

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы
Қазақ ұлттық техникалық университеті

Н.Қ. Досмұхамедов
С.С. Жүсіпбеков

**МЫС МЕТАЛЛУРГИЯСЫНДАҒЫ
АВТОГЕНДІ ПРОЦЕСТЕР**

Университеттің Ғылыми-әдістемелік кеңесі
оқу құралы ретінде ұсынған

Алматы 2013

ЖОК 669.21.8(075.8)

ББК 34.33. я 73

Д-64

Д-64 Досмұхамедов Н.Қ., Жүсіпбеков С.С. Мыс металлургиясындағы автогенді процестер: Оқу құралы. – Алматы: ҚазҰТУ, 2013. – 165 б.

Сурет 32. Кесте 19. Библиогр. – 47 атау.

ISBN 978-601-228-496-6

Оқу құралында мыс металлургиясында қарқынды дамыған және өндіріске енгізілген автогенді процестердің негізгі қағидалары, салыстырмалы түрде талданған. Автогенді процестердің теориясына, соның ішінде, шлактармен металдардың жоғалуына және олардың шлактағы табылу формаларына үлкен көңіл бөлінген. Әсіресе, Қазақстанда «Қазақмыс» корпорациясында мыс сульфидті концентраттарын өңдеуде қолданылып жүрген автогенді А.В. Ванюков процесінің теориясы мен тәжірибесі терең деңгейде қарастырылған.

Сонымен қатар, ЭЕМ-ның қолдануымен жүргізілетін бұл процестің материалдық және жылу балансын есептеудің жалпы әдістемесі келтірілген. Балқытуды түрлі варианттарда жүргізу кезінде, процестің материалдық және жылу баланстарының өзгеруін ескере отырып, есептеулерде қолданылатын ерекше әдістемелердің жолдары көрсетілген.

Оқу құралы «5В070900 – Металлургия» мамандығын тамамдаушы бакалаврлар мен магистрлерге арналған.

ЖОК 669.21.8(075.8)

ББК 34.33. я 73

Пікір жазғандар:

Э.Н. Сүлейменов, техн. ғыл. д-ры, проф., ХАА академигі, ҚБТУ

Ш.А. Бахтаев, техн. ғыл. д-ры, проф., ХАА академигі, АЭБУ

Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің 2013 ж. бекітілген шығарылым жоспары бойынша басылды.

ISBN 978-601-228-496-6

© Досмұхамедов Н.Қ.,

Жүсіпбеков С.С., 2013

© ҚазҰТУ, 2013

КІРІСПЕ

Ауыр түсті металдар пирометаллургиясы төңірегінде мамандандырылған инженер-металлург, өзінің келешектегі тәжірибелік қызметінде түрлі агрегаттардың материалдық және жылу баланстарының есептеулерін жүргізе білуі қажет. Мұндай есептеулердің техникасы бірқатар металлургия оқулықтары мен оқу құралдарында берілген, алайда, әрбір жеке агрегат үшін, негізінде, есептеулердің өз жолы ұсынылуы тиіс.

Осы оқу құралында, есептеулерді жүргізу әдістемесінің Ванюков процесінің мысалында көрсетілуіне қарамастан, ұсынылып отырған әдістеменің, басқа да, тек қана пирометаллургиялық агрегаттары үшін ғана емес, гидрометаллургиялық агрегаттардың да баланстарын есептеуде қолдануға болатын ортақ қағидасын беру әрекеті жасалған.

Ванюков процесінің технологиялық ерекшеліктері мен оның негізіне салынған қағидалары бөлек тарауда қарастырылған. Осы процестің қолданылуымен жүретін «Қазақмыс» корпорациясының сульфидті мыс концентраттарын штейнге балқыту арқылы қара мыс алу технологиясы, оқу құралының 3-тарауында толық берілген. Ұсынылып отырған технологиялық есептеулерді жүргізудің жаңа әдістемесінің, қазіргі қолданыстағы Ванюков пешінің материалдық және жылу баланстарын санауда қолданылуы, өте қолайлы және тиімді екендігі дәлелденген.

Осыған ұқсас әдістемелерді Аризона (АҚШ), Торонто (Канада), Токио (Жапон) университеттерінде, бірқатар металлургия курстарын оқу барысында профессор В.Дж. Давенпорт та қолданады.

ЭЕМ-ды қолданумен металлургиялық есептеулердің жүргізу техникасын, студенттерді оқыту кезінде, әлемге әйгілі металлургиялар – А.Язава мен Дж.Тогури кеңінен пайдалануда.

1. МЫС МЕТАЛЛУРГИЯСЫНДАҒЫ АВТОГЕНДІ ПРОЦЕСТЕР

Минералды шикізат базасының жалпы әлемдік даму тенденциялары кеннің минералды-технологиялық қасиеттерінің нашарлауы және металдар құрамының төмендеуімен сипатталады.

Өндеуге минералогиялық және химиялық құрамы аса күрделі полиметалды кендерді енгізу, мыс, никель, кобальт және қорғасын сияқты бағалы түсті металдарды жеткілікті селективтілік және жоғары дәрежесімен сәйкес концентраттарға бөліп шығаруға мүмкіндік бермейді.

Мұндай концентраттардың металлургиялық өңделуі жоғары материалды және энергетикалық шығындары, айналымға түсетін жартылай өнімдердің көп мөлшерде әр металлургия сатыларында шығуы және технологиялық өңделудің күрделенілеуімен сипатталады. Өндеу процесі кезінде алынатын жартылай өнімдер көлемінің өсуі және оларды қолданыстағы технологиялармен өндеу тиімсіз болды, себебі жартылай өнім құрамына кіретін бағалы металдардың көп мөлшері қайтымсыз жоғала бастады.

Шарпыма балқыту, шахталы және кентермиялық (электрлік балқыту) сияқты процестердің қолданыстағы түрлері заманауи талаптарға сай келмейтіні көріне бастады. Жаңа, аса жаңашаландырылған балқыту түрлерін шығару қажеттілігі туды. Мұндай қажеттілік келесі алғышарттардан туындады:

1. Көптеген әлем зауыттары шарпыма балқыту технологиясы бойынша жұмыс істеді, ал кейбіреулері қазіргі күнге дейін осы әдіспен жұмыс істеуді жалғастыруда. Барлық дәстүрлі процестерде алынатын негізгі өнім – мыс шоғырланатын штейн құрамына әсер ету мүмкіндігі жоқ. Дәстүрлі процестерде штейн құрамы, негізінен, тек бір фактор – бастапқы шикізат құрамымен анықталады. Пештен шығатын штейннің құрамын, тотығатын темір сульфидінің мөлшері немесе десульфуризация дәрежесіне (тотыққан күкірт пайызы) әсер ету арқылы өзгертуге болады. Ал бұл параметр шарпыма балқытуда айтарлықтай бақыланбайды. Соғыстан кейінгі жылдары байқалған және қазір де байқалып жүрген мыс бойынша шикізаттың кедейленуі, сәйкесінше,

штейндегі мыстың мөлшерінің төмендеуіне әкелді. Әлемдегі барлық зауыттардағы штейн құрамында 20–35%-ға дейін мыс бар. Балқыту процесі кезінде SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , т.с.с. бос жыныс тотықтары шлакқа шоғырланады.

Мыс бойынша аса бай штейн алу үшін, бірқатар жағдайларда, технологиялық сұлбада алдын ала тотықтырып, күйдіру операцияларын қарастыру қажет болды. Бұл үлкен күйдіру цех құрылысын соғуды қажет етті.

Өндірістің негізгі міндеті – бағалы металды (мысты) басқа металдардан бөліп алу – технологиялық сұлбаның басты сатысы – балқыту процесінде толығырақ шешу қажеттігі принципті маңызды мәселелердің бірі болды. Бұл мәселені дәстүрлі әдістермен шешу мүмкін емес болды.

