ауысым өту үшін, қажетті энергия қоры бар бөлшектер санының ұлғаюынан, температураның жоғарлауы кезінде, тұтқырлық төмендейді.

Балқу ваннасын араластыруы бар пеш агрегаттарында (конвертерлер, балқымада автогенді балқыту типтері) конденсирленген фазалар бөлінуі қиындай түседі, бұл жағдайда штейнді немесе металды фаза майда тамшыларының коалесценциясымен қатар, ванна қатты араластыру салдарынан, ірі тамшыларды ұнтақтау процестері өтеді.

Жоғарыда айтылғаннан қорытындылайтынымыз, механикалық жоғалым мөлшері жоғары дәрежеде процесс сипатымен - балқу ваннасының түзілуімен және оны араластыру интенсивтілігімен (штейн эмульсиясының коалесценциясы және тұну шарттары), шлактың тұну уақытымен және оның қасиеттерімен (тұтқырлық, тығыздық, фазааралық керіліс) анықталады.

Шлактармен металдардың электртермиялық жоғалымы. Электрхимиялық жоғалымдарға шлакты балқымаларда бағалы компоненттердің физикалық ерігіштігін және оның, шлакты балқыманың металды немесе штейнді фаза балқымасымен келесі теңдеу бойынша байланысқан кезде, алмасу реакциялары өту нәтижесінде болатын ерігіштігін жатқызуға болады:



Табиғатта, бір фазада еритін және екі түйісетін фазалардың бірінде мүлдем ерімейтін элементтер немесе қосылыстар болмайды. Элемент немесе қосылыс қасиетіне байланысты, қайсыбір фазада әлсіз немесе күшті еруі мүмкін. Еру дәрежесі, ерітілетін заттың және еріткіштің жеке қасиеттерімен анықталады және таралу коэффициентімен сипатталады. Температура жоғарлаған сайын, түйісетін фазалар арасындағы құрамдастардың физикалық ерігіштігі, процесс энтропиясы жоғарлау есебінен өседі. Шлакта еріген металды, физикалық еріген және алмасу реакциялары нәтижесінде еріген металды бөліп алу, экспериментті түрде мүмкін емес. Сондықтан, оларды ортақ атаумен - электрхимиялық жоғалымдар деп біріктіреді. Штейнге балқыту шарттарында, алмасу реакциялары өтуімен туындаған шлактағы мыс ерігіштігін, оксидті және сульфидті жоғалым деп бөлу қабылданған.

Электрхимиялық жоғалымдардың мөлшері шлак құрамымен және процестің оксидті-сульфидтеуші потенциалымен анықталады. Электрхимиялық жоғалымдар мөлшерін анықтау, эксперимент ұйымдастыру тұрғысынан, өте қиын мәселе. Шлактың өндірістік сынамаларында, жоғары дәлдікпен электрхимиялық және механикалық қатынасын мөлшерлік анықтау, дерліктей, мүмкін емес, себебі, шлактан штейн жүзгіндерін бөліп алынуы қиын. Бұл мәселе зертханалық жағдайда шешіледі, мұнда штейн және шлак байланысқа келтіріліп, ұзақ уақыт бойы берілген температурада, штейн, шлак және газ фазасы арасында тепе-тең күйге келтіру үшін, ұстап тұрады. Көптеген зерттеушілер, зертханалық эксперимент жүргізу шарттарында механикалық жоғалымдарды жою, балқыту өнімдері арасында металдардың тәртібі мен таралуын зерделеуде принципиалды мәнге ие болғандығына қарамастан, шлактарда механикалық жүзгіндер түзілуіне ерекше мән бермеді. Олардың бар болуы, соңғы нәтижелерді, шлактағы металдың жалпы мөлшерін арттыру жағына және бұзылуына әкелді. Егер штейн балқу температурасы, нақты шлактар балқу температурасынан төмендігін ескерсек, онда эксперимент шарттарында шлак пен штейн бірге балқуы кезінде механикалық жүзгіндер түзілуінің бірнеше себебін атап айтуға болады. Бірінші себеп – біріншілей балқытылған штейн әлі қатты шлак бөлшектерін дымқылдатады, нәтижесінде, шлак балқуы кезінде,

$\text{Cu-FeO-SiO}_2\text{-Fe}_3\text{O}_4$ жүйесіндегі шлактағы мыс ерігіштігінің Fe_3O_4 тәуелділігі. $T = 1270$ °C уақытында тұнып үлгермейтін штейннің майда бөлшектерінің жүзгіндері түзіледі. Экспериментті қиындататын тағы бір мәселе, суыту кезінде сұйық штейнмен қатты шлакты дымқылдату эффектісі болып келеді (штейнді жол эффектісі).

Тепе-тең газ қоспасы конденсирленген фазалардың (штейн және шлак) химиялық құрамымен анықталатын тұйық жүйелерде (ампулаларда) эксперимент жүргізу кезінде, күкірт және оттегі тепе-тең қысымдарын, күкіртпен әрекеттесетін геттерді жүйеге енгізу көмегімен анықтауға болады. Геттер ретінде оттегі төмен қысымында, күміс немесе никельді қолдануға болады. Бұл кезде, SO_2 қысымы тәжірибеден кейін, тез суытылған ампуланы толтыру кезінде алынған ерітіндіні йодометриялық титрлеумен анықталады. Күкірт қысымы геттер бойынша анықталады, ал оттегі парциалды қысымы, бізге белгілі, күкірт және SO_2 қысымымен анықталады. Штейн - шлак жүйесін зерделеу кезінде, геттер ретінде күмістің қолданылуы, күмісті ерітетін штейнге, газ фазасы арқылы күмістің өтуі салдарынан, күкірт мөлшерін өлшеумен анықтау нәтижесі бойынша қателіктер жібереді. Бұл жағдайда, күмістен жасалған геттердегі күкірт мөлшері, химиялық сараптамамен анықталады, бұл, геттер өлшендісін таңдау кезінде ескерілуі қажет.

Шлактағы мыс ерігіштігін анықтаудың маңыздылығы, шлактағы шамамен еріген мыс мөлшерін біле тұрып, механикалық жоғалым мөлшерін бағалауға болады. Шлактағы мыстың механикалық және электрхимиялық жоғалымы қатынасы бойынша деректерге сүйене отырып, шлактармен мыс жоғалымы күйлері бойынша және технологиялық режим бұзылуы бар екендігі жайлы, негізделген қорытындылар жасауға болады. Осылай, мысалы, Балқаш мыс зауытында Ванюков пеші шлактарында мыс өсуінің негізгі себептері, пештің

температуралық жүрісінің бұзылуы (шлак тұтқырлығы жоғарлауы есебінен механикалық жоғалымдардың күрт артуы) және шлактағы SiO_2 мөлшерінің 20 - 25%-ға дейін төмендеуі (темір шлактарында мыс ерігіштігінің артуы) болып табылады. Шлактармен мыс жоғалымының артуын туындатқан технологиялық режим бұзылуының дұрыс диагностикасы, аз уақытта бұзылуды жою үшін, оптималды түзеткіш әсерлерді қабылдауға мүмкіндік береді.

Кең ауқымды жинақталған ақпаратқа қарамастан, өндірістік шлак құрамының кең аймақтағы өзгерісі, экспериментті жұмыс үшін, қызметтің үлкен сегментін қалдырады.

Балқытудың тотықтыру процестеріне қарағанда, балқытудың нейтралды (шарпыма балқыту) және тотықсыздандыру процестерінде (электр балқыту) электрхимиялық жоғалым деңгейі аз мөлшерде өзгереді. Алдымен, ол, өңделетін концентрат құрамымен, штейннің қатаң тіркелетін құрамымен және процесті өткізуге қажетті жылу шығындарын төмендету шарттарынан анықталып, қосылатын флюс мөлшерімен анықталады. Бұл процестерде штейндегі мыс мөлшерін арттыру, концентратты алдын ала күйдіруді жүргізумен ғана мүмкін, бұл қазіргі уақытта, автогенді процестерді кеңінен енгізілуімен байланысты дерліктей қолданылмайды. Алынатын штейн құрамын кең диапозонда өзгерту мүмкіндігі бар автогенді процестерде, сәйкесінше, мыстың электрхимиялық жоғалым деңгейі кең аралықта өзгеруі мүмкін.

Шлактармен мыстың электрхимиялық жоғалым деңгейі, барлық жағдайда донды штейн құрамымен анықталмайды. Мәселен, тыныш балқыма ваннасында өтетін, автогенді аспалы күйде процестері үшін, штейннің ірі тамшылары, оларға қараған аса тотыққан шлак қабаты ваннасында жылдам өтіп кетеді. Шығарылатын штейн құрамын жоғары деңгейде анықтайтын ірі тамшылар құрамы, шлак ваннасын өту барысында, құрамында магнетит мөлшері жоғары шлакпен, мыс мөлшері бойынша, тепе-тең күйге жете алмайды. Шлак қабатынан өту уақыты ұзақ болып келетін, майда тамшылар, олардың құрамы бойынша, шлактармен еріген мыс жоғалымның ұлғайған көлемі анықталатындығымен, мыс бойынша баяу байытылады. Мыс концентраттарын балқытудың технологиялық рәсімделуі сантүрлі болғанда, шлактармен мыстың электрхимиялық және механикалық жоғалымының қатынастарын анықтайтын келесі екі жағдайды бөліп айтуға болады:

- нейтралды және тотықсыздандырғыш шарттарда және әлсіз араластыратын ванналарда (шарпыма пеш, электр балқыту) штейнге концентраттарды балқыту кезінде, келеңсіз жағдайлар туындайды – ұсақ дисперсті штейн жүзгіндерінің түзілуі. Бұл кезде балқыту кедей штейн алумен жүреді және бұл процестерде механикалық жоғалымдар электрхимиялық жоғалымдардан асып түседі;

- барботаждлатын ваннада (штейн шлак эмульсиясын қарқынды араластыру есебінен ұсақ дисперсті мыс тамшыларының коалесценциясы үшін қолайлы жағдайлар түзілетін) бай штейнге, мыс концентраттарын автогенді балқыту кезінде, шлактармен мыстың электрхимиялық жоғалым үлесі, механикалық жоғалым үлесінен асып түседі.