2. Барлық дәстүрлі балқыту процестерінде көміртекті отын немесе электрэнергиясы қолданылады. Екінші дүниежүзілік соғыстың соңына қарай, мұндай энергия түрлері қорларының шексіз емес екені көрінді, ал қосымша энергия көзі ретінде қызықтыратын және өздері жақсы отын болып табылатын сульфидті материалдардың балқуы, жетілдірілмеген болды.

XX ғасырдың 20–30-жылдарында жасалған есептеулер, пешке түсетін ауа құрамындағы азотты қыздыруға энергияның көп бөлігі жұмсалатынын көрсетті. Алайда, ол уақытта металлургияда, ауадан азотты бөлудің арзан әдісін қолдану тиімді емес еді. Осылайша, процестердің жаңа түрін іздеудегі екінші алғышарты – энергетикалық мәселе болып келеді.

3. Зерттеушілердің жаңа процестер және пештермен айналысуының негізгі үшінші себептерінің бірі – қоршаған ортаны қорғау мәселесін толығырақ шешу болды. Қоршаған ортаның ластануының ең басты себебі, ауа бассейніне, құрамында күкіртті ангидридi бар газдардың көп мөлшерде тасталынуы болып табылады.

Осы алғышарттарды талдай отырып, соңғы онжылдықта, көрсетілген мәселелерді шешуге бағытталған қаржы салымдарының көп мөлшерлі қажеттігіне қарамастан, әлемдік тәжірибеде технологиялық процестердің жаңа түрлері кеңінен енгізілуде, олардың ішінде, негізгі орынды, балқытудың автогенді процестері иеленуде.

Қолданыстағы автогенді процестерді толық сипаттау, біздің қарастырылып отырған мәселеріміздің төңірегіне кірмеген, себебі техникалық әдебиеттерде бұл процестер бойынша көптеген ақпараттар жинақталған [1-4]. Сондықтан, автогенді процеске қатысты тек жалпы принципті мағлұматтар, сонымен қоса, олардың ішінде кеңінен тараған техника-технологиялық ерекшеліктеріне қысқаша тоқталуды жөн көрдік.

1.1. Автогенді процестердің жалпы сипаттамасы

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 сульфидтері 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 (от жалынында) 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 шлакты балқыма бетіне түседі, мұнда штейн мен шлактың 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 процестер**: *циклонды балқыту, оттекті – аспалы – циклонды – электр-термиялық балқыту (КИВЦЭТ), аспалы күйде балқыту және оттекті аспалы балқыту.*

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

Қоршаған ортаны қорғауға қойылатын қатаң талаптарға байланысты, Еуропа елдерінде *КИВЦЭТ* процесі кеңінен таралуда. Қолдағы деректерге қарағанда, түсті металлургия өнеркәсіптерінің шамамен 70 %-ы 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.

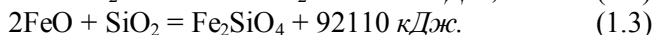
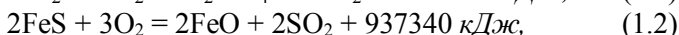
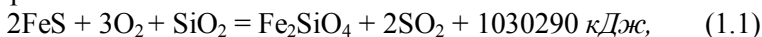
Балқымада жүзеге асырылатын және өндірісте игерілген **автогенді процестерге** келесі процестерді жатқызуға болады: «*Уоркра*» (Австралия), «*Норанда*», «*ТБРЦ*» (Канада), «*Мицубиси*» (Жапония) және «*Ванюков процесі*» (сұйық ваннада балқыту, КСРО).

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

Қазіргі таңда әлемде 10 өндірістік Ванюков пеші және 6 «*Норанда*» фирмасының пештері жұмыс істеуде. Соңғы жылдары Қытай, Үндістан, Жапония, Перу, Оңтүстік Корея, Германия 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) «Казцинк» ААҚ-да мыс зауытының құрылысы жүргізілуде.

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



Барлық автогенді процестер, өздерінің мәндеріне сәйкес, тотықтырғыш және біріктірілген процестер болып келеді. Олар бір металлургиялық агрегатта күйдіру, балқыту 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, десульфидизация дәрежесін кез келген қойылған шектерде өзгертіп отыруға болады. Бұл алынатын штейндер құрамын кең диапозонда өзгертуге, тіпті қаралы 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 өндейтін 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 жүгізіледі. 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.

Әлемдік тәжірибеде эксплуатацияланатын аспалы балқыту пештері, концентратқа байланысты, әртүрлі өнімділікке ие. Мәселен, Үндістандағы «Гхатсила» зауыты тәулігіне өнімділігі 230 т болатын пешті қолданса, Жапониядағы «Саганосеки» зауытында орнатылған аспалы балқыту пешінің тәуліктік өнімділігі, концентрат бойынша 1700 т.

Аспалы балқыту кезінде балку өнімдерінің құрамы, арнайы жасақталған жанарғылар арқылы, реакциялық зонаға берілетін үрлеу арқылы бақыланады. Аспалы күйде балқытудың, оның қыздырылуының және оттегімен байытылу дәрежесіне байланысты үрлеу берудің бірнеше түрі бар. Әлемдегі көптеген зауыттар балқыту процесінде 673–773 К дейін қыздырылған үрлеуді қолданады («Асио», «Косака», «Тойо», «Тамано»

(Жапония); «Норддойче Аффинери» (ФРГ); «Теннант Крик», «Маунт - Морган» (Австралия); «Гхатсила» (Үндістан), т.б. зауыттары). Мұнда мысқұрамды шикізатты өңдеу кезінде алынатын аспалы балқыту штейнінде, әдетте, мыс мөлшері 47–50 %-ды құрайды.

Аспалы балқыту технологиясындағы үлкен прогресс, соңғы онжылдыққа ие. Өнімділікті жоғарылату мақсатымен технологиялық процестің және жабдықтардың негізгі жетілдірулері жүргізілді, мұның нәтижесінде, процестердің өндіру эффектілігі мен экономикалық тиімділіктерін аса жоғарылатты.

XX ғасырдың 70–80 жылдары, аспалы балқыту технологиясы, үлкен инвестициялық шығындарды қажет етеді деп саналды. Қазіргі таңда, технология және жабдықтардың жоғары прогресі арқасында, 1 т 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 %-ын ғана құрайды.

Сонымен қатар, өнімділік, үрлеудің оттегімен байыту дәрежесін арттыру арқылы жоғарылатылады. 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.

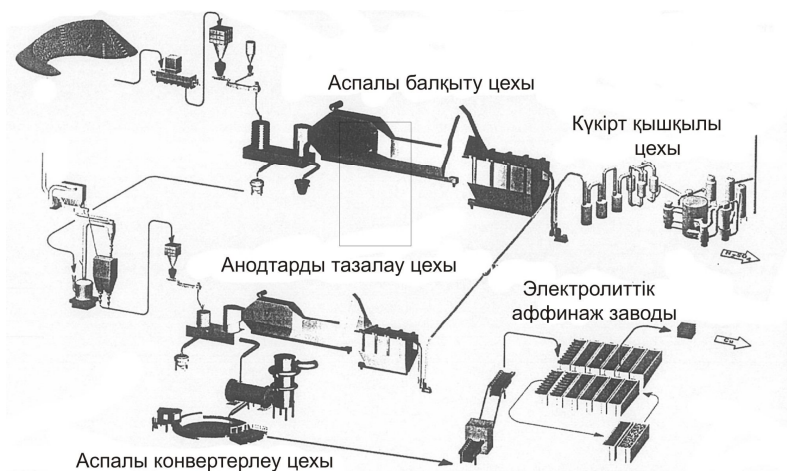
«Харьявалта» (Финляндия) зауыты, мыс мөлшері бойынша бай штейнді (65 %-ға дейін мыс) алу және үрлеудің қыздыру температурасын төмендету мақсатымен, бөліктеп байытылған оттегіні қолданып өткізетін балқытуды енгізді. Үрлеудегі оттегі мөлшері 30–35 %-ға көтерілді. Бұл, үрлеу температурасын 773 К-нен 473 К-ге түсіруге және концентрат бойынша пеш өнімділігін тәулігіне 500 т-дан 800 т-ға дейін жоғарылатуға мүмкіндік берді. Шахтаның реакциялық зонасында, үрлеуді оттегімен байыту есебінен, балқыту процесінің автогендігіне қол жеткізді (бұрын қосымша отын қолданылатын). Мұнда 1 т шихтаны балқытуға қажетті сұйық отын шығымы, бар жоғы

29 кг құрады, бұл 67 МДж жылуға тең. Бұл жағдайда, отын пештің тұндыру бөліміндегі жылулық жоғалымдардың орнын басу үшін қолданылды.