1.4 Шлактармен мыс жоғалымын төмендету түрлері

Шлактармен мыс жоғалымы, негізінен процесс экономикасын анықтайтын, процестің маңызды көрсеткіштерінің бірі болып табылады. Шлактармен мыс жоғалымын төмендету оның штейнге бөлінуінің ұлғаюына, қосымша тауарлы өнімнің алынуына әкеледі және керісінше, үйінді шлакта мыс мөлшерінің өсуі оның тауарлы өнімге бөлінуін төмендетеді, өзіндік құнының ұлғаюына әкеледі. Дәстүрлі түрде мыс қорыту өндірісінің шлактарымен мыс жоғалымы механикалық (шлакта штейн тамшылары түрінде) және физика-химиялық (еріген) деп бөлінеді және бірқатар факторлар кешеніне тәуелді: балқыту температурасына, шлак пен штейн құрамына, газ фазасының құрамына, агрегаттың конструкциялық ерекшеліктеріне, пеште гидродинамикалық ахуалына және т.б. мәселен, балқыма температурасының ұлғаюы оның тұтқырлығының төмендеуіне және механикалық мыс жоғалымдарының азаюына әсер етеді. «Балхашцветмет» ПО ПВ пештерінде жүргізілген зерттеулер көрсетуі бойынша, балқытудың онтайлы температурасы ретінде мыс шикізаты үшін $T = 1300\text{ }^{\circ}\text{C}$ санауға болады. Зерттеулер көрсетуі бойынша, негізгі жоғалымдар – шамамен 90% - механикалық жоғалымдар – өлшемдері әртүрлі штейннің қалқымалы бөлшектері түрінде. Шлактармен мыс жоғалымын айқындайтын екінші маңызды фактор ондағы кремний қостотығының мөлшері болып табылады. Шлакта SiO_2 мөлшерінің шлакпен мыс жоғалымының қосынды шамасына әсерін көрсететін сипатты диаграмма келтірілген. Ол БМЗ-да ПВ жұмыс істеу барысында шлакта мыс мөлшерін статистикалық талдау негізінде жүргізілген. Диаграммада екі сызық арасында ПВ шлактарында мыс мөлшері бойынша шамамен 90% деректер орналасқан. Диаграммадан көрініп тұрғандай, минималды жоғалымдар кремнезем мөлшері 31 - 35% болатын шлактарға тән ~33% жоғары SiO_2 мөлшерімен шлак алу орынсыз, себебі SiO_2 мөлшері 33 - 35% дейін жоғарылағанымен ондағы мыс мөлшері айтарлықтай өзгермейді, мұнда тек шлак көлемі ұлғаяды (бұл штейнге мыс бөлінуін төмендетеді). Шлакта кремнезем концентрациясының ары қарай ұлғаюы (35 - 36% жоғары) шлак тұтқырлығының және механикалық жоғалымдардың (балку температурасы өзгермеген жағдайда) ұлғаюына әкеледі. Диаграммадан көрініп тұрғандай, шлакта кремнезем концентрациясының 30 - 31%-дан төмендеуі, штейн мен шлақтың бөлінуі үшін шарттардың нашарлануына байланысты, мыс жоғалымдарының күрт ұлғаюына әкеледі. Шлактармен түсті металдар жоғалымын төмендеті мәселесін шешу үшін ең бастысы, кен шикізатын балқытудың әр түрінде осы металдардың шлакқа түсу механизмін білу қажет.

Автогенді балқыту артықшылықтарының бірі, тіпті балқыту агрегатында кара мыс алу мүмкіндігіне дейін штейн құрамын кең аралықта реттеу мүмкіндігі болып табылады. Мыс бойынша штейнді байыту, 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 күкірткүрамды шаңдар мен газдардың ауқымды шығарылуы. Сондықтан конвертерлі өңделімді жою немесе оның тиелуін минимумдау келешегі жеткілікті қызықтыратын мәселе болып табылады. Алайда тәжірибеде бір немесе бірнеше агрегатта қара мысқа немесе тіпті фاینштейнге балқыту сұлбасына өту бірқатар күрделі және қиын шешілетін мәселелерге тап болады, олардың негізгісі мыс бойынша аса бай шлақтың шығуы және қоспалар (висмут, сурьма, мышьяк) бөлігінің нашар айдалуы боылып табылады. Қоспалар айдалуының төмендеуі және олардың штейнде шоғырлануы, штейнге балқыту кезінде штейн үсті және сәйкесінше шлак үстінде күкірттің тепе-теңдік қысымы, штейнде мыс мөлшерінің жоғарылуымен төмендеуіне байланысты болуы мүмкін. Мұндай штейннің ары қарай өңделуі келесі мыс тазалау операцияларына қосымша шығындарды тудырады. Біруақытта, штейнде мыс мөлшері жоғарылағанда, оның шлактағы мөлшері өседі, бұл балқыту өңделімінде мыс жоғалымын ұлғайтады.

Шлақты кедейлендіру тәсілдерін шартты түрде екі түрге топтастыруға болады – шлактарды пирометаллургиялық және флотациялық кедейлендіру.

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

Шлактарды флотациялау шлактарды өңдеудің соңғы уақытта жеткілікті кеңінен тараған тәсілі. Флотацияға тек қана ағымдағы шлактарды емес, оған қоса үйіндіде жатқан қатты шлактарды да ұшыратады. Тәсіл оның игерілуіне ауқымды шығындарды талап етпейді, бұл көп жағдайда бос байыту қуаттары бар кәсіпорындары үшін таңдау кезінде шешуші фактор болып табылады.

Флотация шлақты суытуды және қажетсіз жылу жоғалымын қарастырады, шлактан темірді бөліп алу және шлақтың силикатты бөлігін пайдалануды тіпті келешекте экономикалық тиімсіз етеді. Қалдықтарды екіншілей балқыту, оларды түсті металдар мен күкірт қалдықтарынан тазалау, өндірістің салыстырмалы шағын масштабында, қара металлургияның тиімді және арзан әдістерімен бәсеке қабілетті бола алмайды. Шлактардан темірдің арзан бөлінуі, тотықсыздандырғыш ретінде кокс орнына көмір немесе табиғи газдың пайдаланылуымен сұйық шлактарды тотықсыздандыру кезінде ғана құрылуы мүмкін. Флотацияның кеңінен енгізілуі шикізатты кешенді үйіндісіз өңдеу технологияларының даму келешегін «кұлыптайды».

Шлактарды кедейлендіру технологияларының жылдам енгізілуін көрсететін, бірқатар келесі негізгі алғышарттарды атап айтуға болады:

- кенмен алынатын түсті және асыл металдардың 1/3 бөлігінің шлактармен жоғалымы;
- аймақты жер пайдалануынан шығару;
- қоршаған ортаның улануы (жер, ауа бассейні, жер асты суы);
- экологиялық айыппұлдар;

- шлак қалдықтарында бағалы компоненттер мөлшері жиі барланатын кенорындарының мөлшерінен жоғары болады;
- шлак қалдықтарынан бөлініп алынуы мүмкін ілеспелі металдар құны, кәсіпорынның негізгі өнім құнымен шамалас, кейде тіпті жоғары болады;
- шлактардан түсті металдарды бөліп алғаннан кейін, бос жынысты құрылыс материалдары – құрылыс шағылдары, құм, шлак құймасы, шлаковаталар және т.б. өндірісінде пайдалану мүмкіндігі;

1.5 Зерттеу бағытын таңдау және негіздеу

Мыс штейндерін конвертерлеу кезінде, құрамында қоспалардың минималды мөлшерімен сапалы қара мыс алуда белгілі бір қиындықтар туындайды. Алынатын қара мыс сапасы құрамында қорғасын және тағыда басқа қоспалардың кездесуімен анықталады, олардың тәртібі мен конвертерлеу өнімдері арасында таралуы жалпы технологиялық көрсеткіштерге қатты әсер етеді. Бұл жағдайда, құрамында FeS және Cu_2S мөлшері ZnS және PbS концентрациясынан бірнеше есе жоғары болатын, таза мыс штейндерін өңдеу кезінде пайдаланылатын қоспалардың толық жойылуын бағалаудың қарапайым амалдары жарамсыз болады.

БМЗ-да Ванюков пешінен шыққан штейндері біршама қорғасынның мөлешірімен сипатталады, ол кейде тіпті 3 % (масс.) дейін жетуі мүмкін. Штейнде қорғасынның жоғары концентрациясы мен конвертерлеу кезінде оның тәртібі, конвертерлі шлак пен қара мыс арасында асыл металдардың таралуына қатты әсер етуі керек.

Мыс штейндерін конвертерлеу тәжірибесі нәтижелерінің көрсетуі бойынша, мыстың қара мысқа жоғары бөлінуі мен алынатын өнімдер сапасын жоғарылату сұрақтарының шешілуі осы уақытқа дейін ашық болып қалуда. Сұрақтың қарастырылуына қатысты қызығушылық, жартылай өнімдер мен қайтарма материалдарын жеке-жеке өңдеу кезінде алынатын аралық өнім – штейнді өңдеудің соңғы сатысы ретінде конвертерлеудің қарастырылу мүмкіндігімен туындады.

Сондықтан, конвертерлеу процесінде балқыту өнімдері арасында мыс, қорғасын мен мырыштың таралуын зерттеу, сонымен қатар конверторлы шлак компоненттерінің түсті металдар сульфидтерімен әрекеттесу термодинамикасы қарастырылды.

2 Конвертерде сульфидті мыс концентратын штейнмен бірге өңдеу мүмкіндігін бағалау

2.1 Конвертер шлактарының сульфидті мыс концентраттарының әсерінен кедейленуі

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

Стехиометриялық емес сульфидтердің (халькопирит концентраты) шлак балқымасымен әрекеттесуін жүйелі зерттеу [12,13] жұмыстарында орындалды. Авторлардың көрсетуі бойынша, жоғары сульфидтердің жоғары-стехиометриялық күкірті шлакпен әрекеттесуіне түседі және не магнетиттің тотықсыздануына, не шлақтың сульфидтенуіне шығындалады. Ұқсас қорытындыға [14] жұмыстарының авторлары келді, мұнда дифференциалды-термиялық талдау әдісімен түсті металдардың жеке тотықтары мен сульфидтерінің темір қосылыстарымен (сульфидпен және тотықпен) әрекеттесуін зерттеу жүргізілді және магнетитті тотықсыздандыру және түсті металдар тотықтарын сульфидтендірудің принципіалды мүмкіндігі көрсетілді.

Көрініп тұрғандай, 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 технологиясы бойынша, мыс пен өзге бағалы компоненттерді толық бөліп алу үшін конверторлы шлак балқытуға қайтарылады. Бұл кезде конверторлы шлакпен бірге балқыту агрегатына магнетит пен қоспалардың (мышьяк, сурьма, қорғасын) ауқымды көлемі түседі. Балқымада магнетиттің кездесуі белгілі бір технологиялық қиындықтарды тудырады және балқыту кезінде энергия мен отын шығынының жоғарылауына әкеледі, ал As және Sb кездесуі штейн сапасын ауқымды нашарлатады, оны ары қарай конвертерлеу кезінде жоғары маркалы кара мыс алынуы қиындай түседі.

Конвертор шлактарында магнетит пен қоспалар (As, Sb, Pb) мөлшерін төмендету орындылығы айқын көрініп тұр. Мұнда егер бағалы металдарды тотыққан күйден сульфидті күйге аса толық өткізу мүмкін болса, онда түсті металдардың еріген, сонымен қатар механикалық жоғалымдарды төмендетуге болады. Сондықтан концентрат құрамында кездесетін сульфидті

құрамдастардың шлакты сульфидтендіру процесіне өзара әсерін анықтау үлкен тәжірибелік қызығушылыққа ие.

Конвертерлеу процестерін талдау көрсетуі бойынша, процесс механизмінің өзімен мыс бойынша кедей шлактардың алынуы үшін жағымды шарттар құрылады. Егер Fe-Cu-S-O жүйесіне конвертер шлактарының қалыптасуына дейін және кейін сульфидизатормен әсер ететін болсақ, берілген мәселенің оңтайлы шешіміне біршама жақындай түсуге болады. Бұл кезде, штейн фазасына шоғырландыра отырып, түсті металдар тотықтарын сульфидтерге өткізуге және ұшқыш қосылыстар – сульфидтер түрінде қоспаларды (Pb, As, Sb) шаңға айдауға болады.

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

2.2 Темір мен түсті металдардың сульфидтері мен тотықтар әрекеттесуінің термодинамикалық талдауы

Полиметалды штейндерді өңдеу кезінде процестің экономикалық көрсеткіштері, оның ішінде қара мыс сапасы конвертерлі шлактармен мыс жоғалымына тікелей байланысты болады.

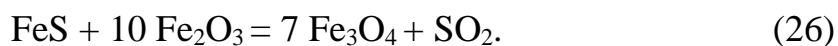
Конверторларда концентраттарды тікелей өңдеуді зерттеуге арналған танымал жұмыстарда тәжірибелік қызығушылыққа ие екі негізгі факторларға: шлакты кедейлендіру үшін пайдалануға болатын концентраттардың сульфидтендіру қабілетілігіне және бірінші фактордан туындайтын екіншісі – балқымаларды сульфидтендіруден кейін балқыту өнімдерінде металдардың таралуына жеткілікті көңіл бөлінген жоқ. Оған қоса, концентраттармен сульфидтендірілген шлак және штейн-шлак 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 (CuFeS_2 , FeS_2) және оны термиялық диссоциациялау өнімдерімен әрекеттесу реакцияларына термодинамикалық талдау жүргізілді.

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

FeS және Fe_2O_3 арасындағы әрекеттесу бірқатар авторлармен зерттелді [12-15]. Авторлар әртүрлі зерттеу әдістерін пайдаланғанымен, олардың деректері өзара жақсы үйлеседі. Мәселен, [16] жұмыс авторының ойынша, құбырлы пеште

азот атмосферасында, FeS және Fe₂O₃ арасындағы әрекеттесу 550-560 °C температурада басталады, ал 850-900°C температуралар аралығында олардың



реакциясы бойынша әрекеттесуі толығымен бір сағат ішінде өтеді. [17,18] жұмыстарында орнатылғандай темір тотығы мен сульфиді арасындағы әрекеттесу магнетиттің түзілуімен (26) реакциясы бойынша жүреді. Реакция 530-580 °C кезінде басталады және аса толық 850-890 °C температураларда өтеді.

(26) реакциясының өтуі нәтижесінде алынған Fe₃O₄ 900-1000 °C температуралар аралығында FeO шала тотығына дейін баяу тотықсыздана бастайды. Температураның ары қарай 1170 °C дейін жоғарылауы, күкіртті темір тапшылығында, (27) реакциясы бойынша олардың қарқынды әрекеттесуіне әкеледі.



[14] жұмыс деректеріне сәйкес, (27) реакциясы бойынша өтетін FeS және Fe₃O₄ арасындағы өзара әрекеттесу, кремний тотығының қатысында, SO₂ түзілу жағына қарай қатты жылжиды, ол түзілетін FeO темір шала тотығының силикатына байланыстырады.

Термодинамикалық талдау нәтижелерінен көрініп тұрғандай, түсті металдар тотықтары, зерттеу үшін таңдалған температуралар аралығында, (3-9), 11-13 реакциялары бойынша, пиритпен және темір моносульфидімен толық сульфидтенеді. Сонымен, термодинамикалық талдау нәтижелері 1 кестеде көрсетілген.

Барлық зерттелінді температура аралығында жартылай күкіртті мыс мыс тотығымен әрекеттеседі.

Зерттелінді шарттарда жартылай күкіртті мыс магнетитпен айтарлықтай реакцияға түспейді.

Ковелиннің гематитпен әрекеттесуінің термодинамикалық мүмкіндігі жеткілікті жоғары. Мәселен, магнетиттің түзілуімен жүретін, ковелиннің гематитпен әрекеттесу реакциясының ΔG 803 K кезінде теріс шамаға ие болады.

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

Термодинамикалық талдау 22-25 реакциялары бойынша хальпириттің гематитпен әрекеттесуінің жеткілікті жоғары мүмкіндігін көрсетеді.

Металл сульфидтерінің жоғары темір тотықтарымен әрекеттесуі кезінде аса мүмкін түзілетін өнім магнетит болып табылады. 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 кезінде және 27 реакцияның өтуі есебінен – гематиттің күкірт буымен әрекеттесуі кезінде түзілуі мүмкін.

Элементтік күкірт газ тәрізді күйде темір мен түсті металдар тотықтарымен, әсіресе 27 және 28 реакциялар бойынша темір сульфидінің түзілуіне дейін темірдің жоғарғы тотықтарымен әрекеттеседі. Кремнезем қатысында магнетит күкірт буымен тотықсыздануы мүмкін.

Жүргізілген термодинамикалық талдау негізінде келесідей қорытынды жасауға болады. 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.

Осылайша, алынған нәтижелер конвертор шлактарымен мыс жоғалымын төмендету және конвертерлеу өнімдерінің сапасын жақсарту үшін сульфидизатор ретінде концентраттың жоғаркүкіртті компоненттерін пайдалану мүмкіндігін толығымен растайды.

Кесте 1 – Термодинамикалық есептеулердің нәтижелері

Реакции	Температура, К						
	873	903	1003	1103	1303	1503	1703
$\text{FeS}_2+16\text{Fe}_2\text{O}_3=11\text{Fe}_3\text{O}_4+2\text{SO}_2$	-102030	-177470	-191310	-376420	-526740	-674080	-820870
$2\text{FeS}_2+\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{SiO}_2=2\text{FeO}*\text{SiO}_2+3\text{FeS}+\text{SO}_2$	-130780	-169560	-176950	-188730	-192469	-297006	-225330
$\text{FeS}_2+4\text{CuO}=2\text{Cu}_2\text{O}+\text{FeS}+\text{SO}_2$	-153090	-180090	-206400	-247860	-301400	-354590	-424400
$4\text{FeS}_2+10\text{CuO}=5\text{Cu}_2\text{S}+4\text{FeO}+\text{SO}_2$	-771310	-827920	-878910	-5190	-78020	-149380	-223250
$3\text{FeS}_2+2\text{Cu}_2\text{O}=2\text{Cu}_2\text{S}+3\text{FeS}+\text{SO}_2$	-132370	-156151	-177964	-356810	-446030	-539290	-629330
$3\text{FeS}_2+5\text{Cu}_2\text{O}=5\text{Cu}_2\text{S}+3\text{FeO}+\text{SO}_2$	-496513	-546210	-595698	-661680	-766211	-875543	-955700
$2\text{FeS}_2+2\text{CuO}=\text{Cu}_2\text{S}+2\text{FeS}+\text{SO}_2$	-474638	-512531	-550884	-302340	-373720	-446326	-526891
$3\text{FeS}_2+2\text{PbO}=2\text{PbS}+3\text{FeS}+\text{SO}_2$	-81781	-117737	-149319	-255661	-327377	-404600	-495820
$3\text{FeS}_2+5\text{PbO}=5\text{PbS}+3\text{FeO}+\text{SO}_2$	-97620	-131230	-179150	-408798	-449578	-538210	-621911
$\text{FeS}+3\text{Fe}_3\text{O}_4+5\text{SiO}_2=5(2\text{FeO}*\text{SiO}_2)+\text{SO}_2$	-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
$4\text{FeS}+6\text{CuO}=3\text{Cu}_2\text{S}+4\text{FeO}+\text{SO}_2$	-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	-549100
$2\text{CuS}+15\text{Fe}_2\text{O}_3=\text{Cu}_2\text{S}+10\text{Fe}_3\text{O}_4+2\text{SO}_2$	-11574	-87203	-223710	-297760	-455100	-497260	-642031
$\text{PbS}+3\text{Fe}_3\text{O}_4=\text{PbO}+6\text{FeO}+\text{SO}_2$	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	58651	46470	34478	22738
$5\text{CuFeS}_2+52\text{Fe}_2\text{O}_3=36\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{Cu}_5\text{FeS}_4+\text{SO}_2$	-42375	-67151	-82735	17517	15706	13961	12293
$\text{CuFeS}_2+16\text{Fe}_2\text{O}_3=11\text{Fe}_3\text{O}_4+\text{Cu}+\text{SO}_2$	56443	65580	97110	26852	18256	9729	1317

1 кестенің жалғасы

Реакции	Температура, К						
	873	903	1003	1103	1303	1503	1703
$2\text{CuFeS}_2 + 35\text{Fe}_2\text{O}_3 = 24\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{Cu}_2\text{O} + 4\text{SO}_2$	-32012	-127300	-197530	-268328	-399820	-431317	-563441
$4\text{FeO} + 3\text{SO}_2 = 4\text{FeS} + \text{SO}_2$	-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
$2\text{Fe}_3\text{O}_4 + 1/2\text{S}_2 + 6\text{SiO}_2 = 6\text{FeO} * \text{SiO}_2 + \text{SO}_2$	30420	31116	32052	38278	44062	59084	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	189906
$2\text{CuO} + \text{S}_2 = \text{Cu}_2\text{S} + \text{SO}_2$	-223620	-221570	-218370	-214210	-203060	-189370	-167780
$4\text{PbO} + 3\text{S}_2 = 4\text{PbS} + 2\text{SO}_2$	-40980	-394860	-384680	-371100	-352380	-345500	-339900
$\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 = \text{Fe}_3\text{O}_4$	-33339	-354416	-31843	-40747	-43704	-46823	-50122

3 Металлургиялық есептеулер

3.1 Мыс штейндерін конвертерлеудің материалдық балансының есебі

Есебі 100 т штейнге жүргізіледі. Балқытуға түсетін мыс штейнінің құрамы, % (масса): Cu – 32,4; Zn – 1,3; Pb – 1,6; Fe – 33,8; S – 26,9; O₂ – 1,6; басқалар – 2,4.