Аса бай штейндерге (мыс мөлшері 60–65 %) «Норддойче Аффинери» (ФРГ) және «Теннант Крик» (Австралия) зауыттары жұмыс істейді. Штейнде мұндай мөлшерде мыс болған жағдайда, сульфидтердің қатты шихтаның бірлігіне тотығуы кезінде бөлінетін жылуы жоғарылайды және осының салдарынан, процесті жүргізуге қажетті отын шығыны төмендейді. Алайда, штейннің тотығу дәрежесінің жоғарылауы, пештегі шихтаның балқуының сәл төмендеуі және шлактағы магнетит мөлшерінің жоғарылауына әкеледі. Нәтижесінде, мыстың шлакпен жоғалуы көбейеді. Аспалы балқыту шлак құрамындағы мыс 1–1,5 % аралығында болады. Олардан мысты қайта бөліп алу үшін, алынатын шлактарды келесі өңдеу – электрпештерде кедейлендіруге немесе флотацияға жібереді.

«Оутокумпу Оу» фирмасының мамандарымен жүргізілген, аспалы балқытуды пайдаланылатын көптеген зауыттар жұмысының сараптамасы, өнімділікті жоғарылатудың лимитті факторы аспалы балқыту пеші емес, күкірт қышқылы өндірісі мен конвертерлердің қуаттары екендігін көрсетті. Осыдан, 90-жылдары, өндірушілермен өнімділікті жоғарылататын және атмосфераға күкірт ангидридінің тасталынуының эффективті ең күшті жолы – Кеннекот Оутокумпу аспалы күйде конвертерлеу процесі ұсынылып, өндіріске енгізілді. Мысты балқыту және тазалаудың технологиялық жалпы сұлбасы 1.1-суретте көрсетілген [3].

Жаңа технологияның негізі – екісатылы процесті – аспалы балқыту және аспалы күйде конвертерлеуді біріктіру болып табылады. Алдымен, аспалы балқыту пешінде, мысқа бай штейн алынады. Штейнді пештен шығарған соң суытады. Кейін қатқан штейнді ұнтақтап, қайта балқытады және қара мыс пен шлакқа дейін, қуаты аз, балқыту пешінде тотықсыздандырады (конвертерлеу процесі). Алынатын шлақтың аз бөлігін аспалы балқыту пешіне қайтарады. Екі пештен шығатын SO_2 -ге бай газдар суыту және тазалаудан кейін үздіксіз күкірт ұстайтын зауытқа түседі.



1.1-сурет. «Оутокумпу» концерні құрастырған мысты балқыту және конвертерлеу технологиясының сұлбасы

Аспалы балқыту және конвертерлеу процестері өте ұқсас. Негізгі айырмашылығы – аспалы конвертерлеуде. Аспалы балқытуға қарағанда, құрамында таза мыс мөлшері жоғары штейнді, тікелей қара мысқа конвертерлеу үшін, тотығу терең жүреді. Аспалы конвертерлеуге тиелетін материал, тек мыс, темір және күкірттен тұрады. Бұл, мыс балқытуда және дәстүрлі конвертерлеуде қолданылатын кремнезем негізіндегі шлакқа қарағанда, қоспаларды жоюдың жоғары қабілеті бар феррит-кальцийлі шлакты пайдалануға мүмкіндік береді.

Аспалы күйде конвертерлеу кезінде штейннің химиялық энергиясы қолданылады. Пеш шахтасында жүретін реакциялар экзотермиялық, сондықтан аспалы күйде конвертерлеу процесі, үрлеуде қосымша оттегінісіз, автогенді режимде жүруі мүмкін.

Штейн бөліктерінің оттегімен әрекеттесуі, аспалы балқыту кезінде жүретін реакцияларға ұқсас, аспалы конвертерлеу реакциялық шахтасында балқымада өтеді. Реакциялар сұйық ваннада, пеш тұндырғышында бітеді. Мұнда суспензияда қара мыс пен шлак бөлінуі және басқа екі қабатты – шлак және қара

мыс – балқытылған ваннаның түзілуі жүреді. Қара мыстағы күкірт мөлшері шамамен 0,1% -ды құрайды.

Екі пештен шығатын газдағы SO_2 жоғары концентрациясы, аз шығындарда элементарлы күкіртті немесе күкірт қышқылын алуға мүмкіндік береді.

Жаңа технологияда концентратты пешке беру жүйесі ауыстырылған. Бұрынғысының орнына концентратты беру және жану үшін, оны пешке берудің гравиметриялық жүйесі қолданылады.

Жасалған технологияны қолданылатын жаңа қорыту зауыты 1995 ж. іске қосылды. Жобалау, негізгі жабдықты әкелу, шеф – монтаж, қосу кезіндегі көмек және зауытты эксплуатацияға енгізгеннен кейінгі қосымша қызметтер, тікелей «Оутокумпу» фирмасымен жүзеге асты. Қорыту зауытының өнімділігі – жылына 300 мың т анод, 900 мың т күкірт қышқылын шығару өндірісі.

Технология келесідей жүзеге асырылады: концентратты және кварцты флюсті айналмалы, барабанды кептіргіште кептіреді. Содан кейін, кептірілген материалды қайтарма конвертер шлагымен бірге, құрамында 70 % мыс болатын бай мыс штейнін алу үшін, аспалы балқыту пешіне артады. Пештен шыққан штейнді грануляциялайды, содан соң, оны сақтау мақсатымен транспорттайды. Қажет болған кезде, штейнді ұнтақтап, аспалы конвертерлеу пешіне жібереді. Пештен алынған қара мысты, сұйық күйінде, екі айналыстағы анодты пештердің біріне құяды.

Күкіртқышқылды зауыт қос байланыс жүйесін пайдаланады және көптеген жаңа тәсілдерге ие. Күкіртқышқылы өндірісі қажет ететін күрделі қаржы салымдары, SO_2 концентрациясы жоғары, біркелкі үздіксіз газ ағынын алу есебінен минимализацияланды. Ең маңыздысы – күкіртті терең, 99,9 % жоғары бөліп алу болды.

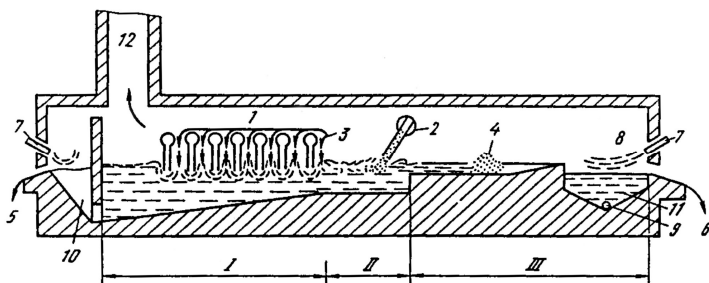
Аспалы балқыту және конвертерлеу технологиясын қолданысқа енгізгеннен кейін, балқытылған штейнді шөміште тасымалдау қажет болмады. Осының нәтижесінде, ауыр конвертерлік аралықтарындағы ауыр конструкцияларын және үлкен көпір крандарын қолданылуы жойылды. Бұл, бұрынғы балқыту зауытының шығыны деңгейімен салыстырғанда, эксплуатациялық шығындарды 2 есеге қысқартуға мүмкіндік берді.

Өнімділік айтарлықтай, 2 есеге өсті, қосымша энергияның қажеттілігі 75 % -дан жоғарыға қысқарды.

«Кеннекот» балқыту зауыты мысты қайта балқытудың көптеген негізгі принциптерін өзгертті. Сонымен қатар, бұл балқыту зауыты әлемдегі экологиялық ең таза зауыт болып келеді. Зауыт тасталындылар бойынша барлық қатаң талаптар нормаларын қанағаттандырады және өте аз өндірістік шығындарда, альтернативті процестерге қарағанда, тиімділігі жоғары болады.

«Уоркра» процесі (Австралия). Қара мыс алудың үздіксіз қосалқы «Уоркра» процесін инженер Уоррен ұсынған және бұл процесс 60-жылдардың ортасында, Порт-Кембл зауытында жартылай өндірістік қондыруда сыналды. Жартылай өндірістік пештің сульфидті мыс концентраты бойынша өнімділігі тәулігіне 80 т құрады.

«Уоркра» процесі, сұлбасы 1.2-суретте көрсетілген пеште жүзеге асады.



1.2-сурет. Мыс концентраттарын балқытуға арналған

«Уоркра» пеші құрылысының сұлбасы:

I – конвертерлеу зонасы; II – балқыту зонасы; III – шлакты кедейлендіру зонасы

1 – ауа беруге арналған тік фурмалар; 2 – шихта беру; 3 – кварц беру; 4 – концентрат немесе пирит беру; 5 – мысты ағызу; 6 – шлакты ағызу; 7 – жанарғы; 8 – толықсыздандыру газы; 9 – штейнді агын өзегі; 10 – қара мыс жинақтағыш; 11 – шлак жинақтағыш; 12 – газ өту жолдары

Пеш үш зонадан тұрады: балқыту, конвертерлеу және шлакты кедейлендіру. Шихта балқыту зонасына, қабырғаның бойымен, қиябеттермен тиеледі. Конвертерлеу зонасына, тура жоғарыдағыдай, қабырға бойымен, қиябеттермен кварц тиеледі. Шлакты кедейлендіру зонасына концентрат немесе пирит енгізеді. Балқытуды суық ауа үрлеу қолдануымен өткізеді. Штейн қабаттарына үрлеу беру үшін, конвертерлеу және балқыту зоналарына қабырға немесе күмбез арқылы фурмалар енгізеді. Жылу жетіспеушілігі көміртекті отынды жандырумен толтырылады, оның шығыны, есептеулерге сәйкес, құрғақ концентрат массасының 6–9-ын % құрайды.

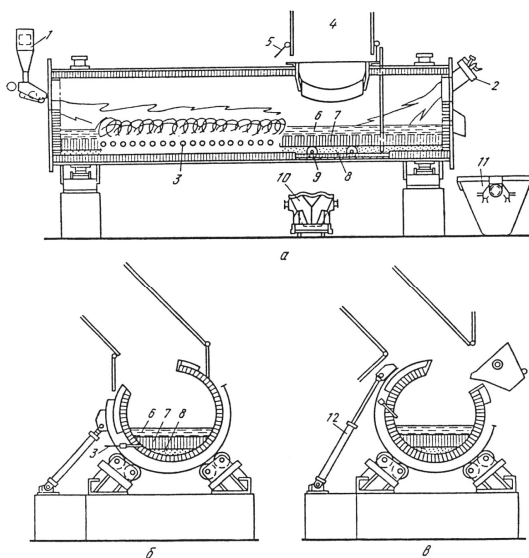
Процестің принциптілік ерекшелігі, балқыту зонасының пештің ортаңғы бөлігінде орналасуы, бұл штейн мен шлактың карама-қарсы қозғалысын ұйымдастыруға мүмкіндік береді. Конвертерлеу зонасындағы пеш табанының еңісі бар. Бұл зонада ванна тереңдігі, балқыту зонасына қарағанда, 2–4 есе үлкен. Балқыту зонасынан шыққан штейн конвертерлеу зонасына түседі және қозғалыс мөлшері бойынша мыспен байытылады. Қара мыс пеш табанына шөгеді және үздіксіз немесе мерзімді режимде сифонды құрылғы көмегімен пештен шығарылып, тазалауға жіберіледі. Штейнмен байланыста болып алынған қара мыс құрамында күкірт жоғары мөлшерде ~1,5 %-дай болады. Қара мыстағы мыс мөлшері 98–99,5 %-ды құрайды. Мыстың қара мысқа бөлінуі жоғары емес, бар жоғы 97,8 %-ды құрайды. Қара мысты шығару зонасында қалыптасатын шлак құрамында, мыстың көп мөлшері шоғырланады. Процестің жүру кезінде байқалатын, шлактың пештегі қозғалысы және оның аса кедей штейндерімен контактілеуі, шлактағы мыстың соңғы мөлшерін 0,3–0,5 %-ға дейін төмендетеді.

«Уоркра» процесі, құрамында күкірт және темір мөлшері жоғары не төмен (25 % төмен), мыс сульфидті концентраттарын өндеуге мүмкіндік береді. Сонымен қоса, бұл процесте құрамында шамамен 7 % мырышы бар мыс концентраттарын өндеуге болады. Өндірушілердің ойынша, «Уоркра» пештерінде, шарпыма пештеріндегідей қайта балкытылатын концентраттардың барлық түрін өндеуге болады.

Концентраттағы күкірт мөлшеріне байланысты, бөлінетін газдардағы күкірт ангидридiнiң құрамы, 9–14 % аралығында ауытқуы мүмкін. Газдардағы күкіртті ангидридтің концентрациясы, үрлеуді оттегімен байытқан кезде көтеріледі. Бастапқы шикізаттан күкіртті бөліп алу дәрежесі 97 %-ды құрайды.

«Норанда» процесі (Канада). Қаралы мыс алу мақсатымен мыс концентраттарын үздіксіз балқытудың қосалқы процесі «Норанда майнс» компаниясымен өндіріліп, «Норанда» зауытында 1973 жылдан бастап жүзеге асырылуда.

Процесс, сұлбасы 1.3-суретте көрсетілген, «конвертер» типті айналмалы пеште жүргізіледі.



1.3-сурет. «Норанда» процесінің цилиндрлік пешінің сұлбасы
а) бойлық қима; б) көлденең қима, үрлеу кезінде; в) көлденең қима, тиеу кезінде

1 – шикізатты қоректендіргіш, 2 – жанарғы, 3 – фурмалар,
4 – тозаңдатқыш, 5 – жармалар, 6 – шлак, 7 – штейн, 8 – қара мыс,
9 – шпур, 10 – мыс және штейнге арналған шөміш, 11 – шлакқа
арналған шөміш, 12 – пешті айналдыруға арналған поршень

Пеш үш аймақтан тұрады. Бірінші аймақ – балқыту және конвертерлеу аймағы, екіншісі – қара мысты бөліп алу аймағы, ал үшіншісі – шлакты тұндыру және кедейлендіру аймағы.

Процесс негізі келесідей: түйіршіктелген шихта бірінші аймаққа, пеш түбінде үрлеу беруге арналған, фурмалар орналасқан, пеш шетінен тиеледі. Балқыту ауалы үрлеуде немесе оны аздап оттегімен байытып (25–28 %) жүргізеді. Тиелетін шихта мен берілетін ауа мөлшерінің қатынасы, күкірт және темірді толығымен тотықтыруды қамтамасыздандыру есебінен алынады. Балқыту аймағында жетіспейтін жылуды көміртекті отынды (табиғи газ, мазут, көміртекті шаң) жағу есебінен компенсациялайды. Концентрат құрамы және оның жылулық қасиетіне байланысты, суық ауа үрлеуде шартты отын шығыны 6–10 %-ды құрайды (фирма мәліметі бойынша 13,5 %).