Сонымен қатар балқытуға кварцты кен түседі, %: Fe – 6,9; S – 3,2; SiO₂ – 70; CaO – 5,0; Al₂O₃ – 8,2; басқалар – 6,6. Кварцты кеннің ылғалдылығы 4 %.

Шлак және флюстың құрамының есебі үшін шлақтың құрамы %: Cu – 1,1; Fe – 49,8; S – 1,5; SiO₂ – 26,0; CaO – 1,9; Pb – 1,0; Zn – 0,5; Al₂O₃ – 2,9; басқалар – 15,3.

x т – 100 т штейннен алынған конвертерлі шлақтың мөлшері;
 y т – кварцты кеннің мөлшері.

Темірдің конвертерге түседі, т:

100 т ыстық штейннен	33,8,
5 т мыс концентратынан	4,6,
y т кварцты кеннен	$0,069 \cdot y$,
Барлығы	$(38,5 + 0,069 \cdot y)$,
x т шлактағы темірдің мөлшері $0,498 \cdot x$ т.	

Темірдің шлаққа толық өтуі кезінде мына теңдеу дұрыс болады (28)

$$38,5 + 0,069 \cdot y = 0,498 \cdot x \quad (28)$$

Конвертерге түсетін кремний қышқылы, т:

Y т кварцты кеннен	$0,70 \cdot y$,
5 т мыс концентратынан	1,27,
Барлығы	$(0,70 \cdot y + 1,27)$.

$$0,7 \cdot y + 1,275 = 0,26 \cdot x \quad (29)$$

(28) және (29) теңдеулерін шеше отырып шлак пен флюстың мөлшерін табамыз:

$$x = 81,13 \text{ т}; y = 28,31 \text{ т} \quad (30)$$

4 % ылғалды ескергендегі кварцты кеннің мөлшері: $y = 29,49$ т.

Мыс штейндерін конвертерлеу процесінің материалдық балансының толық есебі А қосымшасында көрсетілген.

3.2 Мыс штейндерін конвертерлеудің жылу балансының есебі

Стандартты температура $t_0=25$ °С

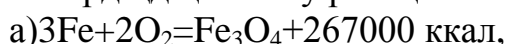
Штейннің физикалық жылуы:

$$Q_{шт} = G_{шт} \cdot c_{шт} (t_{шт} - t_0) = 100 \cdot 0,2 \cdot (1100 - 25) = 21500,0 \text{ ккал}, \quad (31)$$

Ауаның физикалық жылуы:

$$Q_d = V_d \cdot c_d (t_d - t_0) = 118,3 \cdot 0,31 \cdot (70 - 25) = 1675,7 \text{ ккал}, \quad (32)$$

Темірдің тотығу реакциясының жылуы (темірдің бойынша есебі):



$$q_1 = \frac{267000,0}{3 \cdot 55,8} \cdot 3,14 = 5083,7 \text{ ккал} \quad (33)$$

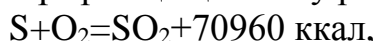


$$q_2 = \frac{63700}{55,8} \cdot 32,5 = 36999,9 \text{ ккал} \quad (34)$$

Барлық темірдің магнетит және FeO дейін тотығуы:

$$Q_{Fe} = q_1 + q_2 = 5083,7 + 36999,9 = 42083,6 \text{ ккал} \quad (35)$$

Күкірттің тотығу реакциясының жылуы (күкірттің бойынша есебі):



$$Q_S = \frac{70960}{32,07} \cdot 23,11 = 52065,75 \text{ ккал} \quad (36)$$

Шлак түзуші реакцияның жылуы (FeO дейін тотығатын темірдің мөлшері бойынша есебі):



$$Q_{шл} = \frac{11900}{2 \cdot 55,85} \cdot 32,19 = 3456,04 \text{ ккал} \quad (37)$$

Барлық келетін жылу:

$$Q_{прих} = Q_{шт} + Q_d + Q_{Fe} + Q_S + Q_{шл} = 120781,24 \text{ ккал} \quad (38)$$

Мыс штейндерін конвертерлеу процесінің жылу балансының толық есебі Б қосымшасында көрсетілген.

ҚОРЫТЫНДЫ

Қазақстандағы БМЗ жағдайында мыс штейндерін конвертерлеу механизмі және қара мыстың сапасына, штейндегі қоспа металдардың тікелей әсер етендігі зерттелінді. Конвертелеу процесінен алынатын өнімдер арасында мыс және қоспа металдардың бөлініп таралуы қарастырылды.

Мыс штейндерін конвертерлеу кезінде, олардың өнімдері арасында негізгі металдар мен қоспалардың оңтайлы бөлініп таралуына қол жеткізу мүмкін емес. Сондықтан конвертерлеу барысында металдардың таралуы бойынша оңтайлы көрсеткіштерге қол жеткізу үшін, балқыту кезінде сапалы мыс штейнін алуға ұмтылу қажет немесе қара мыс сапасының жоғарылауын қамтамасыз ететін, қосымша технологиялық шаралардың қолданылуын талап ету керек.

Жоғары сапалы қара мыс алу мақсатында, конвертерлеу кезінде суық материалдардың орнына мыс концентратын қосу процесінің термодинамикасы зерттелінді. Бұл жағдайда, қара мыс сапасының жоғарлауы, конвертер шлактарының кедейлену есебінен жүреді. Өйткені, түсті металдар тотықтары сульфидтену реакцияларының өтуімен және халькопирит пен пирит диссоциациясының нәтижесінде түзілетін күкірт буының есебінен жүреді.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 Досмұхамедов Н.Қ., Даулетбақов Т.С., Егізекөв М.Ғ. Қазақстан мыс өндірісінің экологиялық қауіпсіздігін ықшамдау. Монография.: – Алматы: “DPS” баспасы, 2011. – 188 б.
- 2 Досмұхамедов Н.Қ., Даулетбақов Т.С.. Қазақстан мыс өндірісінің даму стратегиясы. Монография.: - Алматы: «DPS», 2010. – 276 б.
- 3 Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. – М. Металлургия, 1988. – 432 с.
- 4 Квятковский А.Н., Онаев И.А., Шаукенбаева З.Т. и др. // - Изв.АН. КазССР.Сер.Хим. – № 3. – 1964. – Б. 39 – 45.
- 5 Ванюков А. В., Зайцев В. Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1969. – 389 с.
- 6 Ванюков А.В., Быстров В.П., Васкевич А.Д. Плавка в жидкой ванне. – М.: Металлургия, 1988. – 208 с.
- 7 Досмухамедов Н.К. Физико-химические основы совершенствования технологии переработки медного и полиметаллического сырья. –М.: Руда и металлы, 2002. – 212 с.
- 8 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. – №10. – 1980. – С.59-61.
- 9 Есин О.А., Гельд П.В. Физическая химия пирометаллургических процессов. – М.: Металлургия. Ч.2, 1965. – 703 с.
- 10 Липин Б.В. О форме потерь цветных металлов со шлаками. Цветные металлы. – № 9. – 1957. – С.1-33.
- 11 Шмонин Ю.Б. Пирометаллургическое обеднение шлаков цветной металлургии. – М: «Металлургия», 1981. – 132 с.
- 12 Аветисян Х.К. Металлургия черновой меди. –М.: Металлургиздат, 1954. – 466 с.
- 13 Ванюков А. В. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. Ч. I. – Алма-Ата: Наука, 1980. – 272 с.
- 14 Васкевич А. Д. Некоторые физико-химические и технологические особенности плавки сульфидных концентратов в жидкой ванне. – Дис.канд. техн. наук. – М.: 1981. – 176 с.
- 15 Ванюков А. В., Зайцев В. Я., Цесарский В. С. Потери металлов со шлаком при автогенных плавках // Цветные металлы. – № 3. – 1977. – С.7-10.
- 16 Сорокин М. Л., Досмухамедов Н. К., Васкевич А. Д. Равновесное давление кислорода и серы в газовых смесях // Компл. исп. минер. сырья. - № 5. – 1983. –С.79-81.
- 17 Ванюков А. В., Зайцев В. Я. Теория пирометаллургических процессов. – М.: Металлургия, 1973. – 504 с.
- 18 Металлургия тяжелых цветных металлов: электрон. учеб. пособие / Н. В. Марченко, Е. П. Вершинина, Э. М. Гильдебрандт. – Красноярск : ИПК СФУ, 2009.

А қосымшасы

Конвертерлеу процесінің материалдық балансының есебі

Мыс штейнінің рационалдық құрамының есебі

Есебі 100 т штейнге жүргізіледі. Балқытуға түсетін мыс штейнінің құрамы, % (масса): Cu – 32,4; Zn – 1,3; Pb – 1,6; Fe – 33,8; S – 26,9; O₂ – 1,6; басқалар – 2,4.

Сонымен қатар балқытуға кварцты кен түседі, %: Fe – 6,9; S – 3,2; SiO₂ – 70; CaO – 5,0; Al₂O₃ – 8,2; басқалар – 6,6. Кварцты кеннің ылғалдылығы 4 %.

Штейннің минералогиялық құрамының есебі:

Барлық оттегінің темірдіңмен магнетит түрінде, ал мыспен халькозин түрінде байланысқан:

Штейндегі халькозиннің мөлшері:

$$G^{Cu_2S} = G^{Cu} \cdot \frac{\mu_{Cu_2S}}{\mu_{Cu}} = 32,38 \cdot \frac{159,15}{2 \cdot 63,54} = 40,55 \text{ т}, \quad (\text{A.1})$$

Халькозиндегі күкүрттің мөлшері:

$$G_S^{Cu_2S} = G^{Cu_2S} - G^{Cu} = 40,55 - 32,38 = 8,17 \text{ т}, \quad (\text{A.2})$$

Штейндегі сфалериттің мөлшері:

$$G^{ZnS} = G^{Zn} \cdot \frac{\mu_{ZnS}}{\mu_{Zn}} = 1,31 \cdot \frac{97,46}{65,39} = 1,95 \text{ т}, \quad (\text{A.3})$$

Сфалериттегі күкірттің мөлшері:

$$G_S^{ZnS} = G^{ZnS} - G^{Zn} = 1,95 - 1,31 = 0,64 \text{ т}, \quad (\text{A.4})$$

Штейндегі галениттің мөлшері:

$$G^{PbS} = G^{Pb} \cdot \frac{\mu_{PbS}}{\mu_{Pb}} = 1,62 \cdot \frac{239,27}{207,2} = 1,87 \text{ т}, \quad (\text{A.5})$$

Галениттегі күкірттің мөлшері:

$$G_S^{PbS} = G^{PbS} - G^{Pb} = 1,87 - 1,62 = 0,25 \text{ т}, \quad (\text{A.6})$$

Күкірттің қалған мөлшері Пирротинніңмен байланысады:

$$G_S^{FeS} = G^S - G_S^{Cu_2S} - G_S^{ZnS} - G_S^{PbS} = 26,94 - 8,17 - 0,64 - 0,25 = 17,88 \text{ т}, \quad (\text{A.7})$$

А қосымшасың жалғасы

Штейндегі Пирротиннің мөлшері:

$$G^{FeS} = G_S^{FeS} \cdot \frac{\mu_{FeS}}{\mu_S} = 17,88 \cdot \frac{87,92}{32,07} = 49,01 \text{ т}, \quad (\text{A.8})$$

Пирротиніндегі темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{FeS} = G_S^{FeS} \cdot \frac{\mu_{Fe}}{\mu_S} = 17,88 \cdot \frac{55,85}{32,07} = 31,13 \text{ т}, \quad (\text{A.9})$$

Штейндегі магнетиттің мөлшері:

$$G^{Fe_3O_4} = 100 - G^{Cu_2S} - G^{ZnS} - G^{PbS} - G^{FeS} - G^{Проч.} = 4,26 \text{ т}, \quad (\text{A.10})$$

Магнетиттегі темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G^{Fe} - G_{Fe}^{FeS} = 33,81 - 31,13 = 2,68 \text{ т}, \quad (\text{A.11})$$

Кесте А.1 – мыс штейнінің рационалды құрамы

Компонент	Cu ₂ S	FeS	Fe ₃ O ₄	ZnS	PbS	басқалар	Барлығы
Cu	32,4						32,4
Fe		31,1	2,7				33,8
Zn				1,3			1,3
Pb					1,6		1,6
S	8,2	17,9		0,6	0,3		26,9
O			1,6				1,6
Басқалар						2,4	2,4
Барлығы	40,6	49,0	4,3	2,0	1,9	2,4	100,0

Мыс концентратының рационалды құрамының есебі

Есеп 100 т мыс концентратының құрамына жүргізілді. Балқымаға түсетін концентратының құрамы, % (масса): Cu – 13,0; S – 35,6; CaO – 0,5; SiO₂ – 8,5; Fe – 31,0; Al₂O₃ – 4,2; прочие – 7,2.

Мыс концентратының минералогиялық құрамы:

Мыс концентратындағы мыс CuFeS₂ түрінде.

Концентраттағы халькопириттің мөлшері:

$$G^{CuFeS_2} = G_{Cu} \cdot \frac{\mu_{CuFeS_2}}{\mu_{Cu}} = 13 \cdot \frac{183,53}{63,54} = 37,55 \text{ т} \quad (\text{A.12})$$

А қосымшасың жалғасы

Халькопириттегі күкірттің мөлшері:

$$G_S^{CuFeS_2} = G^{Cu} \cdot \frac{2 \cdot \mu_S}{\mu_{Cu}} = 13 \cdot \frac{2 \cdot 32,07}{63,54} = 13,12 \text{ Т} \quad (\text{A.13})$$

Халькопириттегі темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{CuFeS_2} = G^{CuFeS_2} - G^S - G^{Cu} = 37,55 - 13,12 - 13 = 11,43 \text{ Т} \quad (\text{A.14})$$

Пирротиніндегі темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{FeS_2} = G^{Fe} - G_{Fe}^{CuFeS_2} = 31 - 11,43 = 19,57 \text{ Т} \quad (\text{A.15})$$

Пирротиніндегі күкірттің мөлшері:

$$G_S^{FeS_2} = G^S - G_S^{CuFeS_2} = 35,6 - 13,12 = 22,48 \text{ Т} \quad (\text{A.16})$$

Мыс концентратындағы пирротиннің мөлшері:

$$G^{FeS_2} = G_S^{FeS_2} - G_{Fe}^{FeS_2} = 22,48 + 19,57 = 42,05 \text{ Т} \quad (\text{A.17})$$

Кесте А.2 – Штейннің минералдық құрамы

Компонент	CuFeS ₂	FeS ₂	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Басқалар	Барлығы
Cu	15,0						15,0
Fe	13,2	18,8					32,0
S	15,1	21,6					36,7
SiO ₂			8,5				8,5
CaO				0,5			0,5
Al ₂ O ₃					4,2		4,2
Барлығы						3,1	3,1
Басқалар	43,3	40,4	8,5	0,5	4,2	3,1	100,0

Бірінші мерзімнің технологиялық процесінің есебі

Конвертерлі шлакпен және кварцты кеннің мөлшері

Шлак және флюстің құрамының есебі үшін шлақтың құрамы %: Cu–1,1; Fe– 49,8; S– 1,5; SiO₂– 26,0; CaO– 1,9; Pb– 1,0; Zn– 0,5; Al₂O₃– 2,9 ; басқалар – 15,3.

x т – 100 т штейннен алынған конвертерлі шлақтың мөлшері;
y т – кварцты кеннің мөлшері.

А қосымшасың жалғасы

Темірдің конвертерге түседі, т:

100 т ыстық штейннан	33,8,
5 т мыс концентратынан	4,6,
у т кварцты кеннен	0,069 · у,
Барлығы	(38,5+0,069 · у),
х т шлактағы темірдің мөшері 0,498 · х т.	

Темірдің шлакқа толық өтуі кезінде мына теңдеу дұрыс болады (А.18)

$$38,5 + 0,069 \cdot y = 0,498 \cdot x \quad (\text{A.18})$$

Конвертерге түсетін кремний қышқылы, т:

у т кварцты кеннен	0,70 · у,
5 т мыс концентратынан	1,27,
Барлығы	(0,70 · у + 1,27),

$$0,7 \cdot y + 1,275 = 0,26 \cdot x \quad (\text{A.19})$$

(28) және (29) теңдеулерін шеше отырып шлак пен флюстың мөлшерін табамыз:

$$X = 81,13 \text{ т}; y = 28,31 \text{ т} \quad (\text{A.20})$$

4 % ылғалды ескергендегі кварцты кеннің мөлшері: у = 29,49 т

Конвертерлі шлактың мөлшері мен құрамының есебі

Конвертерлі шлактағы барлық мыс Cu_2S түрінде болады.

Шлактағы мыс мөлшері:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Cu})}{100} = 80,49 \cdot \frac{1,07}{100} = 0,87 \text{ т} \quad (\text{A.21})$$

Шлактағы Cu_2S мөлшері:

$$G_{\text{Cu}_2\text{S}}^{\text{шл}} = G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{Cu}_2\text{S}}}{2 \cdot \mu_{\text{Cu}}} = 0,86 \cdot \frac{159,15}{2 \cdot 63,54} = 1,09 \text{ т} \quad (\text{A.22})$$

Cu_2S - тегі күкірттің мөлшері:

$$G_S^{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}}^{\text{шл}} - G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} = 1,08 - 0,86 = 0,22 \text{ т} \quad (\text{A.23})$$

А қосымшасын жалғасы

Шлактағы күкірттің мөлшері:

$$G_S^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(S)}{100} = 80,49 \cdot \frac{1,51}{100} = 1,22 \text{ Т} \quad (\text{A.24})$$

Қалған күкірттің:

$$G_S = G_S^{шл} - G_S^{Cu_2S} = 1,21 - 0,22 = 1,00 \text{ Т} \quad (\text{A.25})$$

Қалған күкірттің FeS – те деп есептелінеді, FeS мөлшерін табамыз:
Шлактағы темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Fe)}{100} = 80,49 \cdot \frac{49,83}{100} = 40,42 \text{ Т} \quad (\text{A.26})$$

Пирротиннің мөлшері:

$$G_{FeS} = G_S \cdot \frac{\mu_{FeS}}{\mu_S} = 1,00 \cdot \frac{87,92}{32,07} = 2,76 \text{ Т} \quad (\text{A.27})$$

Пирротиндегі темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{FeS} = G_{FeS} - G_S = 2,74 - 1,00 = 1,75 \text{ Т} \quad (\text{A.28})$$

Конвертерлі шлактағы магнетит құрамы 10 %.