Күкірт және темір толығымен тотыққан жағдайда мыс металдық күйде алынады. Пеш балқымасында мыстың тотығуын болдырмау үшін, мыспен қаныққан ақ матт қабатын үнемі сақтайды. Мұндай әдіс, мыс бойынша, аса кедей шлактарды алуға мүмкіндік береді. Алайда, бұл жағдайда алынатын мыс құрамында көп мөлшерде күкірт және темір, сәйкесінше, 1,5 және 0,2 % болады. Алынатын мыстың бөлінуі, фурмалары жоқ, екінші аймақта жүреді. Оның шығарылуы, мерзімді түрде, арнайы шпурлар арқылы жүзеге асады. Мыстың көп мөлшерде жиналуы фурмалар жұмысын қиындатады, ал оның толық шығарылуы, штейннің секіруіне әкелуі мүмкін. Пештегі штейн қабатының қалыңдығы 740–860 мм деңгейінде, ал шлактыкі – 300–400 мм деңгейінде ұсталынып тұрады. Пештегі балқыма температурасы 1523 К және одан аз болады.

Үшінші аймақта шлакты кедейлендіру үшін оны тотықсыздандырғыш газбен үрлеу қарастырылған. Газ берілуі фурмалар арқылы жүзеге асады. Алайда, шлакты эффективті кедейлендіруге қол жеткізу өндірушілер қолынан келмеді: шлак құрамындағы мыстың мөлшері 8–11 % болды, бұл әрине қанағаттандырылғыш жағдай емес.

1975 жылдан бастап «Норанда» пеші қара мыс емес, мысқа бай штейнді (73 % дейін) балқыту үшін қолданыла бастады.

Штейн алуға көшу, авторларға пеш конструкциясын жеңілдетуге мүмкіндік берді.

Жаңа пеш цилиндр тәріздес, ұзындығы 21,3 м болды. Пештің сыртқы диаметрі 5,2 м. Үрлеуді беру үшін, пеш, ішкі диаметрі 54 мм болатын 60 фурмамен (оның ішінде, әдетте, 50-і жұмыс істейді) жабдықталған. Әрбір фурмаға келетін үрлеу шығыны 0,33–0,40 м³/с құрайды. Бөлінетін газдар, өлшемі 3,7×2,5 м болатын пештің аптейкінен жойылады.

Барлық конвертер, фурмалық белбеу мен шпурлық зоналардан басқа, хроммагнетитті кірпішпен футерленген. Фурмалық белбеу мен шпурлық зоналар балқытылған магнетитхромитті кірпішпен футерленген.

Пешке шихтаны жентек түрінде, пештің бір жақ қабырғасында орналасқан, арнайы терезе арқылы береді. Ірі кесектерді пеш басынан, үрлеу беруді тоқтатпай тиеуге болады.

Пештің қосымша қыздырылуы, пештің бір жақ қабырғасында, тиегіш тесік қасында қондырылған, мазутты жанарғы көмегімен жүзеге асырылады. Жылу дефицитін толтыру үшін шихтаға, құрамы 30 % мазут және 70 % көміртегіден тұратын, ірілігі 9,5 мм кем, отынды енгізеді.

Мыс концентраттарынан, мыс құрамды тұнбалардан және мырыш өндірісінің кектерінен тұратын өңделетін шихтаның құрамы: 17–42 % мыс, 17–35 % темір, 3–7 % кремний қостотығы, 32–37 % күкірт. Шихта ылғалдылығы 7–14 %. Кварцты флюс 67–81 % кремний қостотығынан құралған.

Жаңа пештің жартылай өндірістік зерттеулері «Норанда» зауытында 1975 ж. өткізілді. Орташа ұзақтығы 180 тәулік болатын, барлығы 5 кампанияда жүргізілді.

Зерттеулер барысында, пеш, күнтізбелік уақыттың орташа шамасымен 87 % үрлеумен, ал мәжбүрлі тұрып қалу есебінсіз 91 % уақыт жұмыс істеді. Шикізат сапасы, отын түрі және үрлеу беру жылдамдығына байланысты шихта балкуы, тәулігіне 1070–1134 т құрады. 1 т құрғақ концентратқа, пештің тұрып қалу уақытында, жылытуға кететін жылуды есептегенде, шығындалатын жылу – 155 МДж. Берілетін үрлеу шығыны ауа үрлеу қуатымен лимиттенген. Зерттеудің толық мерзімі бойында оттегімен байытылған үрлеудің орташа шығыны (23,5 % дейін) 1161 м³/мин

құрайды. Үрлеуде оттегі мөлшері, тәулігіне 300 т жоғарылаған кезде, концентрат бойынша пеш өнімділігі, тәулігіне 1814 т дейін жоғарылады. Мұнда 1 т концентратқа отын шығыны 81 МДж құрады. Оттегі мөлшерін тәулігіне 362 т дейін жоғарылатқан кезде, концентрат бойынша пештің өнімділігі 1914 т/тәул дейін арта түсті. Мұнда, 1 т концентратқа кететін отын шығыны 43 МДж болды.

Алынатын шлақтың орташа құрамы: мыс 5 %, темір 40 %, кремний қос тотығы 22 %. Шлақтағы темірдің кремний қостотығына қатынасы 1,8-ді құрайды. Шлактар, басқа процестерге қарағанда, төмен SiO_2 құрамымен сипатталады. Сәйкесінше, бұл фокус шығымын азайтуға және шлак шығуын төмендетуге әкелді, бұл пеш өнімділігін жоғарылатуға және мыстың шлакпен жоғалуын төмендетуге мүмкіндік береді. Алынатын шлакты, сыйымдылығы 36 т шөмішпен айдап, әрі қарай флотацияға жібереді. Шлакты флотациямен кедейлендіру кезінде, құрамында 40 % мыс бар, ылғалдылығы 11 % болатын флотациялық концентрат пен құрамында 0,27 % мыс бар калдықтар алынады.

Жаңа технология бойынша 1 т құрғақ концентратқа шығындалатын отқа төзімді кірпіш мөлшері, орта есеппен 0,54 кг құрайды, бұл ертеректе қолданылған шарпыма балқыту – конвертерлеу технологиясына қарағанда, өте аз.

Өндірушілердің ойынша, «Норанда» процесі, әртүрлі құрамды шикізатты, оның ішінде, қиын балқытын компонент-тері бар шикізатты өңдеуге мүмкіндік береді. «Норанда» пешінде қорғасын, мырыш құрамдары жоғары концентраттарды өңдеу кезінде бұл металдар шлакқа жеңіл өтеді. Бұл шарпыма пеш пен конвертер арасындағы мырыш пен қорғасынның рециркуляциясын жоюға мүмкіндік береді.

Жаңа «Норанда» пеші 1978 ж. АҚШ-тағы «Кеннекот Конер» фирмасының, қара мыс шығару бойынша қуаты жылына 245 мың т болатын, ең ірі «Гарфилд» мыс қорыту зауытында енгізілді.

Қоршаған ортаның тазалығына талаптардың жоғарылауына байланысты, зауытты реконструкциялау кезінде 3 шарпыма пештері мен 9 көлденең конвертерлер орнына, 3 «Норанда» пеші және 4 конвертер орнатылды.

Диаметрі 5,18 м және ұзындығы 21,3 м болатын «Норанда» пештері герметикалық тозаңдатқышпен қондырылған. Әрбір пеш оттегімен байытылған (30 % дейін) үрлеу беруге арналған 63 фурмамен жабдықталған. Қосымша қыздыру үшін барлық үш пеште 2 отынды жанарғы орнатылған. Оттегі және отын шығыны, олардың құны, балқытудың минимальды өзіндік құны және атмосфераны айтарлықтай аз ластауын есепке ала отырып, реттейді. Зауытқа келіп түсетін концентратты және цементті мысты барабанды кептіргіште кептіреді, флюспен араластырып, жентектейді және «Норанда» пешінің балқыма бетіне бүйір тесігінен тиейді.

Балқыту кезінде құрамында 70–75 % мысы бар штейн алынады. Штейндегі мыс мөлшерін, оттегі мөлшерінің концентратқа қатынасын өзгерте отырып қадағалайды: бұл қатынас неғұрлым жоғары болса, штейн соғұрлым бай болады. Құрамында 3–8 % мыс және 15–20 % магнетит болатын шлак-тарды пештен үздіксіз шығара отырып, оларды флотацияға жібереді. Флотация кезінде көбікті өнімге 60–80 % мыс шығындалады. Флотация қалдықтарындағы мыстың соңғы мөлшері 0,35 %-ды құрайды.

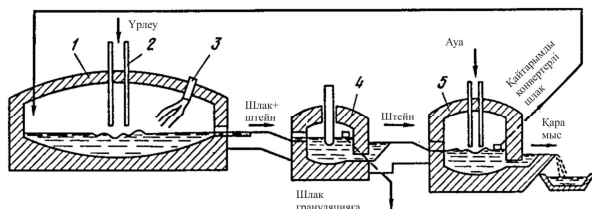
«Норанда» пештері мен конвертерлерінен бөлінетін газдары күкірт қышқылы өндірісінде қолданылады. Аптейктегі күкірт ангидридінің құрамы 16–20 %-ға дейін жетеді. Күкірт қышқылының қондырғысына кірмес бұрын, газдардағы SO_2 мөлшері 8 %-ға дейін түседі. Бөлінетін газдардағы күкірт ангидридінің құрамы, күкіртқышқылды қондырғыдан кейін 0,4 %-дан кем болады. Бастапқы шикізаттан күкірт бөлінуі 85 %-ға жетеді. Ескі сұлбамен жұмыс істегендегі, бұл дәреженің мөлшері 5 5 % -дан аспайтын.

«Мицубиси» процесі (Жапония). Қара мыс алу мақсатымен жүргізілетін балқымалардағы үздіксіз ағынды балқыту процесі 1974 ж. «Наосима» (Жапония) зауытында игерілді. Пештің қара мыс бойынша өнімділігі айына 4 мың т құрады [5,6].

Процесс бірінен кейін бірі орнатылған сопақ пішінді үш пеште жүзеге асырылады: балқыту, шлақты кедейлендіру және штейнді конвертерлеу пештерінде. Аралық өнімдер үздіксіз бір пештен екінші пешке өтіп тұрады (1.4-сурет).

Құрамында 26,7 % мыс, 25,2 % темір және 28,5 % күкірті бар құрғақ, күйдірілмеген концентрат флюспен қосылып,

оттегімен байытылған ауамен, балқыту пешінің күмбезінде орнатылған 5 фурма арқылы үрленеді. Шихта, фурмалардың ішкі түтігі арқылы, ал ауа – фурмалардың сыртқы түтігі арқылы беріледі. Балқыту пешінің ішкі диаметрі 7 м, ал сыртқы үлкен диаметрі – 10,25 м ванна тереңдігі – 800 мм.



1.4-сурет. «Мицубиси» әдісі бойынша мыс концентраттарын балқытуға арналған қондырғы:

1 – балқыту пеші, 2 – көлденең фурмалар (сопалар), 3 – жанарғы,
4 – штейнді шлактан бөлетін электрпеші, 5 – конвертерлеу пеші

Күмбезде орнатылған фурма түтіктерінің төменгі бөлігі, тікелей балқыма бетінде орналасқан. Түтіктердің бұлай орналасуы кезінде, балқыманың араластырылуы, пеш ваннасында жүреді. Бұл балқыту процесінің интенсивтілігіне және шаң шығуының төмендеуіне септігін тигізеді. Мұнда штейннің аса ірі бөлшектерінің түзілуі жүреді, мұның нәтижесінде, штейннің шлактан бөлінуі жеңілдетіледі. 1473–1573 К температура аралығында жүретін және, құрамында 65 % мысы бар, ал шлактағы құрамы өзгеріссіз болатын штейнді алуға бағытталған процесті қадағалау тәртібі, ЭЕМ-ның көмегімен жүзеге асырылады.

Алынған шлак, штейнмен бірге балқыту пешінен шығарылып, екінші пешке (электрпеші) шлакты кедейлендіру үшін және шлак пен штейнді тұндыру арқылы бөлу үшін жіберіледі. Электрпешке пирит және кокс қосады. Электрпештің кіші диаметрі 4 м, үлкені – 7 м. 1 т шлакқа электрэнергия шығыны 31 кВт*сағ құрайды.

Штейн, электрпештің табанынан, сифон арқылы, келесі, үшінші пешке конвертерлеу үшін ағызылады. Құрамында 0,4–0,5 % мысы бар шлак, электрпештің жоғарғы бөлігі арқылы

шығарылады. Конвертерлеу пеші 4 фурмамен (бірінші пештегі фурмаларға ұқсас) жабдықталған, олар арқылы флюс пен оттегіге байытылған ауа қосылып, үрленеді. Оттегі қоспаларының енгізілуі, конвертерлеу кезіндегі температураны нақты қадағалауды қамтамасыз етеді. Пештің кіші диаметрі 6 м, үлкені – 9 м, ванна тереңдігі – 800 мм.

Құрамында 0,05 % күкірті бар қара мыс миксерге түсіп, ары қарай отпен тазалауға жіберіледі. Құрамында 13–16 % мысы бар конвертерлі шлақты балқыту пешіне қайтарады, ал құрамында 12–15 % күкірт ангидридi бар, үш пештен бөлініп шыққан газдарды, күкірт қышқылын өндіретін цехқа жібереді. Шаң шығымы, тиелетін концентрат салмағының, шамамен, 3–5 %-ын құрайды.

Мицубиси процесінің артықшылықтары: күкірт бөлінуінің жоғарылығы; кішкене күкірт қышқылды қондырғыларды пайдалалынуы; құрамында күкірт ангидридi жоғары бөлінетін газдарды өңдеу мүмкіндігі; пеш ықшамдылығы есебінен жылу реакцияларын максимальды пайдалануына байланысты отынның аз шығыны; отын шығынын, үрлеуді қыздыру және оны оттегімен байыту арқылы төмендету шешімдері. Барлық қондырғының кіші өлшемдері мен балқымалардың өздігінен тасымалдануы «*Наосима*» зауытының, шарпыма немесе аспалы балқытуда қолданылатын зауыттармен салыстырғанда, үлкен қаражат жұмсауын 20–30 %-ға тиімді етуін қамтамасыз етеді. Қазір «*Наосима*» зауытында 50 адам жұмыс істейді, ал 1974 жылға дейін пештің сондай өнімділігімен шарпыма балқыту және конвертерлеуді қолданған кезде, зауытта 160 адам жұмыс істейді.

1979 жылдан бастап «*Мицубиси*» процесі технологиясы бойынша, мыс концентраттарын балқыту, «*Тэксас Галф*» (Канада) фирмасының «*Тилининс*» зауытында да енгізіледі [7, 8]. Катодты мыс бойынша зауыттың бірінші өнімділігі жылына 59 мың т құрады.

Жаңа технологияға сәйкес, ылғалдылығы 0,5 %-дан төмен, құрамында 26 % мыс; 27,6 % темір; 0,96 % қорғасыны бар концентрат қайтарма конвертерлі шлақ құрғақ флюспен араластырылып, диаметрі 38 мм, ванна тереңдігі 1200 мм

болатын дөңгелек кималы балқыту пешіне, тік фурманың ішкі түтікшесі арқылы беріледі. Оттегімен байытылған ауа, диаметрі 76 мм фурманың сыртқы түтікшесі бойымен түседі. Пеш, мазутты беруге арналған, 4 жанарғымен жабдықталған.

Шлак пен штейн, табиғи газбен қыздырылатын жабық науа арқылы, төменде орналасқан шлакты кедейлендіруге арналған электрпешке үздіксіз ағызылады. Қуаты 3 мың кВт*сағ электрпеші, диаметрі 610 мм-лі, бір қатарда орналасқан үш электродпен жабдықталған.