Шлактағы магнетит мөлшері:

$$G_{Fe_3O_4}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Fe_3O_4)}{100} = 80,49 \cdot \frac{10}{100} = 8,11 \text{ Т} \quad (\text{A.29})$$

Магнетиттегі темірдің мөлшері:

$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G_{Fe_3O_4}^{шл} \cdot \frac{3 \cdot \mu_{Fe}}{\mu_{Fe_3O_4}} = 8,05 \cdot \frac{3 \cdot 55,85}{231,55} = 5,87 \text{ Т} \quad (\text{A.30})$$

Магнетиттегі оттегінің мөлшері:

$$G_O^{Fe_3O_4} = G_{Fe_3O_4}^{шл} \cdot \frac{4 \cdot \mu_O}{\mu_{Fe_3O_4}} = 8,05 \cdot \frac{4 \cdot 16}{231,55} = 2,24 \text{ Т} \quad (\text{A.31})$$

Темірдің II оксидініңндегі темірдің :

А қосымшасын жалғасы

$$G_{Fe}^{FeO} = G_{Fe}^{шл} - G_{Fe}^{FeS} - G_{Fe}^{Fe_3O_4} = 32,80 \text{ т} \quad (\text{A.32})$$

FeO - дағы оттегінің мөлшері:

$$G_O^{FeO} = G_{Fe}^{FeO} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Fe}} = 32,55 \cdot \frac{16}{55,85} = 9,40 \text{ т} \quad (\text{A.33})$$

Темірдің II оксидінің мөлшері:

$$G_{FeO}^{шл} = G_{Fe}^{FeO} + G_O^{FeO} = 32,55 + 9,32 = 42,20 \text{ т} \quad (\text{A.34})$$

Шлактағы қорғасын мөлшері:

$$G_{Pb}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Pb)}{100} = 80,49 \cdot \frac{1}{100} = 0,81 \text{ т} \quad (\text{A.35})$$

Қорғасын оксидінің мөлшері (глет):

$$G_{PbO}^{шл} = G_{Pb}^{шл} \cdot \frac{\mu_{PbO}}{\mu_{Pb}} = 0,80 \cdot \frac{223,2}{207,2} = 0,87 \text{ т} \quad (\text{A.36})$$

Глеттегі оттегінің мөлшері:

$$G_O^{PbO} = G_{PbO}^{шл} - G_{Pb}^{шл} = 0,87 - 0,80 = 0,06 \text{ т} \quad (\text{A.37})$$

Шлактағы мырыштың мөлшері:

$$G_{Zn}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Zn)}{100} = 80,49 \cdot \frac{0,5}{100} = 0,41 \text{ т} \quad (\text{A.38})$$

Мырыштың оксидінің мөлшері:

$$G_{ZnO}^{шл} = G_{Zn}^{шл} \cdot \frac{\mu_{ZnO}}{\mu_{Zn}} = 0,40 \cdot \frac{81,39}{65,39} = 0,50 \text{ т} \quad (\text{A.39})$$

Мырыштың оксидіндегі оттегінің мөлшері:

$$G_O^{ZnO} = G_{ZnO}^{шл} - G_{Zn}^{шл} = 0,50 - 0,40 = 0,10 \text{ т} \quad (\text{A.40})$$

Ақ маттың құрамы мен мөлшерінің есебі

Халькозинің конвертерге түседі, т:

А қосымшасың жалғасы

100 т штейннен	40,5
15 т мыс концентратынан	2,8
Барлығы	42,9
Конвертерлі шлаққа :	1,1
Ақ матта қалатыны:	41,9

Халькозиндегі мыс мөлшері:

$$G_{Cu}^{Cu_2S} = G_{Cu_2S} \cdot \frac{2 \cdot \mu_{Cu}}{\mu_{Cu_2S}} = 42,29 \cdot \frac{2 \cdot 63,54}{159,15} = 33,46 \text{ Т} \quad (\text{A.41})$$

Халькозиндегі күкірттің мөлшері:

$$G_S^{Cu_2S} = G_{Cu_2S} - G_{Cu}^{Cu_2S} = 42,29 - 33,77 = 8,44 \text{ Т} \quad (\text{A.42})$$

Мыс концентратымен конвертерге түсетін металдық мыс толығымен ақ матқа өтеді: 2,8 т

Ақ матт түзетін барлық Cu_2S және Cu мөлшері:

$$G = G_{Cu_2S} + G_{Cu}^{мед.конц.} = 41,9 \text{ Т} \quad (\text{A.43})$$

Ақ маттағы мыс пен күкірттің мөлшері 96% және 4% басқаларына өтеді.
Ақ матт мөлшері:

$$G_{бел.матт} = \frac{42,29}{0,96} = 43,20 \text{ Т} \quad (\text{A.44})$$

Ақ маттағы басқа қоспалар мөлшері: $G_{проч}^{бел.матт} = 43,29 \cdot 0,04 = 1,30 \text{ Т}$ (A.45)

Кесте А.3 – ақ матт құрамы мен мөлшері

Компоненттер	Cu	S	Басқалар	Барлығы, т
Cu ₂ S	33,5	8,4		41,9
Басқалар			1,3	1,3
Барлығы	33,5	8,4	1,3	43,2

Темірдің, мырыштың және қорғасынның тотығуы

Конвертерлі шлакта темірдің магнетит түрінде кездеседі:

$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G_{Fe_3O_4}^{шл} \cdot \frac{3 \cdot \mu_{Fe}}{\mu_{Fe_3O_4}} = 8,05 \cdot \frac{3 \cdot 55,85}{231,55} = 5,87 \text{ Т} \quad (\text{A.46})$$

А қосымшасың жалғасы

Штейнмен магнетит түрінде енгізілетін темірдің $G_{Fe}^{Fe_3O_4} = 2,68$ т.

Темірдің магнетит түрінде процеске түседі: 2,68 т,

Оттегінің үрлеу кезінде магнетитке дейін тотығатын темірдің: $5,8 - 2,7 = 3,1$ т,
реакция бойынша темірдің тотығуына қажетті оттегінің мөлшері (30):



$$G_O = G_{Fe} \cdot \frac{4 \cdot \mu_O}{3 \cdot \mu_{Fe}} = 3,14 \cdot \frac{64}{3 \cdot 55,85} = 1,22 \text{ т} \quad (A.48)$$

Ковертерлі шлакта темірдің FeO түрде:

$$G_{Fe}^{FeO} = G_{FeO}^{шл} \cdot \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} = 41,87 \cdot \frac{55,85}{71,55} = 32,80 \text{ т} \quad (A.49)$$

Кварцты кенмен бірге темірдің FeO түрінде түседі:

$$G_{Fe}^{FeO} = G_{кв.руда} \cdot \frac{C_{Fe}}{100} = 28,08 \cdot \frac{1,28}{100} = 0,36 \text{ т} \quad (A.50)$$

Оттегініңсімен үрлеу кезінде FeO дейін тотығатын темірдің: $32,8 - 0,4 = 32,4$

т

Темірдіңді тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (31):



кұрайды: $G_O = G_{Fe} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Fe}} = 32,44 \cdot \frac{16}{55,85} = 9,29 \text{ т} \quad (A.52)$

Темірдің тотығуына қажетті оттегінің жалпы теориялық мөлшері:

$$1,2 + 9,3 = 10,5 \text{ т} \quad (A.53)$$

Конвертерлі шлакта мырыштың ZnO түрінде кездеседі:

$$G_{Zn}^{ZnO} = G_{шл} \cdot \frac{C_{Zn}}{100} = 80,49 \cdot \frac{0,5}{100} = 0,41 \text{ т} \quad (A.54)$$

Мырыштыңты тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (55):

А қосымшасың жалғасы



$$G_{\text{O}} = G_{\text{Zn}} \cdot \frac{\mu_{\text{O}}}{\mu_{\text{Zn}}} = 0,40 \cdot \frac{16}{65,39} = 0,10 \text{ т} \quad (\text{A.56})$$

Конвертерлі шлактағы PbO түріндегі қорғасынның мөлшері:

$$G_{\text{PbO}}^{\text{PbO}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{C_{\text{Pb}}}{100} = 80,49 \cdot \frac{1}{100} = 0,81 \text{ т} \quad (\text{A.57})$$

Қорғасынды тотықтыру үшін керекті оттектің мөлшері мына реакция бойынша (58):



$$G_{\text{O}} = G_{\text{Pb}} \cdot \frac{\mu_{\text{O}}}{\mu_{\text{Pb}}} = 0,80 \cdot \frac{16}{207,2} = 0,06 \text{ т} \quad (\text{A.59})$$

Бөлінетін газ мөлшері мен құрамының анықтау есебі

Конвертерлеудің бірінші мерзімінде штейн және кварц кенімен түсетін күкірттің мөлшері.

Түсетін күкірттің мөлшері:

$$G_{\text{S}} = G_{\text{S}}^{\text{шл}} + G_{\text{S}}^{\text{кв. руда}} + G_{\text{S}}^{\text{мед. конц.}} = 26,94 + 0,91 + 4,99 = 32,85 \text{ т} \quad (\text{A.60})$$

Күкірттің бір бөлігі шлак пен ақ матқа өтіп кетеді:

$$G_{\text{S}} = G_{\text{S}}^{\text{шл}} + G_{\text{S}}^{\text{бел.м}} = 1,22 + 8,52 = 9,74 \text{ т} \quad (\text{A.61})$$

Қалған күкірт: $G_{\text{S}} = 32,85 - 9,74 = 23,11 \text{ т}$

Барлық күкірт SO₂ дейін тотығады. SO₂ мөлшері:

$$G_{\text{SO}_2} = G_{\text{S}} \cdot \frac{\mu_{\text{SO}_2}}{\mu_{\text{S}}} = 23,11 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 47,01 \text{ т} \quad (\text{A.62})$$

Күкіртті тотықтыру үшін қажетті оттектің мөлшері:

$$G_{\text{O}} = G_{\text{SO}_2} - G_{\text{S}} = 47,01 - 23,11 = 23,90 \text{ т} \quad (\text{A.63})$$

А қосымшасың жалғасы

Кеткен газдардағы мырыштың мөлшері:

$$G_{Zn} = G_{Zn}^{ум} - G_{Zn}^{ул} = 1,31 - 0,40 = 0,90 \text{ т} \quad (\text{A.64})$$

Кеткен газдардағы қорғасынның мөлшері:

$$G_{Pb} = G_{Pb}^{ум} - G_{Pb}^{ул} = 1,62 - 0,80 = 0,81 \text{ т} \quad (\text{A.65})$$

Қорғасын газдарда PbO түрінде кездеседі және қорғасынның тотығуына кететін оттекті мөлшерінің есебі:

$$G_O = G_{Pb} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Pb}} = 0,82 \cdot \frac{16}{207,2} = 0,06 \text{ т} \quad (\text{A.66})$$

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

$$10,4 + 0,06 + 0,1 + 23,5 + 0,06 = 34,2 \text{ т} \quad (\text{A.67})$$

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

$$G_O^{прак} = \frac{G_O^{теор}}{0,96} = \frac{33,71}{0,96} = 35,64 \text{ т} \quad (\text{A.68})$$

Оттектің артық мөлшері:

$$G_O^{изб} = G_O^{прак} - G_O^{теор} = 35,11 - 33,71 = 1,43 \text{ т} \quad (\text{A.69})$$

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

$$G_{воздух} = \frac{G_O^{прак}}{0,23} = \frac{29,86}{0,23} = 154,96 \text{ т} \quad (\text{A.70})$$

Ауадағы азоттың мөлшері:

$$G_N = G_{воздух} \cdot 0,77 = 154,96 \cdot 0,77 = 119,32 \text{ т} \quad (\text{A.71})$$

А қосымшасың жалғасы

Кесте А.4 – Бірінші мерзімде кететін газдардың құрамы мен мөлшері

Газ	S	O	N	Zn	Pb	H ₂ O	салмақ, т	көлем, м ³	% (көлем)
SO ₂	23,3	23,2					46,5	16,3	14,4
O ₂		1,4					1,4	1,0	0,9
N ₂			117,9				117,9	94,3	83,2
Zn				0,9			0,9	0,3	0,3
PbO		0,1			0,8		0,9	0,1	0,1
H ₂ O						1,1	1,1	1,4	1,2
Барлығы	23,3	24,7	117,9	0,9	0,8	1,1	168,7	113,3	100,0

А қосымшасың жалғасы

Кесте А.5 – Бірінші периодтың материалдық балансы

Материалдар және бал. өнімдері	Всего	Cu	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Pb	O ₂	N ₂	H ₂ O	Басқалар
Тиелді													
Ыстық штейн	100,0	32,4	33,8	26,9				1,3	1,6	1,6			2,4
Мысты концентрат	15,0	2,3	4,8	5,5	0,1	1,3	0,6						0,5
Кремний құрамды флюс	27,2		1,5	0,6	0,8	19,7	1,9			0,2		1,1	1,4
Ауа	153,1									35,2	117,9		
Барлығы	295,3	34,6	40,2	33,0	0,9	21,0	2,5	1,3	1,6	36,9	117,9	1,1	4,3
Алынды													
Ақ матт	43,6	33,8		8,5									1,30
Шлак	80,6	0,9	40,2	1,2	1,5	21,0	2,4	0,4	0,8	11,7			0,59
Газдар	168,7			23,3				0,9	0,8	24,7	117,9	1,18	
Барлығы	292,9	34,6	40,2	33,0	1,5	21,0	2,4	1,3	1,6	36,4	117,9	1,18	1,88

А қосымшасың жалғасы

Екінші мерзімнің технологиялық процесінің есебі

Бөлінетін газдар мен қара мыстың құрамы мен мөлшерін есебі

Ақ матты үрлеу кезінде жартылай күкіртті мыс, металды мыс пен SO_2 түзілуімен жүргізіледі. Процесс өнімдері қара мыс, газдар және ақ матт құрамыныңдағы қоспаларымен, сонымен бірге, бірінші мерзімнің шлак қалдықтарынан және тотыққан мыстан түзіледі.

Тәжірибелік деректер бойынша, ақ маттан қара мысқа мыстың бөлінуі 99,5 % құрайды. Осыдан қара мысқа өтетін мыстың мөлшері:

$$G_{Cu}^{ч. Cu} = G_{Cu}^{бел. матт} \cdot 0,995 = 33,77 \cdot 0,995 = 33,29 \text{ т} \quad (\text{A.72})$$

Қара мыстың құрамыныңда Cu 99 % болған жағдайда, қара мытың мөлшері:

$$G_{ч. Cu} = \frac{G_{Cu}^{ч. Me}}{0,99} = \frac{33,60}{0,99} = 33,63 \text{ т} \quad (\text{A.73})$$

Қара мыстың құрамыныңда күкүрт 0,1 %, бұл құрайды:

$$G_S^{ч. Cu} = G_{ч. Cu} \cdot 0,001 = 33,63 \cdot 0,001 = 0,03 \text{ т} \quad (\text{A.74})$$

Ақ маттағы барлық күкірттің 8,52 т, сонымен, қажетті тотығатын күкірттің:

$$G_S = G_S^{бел. матт} - G_S^{ч. Cu} = 8,52 - 0,03 = 8,41 \text{ т} \quad (\text{A.75})$$

Барлық күкүрт SO_2 ге дейн тотығады, сонымен, SO_2 мөлшері:

$$G_{SO_2} = G_S \cdot \frac{\mu_{SO_2}}{\mu_S} = 8,41 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 16,80 \text{ т} \quad (\text{A.76})$$

Күкүрттің тотығуы үшін қажетті оттектің мөлшері:

$$G_O = G_{SO_2} - G_S = 16,80 - 8,41 = 8,39 \text{ т} \quad (\text{A.77})$$

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

$$G_O^{прак} = \frac{G_O^{теор}}{0,96} = \frac{8,39}{0,96} = 8,74 \text{ т} \quad (\text{A.78})$$

А қосымшасың жалғасы

Ауаның артық шығыны:

$$G_O^{изб} = G_O^{прак} - G_O^{теор} = 8,82 - 8,47 = 0,35 \text{ т} \quad (\text{A.79})$$

Оттегініңмен байытылған ауада оттегінің мөлшері 23 % болған кезде, екінші мерзімде берілетін қажетті ауа:

$$G_{воздух} = \frac{G_O^{прак}}{0,23} = \frac{8,74}{0,23} = 41,63 \text{ т} \quad (\text{A.80})$$

Ауадағы азоттың мөлшері: $G_N^{воздух} = G_{воздух} \cdot 0,79 = 41,63 \cdot 0,79 = 32,89 \text{ т}$ (A.81)

Кесте А.6 – Екінші мерзімде шығатын газдардың құрамы мен мөлшері

Газ	S	O	N	Вес, т	Объем, м ³	% (объемный)
SO ₂	8,5	8,5		17,0	5,9	18,0
O		0,4		0,4	0,5	1,5
N			33,2	33,2	26,6	80,5
Всего	8,5	8,8	33,2	50,5	33,0	100,0

Кесте А.7 – Екінші кезіңнің материалдық балансы

Материалдар және балқыту өнімдері	Барлығы	Cu	S	O	N	Басқалар
Тиелді						
Ақ матт	43,6	33,8	8,5			1,3
Ауа	42,0			8,8	33,2	
Барлығы	85,6	33,8	8,5	8,8	33,2	1,3
Алынды						
Қара мыс	33,9	33,6	0,0			0,3
Газдар	50,5		8,5	8,8	33,2	
Күйінді	1,2	0,2				1,0
Барлығы	85,6	33,8	8,5	8,8	33,2	1,3

А қосымшасың жалғасы

Кесте А.8 – Мысты штейнді конвертерлеу процессінің салыстырмалы материалдық балансы

Материалдар және бал. өнімдері	Барлығы	Cu	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Pb	O	N	H ₂ O	Басқалар
Тиелді													
Штейн	100,0	32,4	33,8	26,9				1,3	1,6	1,6			2,4
Мысты концентрат	15,0	2,3	4,8	5,5	0,1	1,3	0,6						0,5
Кремний құрамды флюс	27,2		1,5	0,6	0,8	19,7	1,9			0,2		1,1	1,4
Ауа	195,1									44,0	151,1		
Барлығы	337,3	34,6	40,2	33,0	0,9	21,0	2,5	1,3	1,6	45,8	151,1	1,1	4,3
Алынды													
Қара мыс	33,6	33,3		0,0									0,3
Шлак	72,0	0,9	39,8	1,2	1,5	20,7	2,4	0,4	0,8	11,7			0,6
Газдар	219,2			31,8				0,9	0,8	33,5	151,1	1,1	
Шаң	2,0	0,3	0,4	0,0	0,0	0,2	0,0		0,0				0,0
Барлығы	254,0	34,6	40,2	33,0	1,5	21,0	2,4	1,3	1,2	45,2	151,1	1,1	1,9

Б қосымшасы

Жылу баланстың есебі

Конвертерлеудің бірінші кезеңінің жылулық балансын есебі

Жылудың келуінің есебі

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

Штейннің физикалық жылуы:

$$Q_{\text{шт}} = G_{\text{шт}} \cdot c_{\text{шт}}(t_{\text{шт}} - t_0) = 100 \cdot 0,2 \cdot (1100 - 25) = 21500,0 \text{ ккал} \quad (\text{Б.1})$$

Ауаның физикалық жылуы:

$$Q_{\text{д}} = V_{\text{д}} \cdot c_{\text{д}}(t_{\text{д}} - t_0) = 118,3 \cdot 0,31 \cdot (70 - 25) = 1675,7 \text{ ккал} \quad (\text{Б.2})$$

Темірдің тотығу реакциясының жылуы (темірдің бойынша есебі):

а) $3\text{Fe} + 2\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 267000 \text{ ккал}$

$$q_1 = \frac{267000,0}{3 \cdot 55,8} \cdot 3,14 = 5083,7 \text{ ккал} \quad (\text{Б.3})$$

б) $\text{Fe} + 0,5\text{O}_2 = \text{FeO} + 63700 \text{ ккал};$

$$q_2 = \frac{63700}{55,8} \cdot 32,5 = 36999,9 \text{ ккал} \quad (\text{Б.4})$$

Барлық темірдің магнетит және FeO дейін тотығуы:

$$Q_{\text{Fe}} = q_1 + q_2 = 5083,7 + 36999,9 = 42083,6 \text{ ккал} \quad (\text{Б.5})$$

Күкірттің тотығу реакциясының жылуы (күкірттің бойынша есебі):

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

$$Q_{\text{S}} = \frac{70960}{32,07} \cdot 23,11 = 52065,75 \text{ ккал} \quad (\text{Б.6})$$

Шлак түзуші реакцияның жылуы (FeO дейін тотығатын темірдің мөлшері бойынша есебі):



Б қосымшасың жалғасы

$$Q_{\text{шл}} = \frac{11900}{2 \cdot 55,85} \cdot 32,19 = 3456,04 \text{ ккал} \quad (\text{Б.7})$$

Барлық келетін жылу:

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{шт}} + Q_{\text{д}} + Q_{\text{Fe}} + Q_{\text{S}} + Q_{\text{шл}} = 120781,24 \text{ ккал} \quad (\text{Б.8})$$

Жылу шығынының есебі

Ақ маттың жылуы:

$$Q_{\text{б.м.}} = G_{\text{б.м.}} \cdot c_{\text{б.м.}} \cdot (t_{\text{б.м.}} - t_0) = 43,60 \cdot 0,18(1250 - 25) = 9526,16 \text{ ккал} \quad (\text{Б.9})$$

Шлактың жылуы:

$$Q_{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot c_{\text{шл}} \cdot (t_{\text{шл}} - t_0) = 80,49 \cdot 0,295(1200 - 25) = 28120,08 \text{ ккал} \quad (\text{Б.10})$$