Кедейлендіруден кейінгі алынатын шлак үйіндісінің құрамында 0,6 % мыс, 37,6 % темір, 0,56 % күкірт, 5,3 % мырыш, 0,2 % қорғасын шоғырланады. Балқыту, құрамы 65 % мыс, 1,8 % темір, 21,6 % күкірт, 2,21 % мырыш; 1,7 % қорғасын болатын штейнге дейін жүреді. Алынған штейн қыздырылатын жабық науа бойымен, конструкциясы балқыту пешіне ұқсас, одан төмен орналасқан конвертерге ағызылады. Тік фура арқылы оттегімен байытылған үрлеу мен кальций тотығы беріледі. Құрамында 15 % мыс, 42,4 % темір, 15 % кальций тотығы, 4,9 % мырыш және 12,5 % қорғасыны бар конвертерлі шлакты түйіршіктеп, ұнтақтайды, содан соң, кептіруден кейін, балқыту пешіне қайтарады.

Қазіргі уақытта «Кеннекот Копер» (АҚШ) және «Мицубиси Металл» (Жапония) фирмаларының бірігуі арқасында «Хино» (АҚШ) мыс-қорыту зауытының модернизациялау және үлкейту бағдарламасы жүзеге асырылды. Аспалы күйде балқыту немесе «Мицубиси» процесін енгізу мүмкіндігі қарастырылуда. «Гарфилд» (АҚШ) зауытына «Норанда» процесін енгізу бастапқы шикізаттан күкіртті бөлуді 55 %-дан 85 %-ға жоғарлатуға мүмкіндік берді, алайда қоршаған ортаны қорғау бойынша қойылған шарттарды орындауды қамтамасыз етпеді. «Мицубиси» процесі балқыту және анод пештерінен шығатын газдардан күкірттің 98 %-ын бөліп алуға мүмкіндік береді.

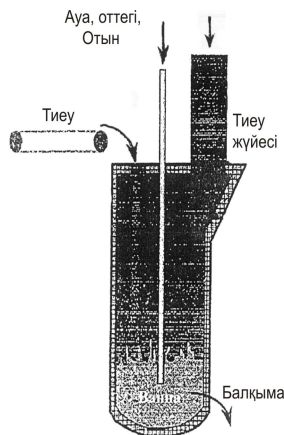
1970 жылдары британдық ұлттар бірлестігінің тау кен технологиясы бөлімі ғылыми-өндірістік зерттеу секциясының бір топ мамандары, профессор Д. Флойд және Б. Лайтфут басшылығымен [9], «Лалоки» (Жаңа Гвинея) кенорнының кешенді мыс кенін тікелей балқыту үшін фурмалар арқылы

тиелетін – «Сиросмелт» жану жүйесі құрылды. Жаңа жүйе отқа төзімді футеровкасы бар цилиндр пішінді пештен және пеште, қозғалыссыз тұрған шлак қабатының астына тиелген, орталық фурмадан тұрады. Фурма конструкциясы қарапайым: ол кәдімгі машина жасау материалдарынан дайындалды; оны балқудан сақтап қалу мақсатымен, фурмадан төмен өтетін технологиялық газдарды суытумен ұстап тұратын, суыған шлақты қаптаманы пайдаланды. Кейін қондырғы, қайта құру мақсатымен, «Mount Isa Mines» фирмасына сатылды. Қазіргі кезде «Сиросмелт» пеші «Isasmelt» пеші ретінде кеңінен танымал, ал технологиясы «Ausmelt» деп аталып кетті.

«Ausmelt» процесі (Австралия). Isasmelt пешінің бірінші тәжірибелік сынағы 1987 ж. «Mount Isa» зауытында өткізілді. Пештің жұмыс істеу нәтижесі бойынша 1990 ж. өндірістік қондырғыны құру жайлы шешім қабылданды. «Ausmelt» технологиясы, өндірушілердің ойынша, көптеген қолданысқа ие бола алатын, балқымаға тиелетін фурма арқылы ауа және отын инъекциясын пайдаланумен, қарапайым және экономикалық тиімді, жоғары интенсивті балқыту процесі. Процесс, негізінде мыс пен қорғасынды біріншілей және екіншілей балқытуда қолданылады. Жұмыс істеп тұрған қондырғылар Австралия, АҚШ, Бельгия, Германия, Ұлыбритания, Үндістан, Малайзия және Қытай бар. Технологияны Перу және Замбия фабрикаларына енгізу жобалары қарастырылуда. «Xstrata» компаниясы өндіретін барлық мыс, «Ausmelt» технологиясын пайдалануымен балқытылады. Пештің ықшамдалған сұлбасы 1.5-суретте көрсетілген.

Пеш тік цилиндрлі болып келеді, қалыңдығы 450 мм болатын, хроммагнетитті кірпішпен футерленген. Пеш ұзындығы 19 м, диаметрі – 4,5 м. Пеш конструкциясының негізгі артықшылығы, отынды және оттегімен байытылған (60 %) ауаны үрлеуді беруге қажетті, балқымаға тиелетін тік фурманың пайдаланылуы. Пештегі оптималды температураны ұстап тұру үшін, отын ретінде, пешке үздіксіз беріліп тұратын табиғи газ қолданылады. Үрлеу шығыны $750 \text{ нм}^3/\text{мин}$. Пеш температурасы шамамен 1473 К. Биіктігі 18 м, салмағы 7 тонналық фурманы, пештің жоғарғы бөлігінен, балқытылған шлаққа түсіреді.

Фурманың диаметрі 0,5 м. Оның сыртқы бетінде, агрессивті балқытылған ортадан сақтайтын, шлак қабаты (гарнисаж) тозаңдайды. Бұл, фурманың қызмет ету мерзімін, 35 тәулікке дейін арттыруға мүмкіндік береді.



1.5-сурет. «Ausmelt» технологиясында қолданылатын пештің ықшамдалған сұлбасы

Ылғалдылығы 8 % шихта пешке жоғарыдан беріледі. Барботаждалатын ваннаға тиелетін материал балқымамен тез игеріледі. Ванның интенсивті араластырылуы, шихта мен балқыма компоненттерінің арасындағы әрекеттесу реакцияларының тез өтуіне септігін тигізеді, нәтижесінде, процестің жоғары өнімділігі қамтамасыз етіледі. Бөлінетін газдар, кәделеуіш қазандықтан өтіп, суытылады, содан соң, электрлі фильтрлерде шаңнан тазарғаннан кейін, күкірт қышқылы өндірісіне жіберіледі. Пештен балқыманы шығару үшін, кессондалған шпур қарастырылған.

Пештен шығарылатын шлак-штейнді балқыма, қыздырылатын науа бойымен тұндырғышқа түседі. Мұнда, балқыту өнімдерін тұндырғаннан кейін, шлак пен штейннің шығарылуы жүреді. Құрамында 3 % мысы бар шлак суытылып, ары қарай, мысты бөліп алу мақсатымен, флотацияға жіберіледі. Құрамында 60 % мысы бар штейнді конвертерлі өңдеуге жібереді.

«*Ausmelt*» технологиясының кемшіліктері: қиын аппарату-ралық пішінделуі (пештің биіктігі, фурманың ұзындығы мен салмағының үлкендігі, т.б.); фурманың агрессивті орта – шлак-штейнді балқымамен тікелей байланысы; тиелетін фурманың үлкен ұзындығына сай, оны ауыстыру кезіндегі туатын қиыншылықтар; фурманың жұмыс істеу күйінен шығуы кезінде пештің технологиялық режимінің бұзылуы; жоғары қысымды қолдану, т.б.

Өткізілген сараптама нәтижесінен келесі қорытынды жасауға болады:

1. Барлық автогенді процестерге отынның экономикалық тиімділігі, күкірт ангидридті концентрациясының жоғарылауына байланысты, бөлінетін газдардың көлемінің аздығы; бастапқы шикізаттағы күкіртті максимальды 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 температурасы, агрегаттың жоғары меншікті өнімділігі 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 шарттары, шикізат құрамы, жабдықты пайдалану мүмкіндігі 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 оларды 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 жоғарылату тұрғысынан, түрлі процестерге берілетін бағаны қиындатады.