Кеткен газдармен бірге кететін жылу:

$$Q_{\text{г}} = (V_{\text{SO}_2} \cdot c_{\text{SO}_2} + V_{\text{O}_2} \cdot c_{\text{O}_2} + V_{\text{N}_2} \cdot c_{\text{N}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}} \cdot c_{\text{H}_2\text{O}}) \cdot (t_{\text{г}} - t_{\text{ст}}) = (16,15 \cdot 0,536 + 0,98 \cdot 0,353 + 94,03 \cdot 0,334 + 1,46 \cdot 0,41) \cdot (1000 - 25) = 40605,31 \text{ ккал} \quad (\text{Б.11})$$

Эндотермиялық процестер жылуы:

а) $\text{FeS} = \text{Fe} + \text{S} - 22720 \text{ ккал}$, (Бізде бар 40,98 т темірдің сульфиді мөлшері бойынша есебі);

$$Q_{\text{дис FeS}} = \frac{22720}{55,85} \cdot 40,25 = 16670,43 \text{ ккал} \quad (\text{Б.12})$$

б) $\text{FeS} + \text{Fe}_3\text{O}_4 = \text{FeO} + \text{SO}_2 - 96760 \text{ ккал}$,

$$Q_{\text{FeS} + \text{Fe}_3\text{O}_4} = \frac{(4,35 + 5,00) \cdot 96760}{87,92} = 10994,7 \text{ ккал} \quad (\text{Б.13})$$

в) $\text{FeS}_2 = \text{FeS} + \text{S} - 19800 \text{ ккал}$,

$$Q_{\text{дис FeS}_2} = \frac{(4,35 + 5,00) \cdot 19800}{87,92} = 2249,84 \text{ ккал} \quad (\text{Б.14})$$

Б қосымшасың жалғасы

г) $\text{Cu}_2\text{O} = 2\text{Cu} + 0,5\text{O}_2 - 39840$ ккал,

$$Q_{\text{дис Cu}_2\text{O}} = \frac{0,86 \cdot 39840}{2 \cdot 63,54} = 272,134 \text{ ккал} \quad (\text{Б.15})$$

д) $\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 - 19700$ ккал,

$$Q_{\text{CaO} + \text{SiO}_2} = \frac{1,49 \cdot 22720}{56,08} = 527,582 \text{ ккал} \quad (\text{Б.16})$$

Барлық эндотермиялық жылу:

$$Q_{\text{энд}} = 14044,2 \text{ ккал} \quad (\text{Б.17})$$

Сыртқы ортаға жылу жоғалымы: 450 т/тәул тәуліктік өнімділігінде 100 т штейнді өңдеудің баланстық уақыты есептеледі:

$$\tau_{\text{бал}} = \frac{24}{450} \cdot 0,1 = 0,005 \text{ часа} \quad (\text{Б.18})$$

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

$$\tau_1 = \frac{0,005}{194,66} \cdot 152,6 = 0,0042 \text{ часа}; \quad \tau_2 = \frac{0,005}{194,66} \cdot 42,01 = 0,001 \text{ часа} \quad (\text{Б.19})$$

а) Конвертер қаптамасының бетімен жоғалатын жылу мөлшері
Конвертер қаптамасының беті, қырлы қаптаманың ескерілуімен аузының $6,2 \text{ м}^2$ ауданы шегерілген, диаметрі 3,9 және ұзындығы 9,6 м цилиндр беті ретінде есептеледі.

Тәжірибелік деректер бойынша қырлылық коэффициенті $k_{\text{реб}} = 1,4$ деп қабылданады, демек

$$S_{\text{ст}} = k_{\text{реб}} \cdot \left(\frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot 2 + \pi \cdot D \cdot L - S_{\text{гор}} \right), \quad (\text{Б.20})$$

$$S_{\text{ст}} = 1,4 \cdot \left(\frac{3,14 \cdot 3,9^2}{4} \cdot 2 + 3,14 \cdot 3,9 \cdot 9,6 - 6,2 \right) = 193,7 \text{ м}^2 \quad (\text{Б.21})$$

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

Б қосымшасың жалғасы

$$Q_{ст} = q_{уд} \cdot S_{ст} \cdot \tau_1 = 3500 \cdot 193,7 \cdot 0,004 = 2851,2 \text{ ккал} \quad (\text{Б.22})$$

б) Ашық аузы арқылы сәулеленумен жылу жоғалымы.

Конвертердің ішкі жазықтығының 1300 °С температурасында $q_{уд}=200000$ ккал/м²·час:

$$Q_{изл} = q_{уд} \cdot S_{гор} \cdot \tau_1 = 200000 \cdot 6,2 \cdot 0,004 = 5212,935 \text{ ккал} \quad (\text{Б.23})$$

Барлық жылудың сыртқы ортамен жоғалуы:

$$Q_{вн} = Q_{ст} + Q_{изл} = 2836,5 + 5186,0 = 8064,1 \text{ ккал} \quad (\text{Б.24})$$

Барлық жылу шығыны:

$$Q_{расх} = Q_{б.м.} + Q_{шл} + Q_{г} + Q_{энд} + Q_{вн} = 117738,1 \text{ ккал} \quad (\text{Б.25})$$

Жүргізілген есебілер негізінде бірінші мерзімнің жылулық балансы құрылады.

Кесте Б.1 – Екінші мерзімнің жылу балансы (100 т штейнге)

Жылудың келуі	Жылу шығыны		Жылу шығыны		
	ккал	%		Ккал	%
Ыстық штейн жылуы	21500,0	18,0	Ақ матт жылуы	9613,2	8,0
Ауа жылуы	1655,7	1,4	Шлак жылуы	27934,7	23,4
Темірдің тотығу реакциясының жылуы	41323,5	34,6	Газдар жылуы	40097,8	33,6
Күкірттің тотығу реакциясы жылуы	51555,8	43,1	Эндотермиялық реакциялар жылуы	31405,6	26,3
Шлак түзілуі жылуы	3477,6	2,9	Сыртқы ортаға жоғалатын жылу	8027,8	6,7
	119512,6	100,0	Үйлеспеушілік балансы	2433,5	2,0
Барлығы	21500,0	18,0	Барлығы	119512,6	100,0

Б қосымшасың жалғасы

Ковертерлеу процесінің екінші периодының жылулық балансын есебі

Жылудың келуінің есебі

Ақ маттың жылуы: $Q_{б.м.} = 9526,1$ ккал

Ауаның жылуы:

$$Q_d = V_d \cdot c_d (t_d - t_0) = 32,5 \cdot 0,3 \cdot (70 - 25) = 450,1 \text{ ккал} \quad (\text{Б.26})$$

Күкүрттің тотығу реакциясының жылуы (күкірттің бойынша есебі):
 $S + O_2 = SO_2 + 70960$ ккал,

$$Q_s = \frac{70960}{32,0} \cdot 8,4 = 18610,36 \text{ ккал} \quad (\text{Б.27})$$

Барлық келетін жылу:

$$Q_{прих} = Q_{б.м.} + Q_d + Q_s = 28586,69 \text{ ккал} \quad (\text{Б.28})$$

Жылу шығынының есебі

1200 °Сга қара мыстың жылуы:

$$Q_{ч.сu} = G_{ч.сu} \cdot c_{ч.сu} (t_{ч.сu} - t_0) = 33,9 \cdot 0,108 (1200 - 25) = 4267,7 \text{ ккал} \quad (\text{Б.29})$$

Газдар жылуы:

$$Q_{г} = (V_{SO_2} \cdot c_{SO_2} + V_{O_2} \cdot c_{O_2} + V_{N_2} \cdot c_{N_2}) \cdot (t_{г} - t_{ст}) \quad (\text{Б.30})$$

$$Q_{г} = (5,9 \cdot 0,53 + 0,49 \cdot 0,353 + 26,5 \cdot 0,33) \cdot (1200 - 25) = 14228,2 \text{ ккал} \quad (\text{Б.31})$$

Эндотермиялық процестердің жылуы:

$Cu_2S = 2Cu + S - 23030$ ккал, (күкірттің бойынша есебі)

$$Q_{энд} = \frac{23030}{32,0} \cdot 8,4 = 6039,973 \text{ ккал} \quad (\text{Б.32})$$

Б қосымшасың жалғасы

Сыртқы ортамен жоғалатын жылу

а) Қабырғалармен жоғалатын жылу: $t_{\text{кож}}=300^{\circ}\text{C}$ $q_{\text{уд}}=6500$ ккал/м²·час

$$Q_{\text{ст}} = 6500 \cdot 193,7 \cdot 0,001 = 1422,4814 \text{ ккал} \quad (\text{Б.33})$$

б) Конвертер мойны арқылы жоғалатын жылу: $t_{\text{внут}}=1350^{\circ}\text{C}$ $q_{\text{уд}}=240000$ ккал/м²·час

$$Q_{\text{изл}} = 240000 \cdot 6,2 \cdot 0,001 = 1680,48317 \text{ ккал} \quad (\text{Б.34})$$

Барлық кететін жылу:

$$Q_{\text{расх}} = Q_{\text{ч.си}} + Q_{\text{Г}} + Q_{\text{энд}} + Q_{\text{ст}} + Q_{\text{изл}} = 27638,9 \text{ ккал} \quad (\text{Б.35})$$

Кесте Б.2 – Екінші кезеңнің жылулық балансы

Жылу келуі	ккал	%	Жылу шығыны	ккал	%
Ақ матт жылуы	9613,2	33,3	Қара мыс жылуы	43068	14,9
Ауа жылуы	454,3	1,6	Газдар жылуы	14358,3	49,8
Күкірттің тотығу реакциясының жылуы	18780,4	65,1	Эндотермиялық реакциялар жылуы	6095,2	21,1
барлығы	28847,9	100,0	Сыртқы ортамен жоғалатын жылу	3155,0	10,9
			Үйлеспеушілік балансы	932,7	3,2
			барлығы	28847,9	100,0

Кесте Б.3 – Конвертердің жылу балансы

Жылу келуі	ккал	%	Жылу шығыны	ккал	%
Ыстық штейн жылуы	21500,0	15,3	Қара мыс жылуы	4267,7	3,0
Ауа жылуы	2125,5	1,5	Шлак жылуы	28120,0	20,1
Темірдің тотығуы реакциясының жылуы	42083,6	30,0	Газдар жылуы	54833,5	39,2
Күкірттің тотығуы реакциясының жылуы	70676,1	50,5	Эндотермиялық реакциялар жылуы	37462,4	26,7
Шлак түзу жылуы	3456,0	2,4	Сыртқы ортамен жоғалатын жылуы	11167,1	7,9
Барлығы	100,00	100,00	Үйлеспеушілік балансы	3990,8	2,8
			Барлығы	139841,7	100,00