Балқыту кезіндегі мышьяк пен сурьма, сонымен қоса, сирек және сирек жер металдары сияқты қоспалардың тәртібі жөніндегі толық мәліметтер жоқ. Автогенді процестерді енгізген өндірушілердің берген ақпараттары, көбінесе, осы процестерді бағалауда субъективті элементтерден тұрады.

Жоғарыда көрсетілген жағдайларға қарамастан, көптеген авторлар, әртүрлі автогенді процестердің жалпылама технологиялық көрсеткіштері бойынша салыстырмалы мәліметтер келтіруде (1.1-кесте).

1.1-кесте

Штейнге балқыту процестерінің негізгі көрсеткіштерінің салыстырмалы талдауы

Көрсеткіштер	Балқытудың түрі					
	ПЖВ	КФП	Оуто-кумпу	КИВЦЭТ	Норанда	Шарпымалы
Меншікті балқыту, t/m^2 тәулігіне	55–80	10	7,5	3–5	11	4–5
Штейндегі Си мөлшері, %	50	40	45–60	50	80	30
Шлактағы Си мөлшері, кедейлендірусіз, %	0,5–0,6	1,2	1–1,5	–	4–7	0,4–0,5

1.1-кестенің жалғасы

Штейндегі мыс мөлшерінің шлактағы мыс мөлшеріне қатынасы	85	35	50	125	13	75
Шихтаның ылғалдылығы, %	6–8	1	1	1	10–13	6–8
Шихтаның ірілігі, мм	50 дейін	0,1	0,1	0,1	10 дейін	0,1
Шаң шығуы, %	1	6–10	6–10	–	5	1–2
Үрлеудегі O ₂ мөлшері, %	95 дейін	95	40 дейін	95	25 дейін	25 дейін
Газдағы SO ₂ мөлшері, %	40–60	75	10–12	50–75	16–20	1–2

Жоғарыда көрсетілгендей, өзінің таралуы мен технологиялық шешімінің өңделуі бойынша, «*Оутокумпу Оу*» (Финляндия) фирмасының *аспалы балқыту* процесі ең перспективті болып келеді. Алайда, көптеген Еуропа зауыттарының «*КИВЦЭТ*» технологиясына көшуі, және балқымада жүретін «*Норанда*», «*Уоркра*», «*Мицубиси*» және «*Ванюков процесі*» (ПВ) сияқты автогенді процестердің бірқатар технологиялық артықшылықтары, болашақ – соңғылардың арттарынан болатынына сендіреді.

Басқа автогенді балқыту процестерінің алдында бірқатар технологиялық артықшылықтары бар мысты алудың «*Норанда*» және «*Мицубиси*» үздіксіз процестері – эффективтілігі жоғары және ауаның ластануын төмендететін процестер болып табылады. Алайда, талдау көрсеткендей [10], бір агрегатта мысты алудың – «*Норанда*» және «*Уоркра*» процестері, немесе, бірнеше дәстүрлі әдістермен мыс алудың «*Мицубиси*» процесінің айтарлықтай кемшіліктері де бар. Біріншіден, олардың аппаратура пішінінің күрделілігі, алынатын шлактарды кедейлендіру немесе флотациялау қажеттілігі, штейнді конвертерлеу, т.б.

Сонымен қатар, аталған процестердің іргелі қиындықтары да бар. Олар, бір уақытта пеште күрделі фазалық жүйелердің түзілуімен байланысты. Мысалы, «*Норанда*» процесінің конвертер тәріздес бөлек пешінде, бірлескен байланыста бір

уақытта үш сұйық фаза – мыс, ақ матт және темірсиликатты шлак болады. «Мишубиси» процесінде керісінше – балқыту пешінен бөлініп шыққан темірсиликатты шлак, конвертерлі пеште, сұйық мыспен араласады. Мұндағы бірінші және екінші жағдайда байқалатын қиындықтар, әсіресе, шлак фазасындағы Fe_3O_4 , Cu_2O және қоспалардың тәртібіне байланысты туындайды.

Біздің көзқарасымыз бойынша, алынатын шикізатта негізгі металл құрамының төмендеуі тенденциясының жоғарылауын ескере отырып, өндіріске енгізу басында бірінші дәрежелі мәселе – заманауи технологияларға қойылатын барлық талаптарға сай келетін, шынайы шлак үйіндісі алынатын автогенді процестерін құру қажеттігі тұруы керек.

Қолданыстағы процестерді жетілдіруге және интенсификациялауға бағытталған шешімдерді де әзірлеуді көңілден тыс қалдырмау керек. Кейбір жағдайларда дәл осындай шешімдерді қолдану, минимальды капиталды шығындарда, процестің техника-экономикалық көрсеткіштерін жақсартуға мүмкіндік береді. Мысалы, осындай бағыттардың біріне, конвертерде сульфидті шикізатты балқытудың автогенді процесін жатқызуға болады.

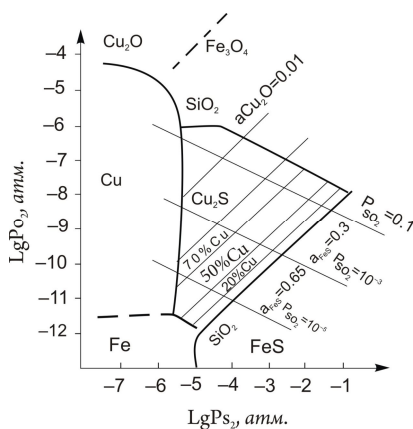
Қайсыбір автогенді процесті таңдау кезінде, жоғарыда айтылған шарттармен қатар, термодинамикалық көзқарас жағынан әрбір бөлек алынған фазадағы бөлек компоненттердің жүру тәртібін ескеру және оқып білу қажет. Бұл кез келген автогенді процестің жұмыс істеу принципін дұрыс түсінуде үлкен мәнге ие.

1.2. Автогенді процестердегі фазалық тепе-теңдік термодинамикасы

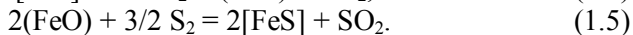
Түсті металлургияда автогенді процестерді қолданылу аймағының жиі кеңейтілуі, олардың технология жағынан да, аппаратураның пішінделуі жағынан да, кейінгі жетілдірілген әртүрлі процестердің көрсеткіштерін қатты жақындатты.

Бұл автогенді процестердің теориялық негіздерін бір көзқараспен қарастыруға мүмкіндік берді. Осылайша, автогенді процестерде өтетін термодинамикалық заңдылықтарды түсіну үшін, А.Язава тұрғызған ($\lg P_{\text{O}_2}$, $\lg P_{\text{S}_2}$) координаттарындағы Cu-

Fe-S-O-SiO₂ фазалық ассоциациясының потенциалды диаграммасы принциптік мәнге ие (1.6-сурет) [11,12].



сульфидтеуші (P_{S_2}) потенциалдарын келесі тепе-теңдік реакцияларынан есептеп, жеңіл табуға болады:

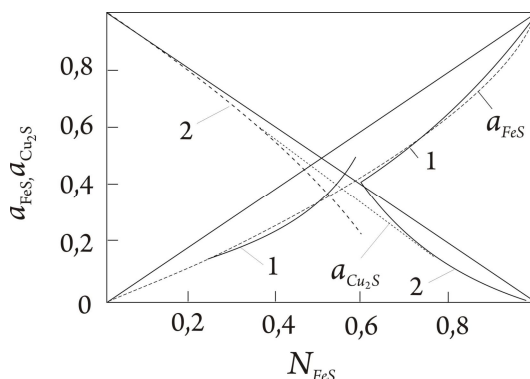


Соңғы термодинамикалық есептеулер жүргізу үшін, шлак пен штейннің құрамына кіретін әр компоненттің активтілік мәндерін білу қажет. Шлак компоненттерінің активтілігін анықтау бойынша техникалық әдебиеттерде, қарапайым және күрделі шлакты жүйелердегі FeO , Fe_3O_4 , CaO , SiO_2 және басқа шлак құрамына кіретін компоненттердің активтілігінің соңғы мәндері көрсетілген толық ақпараттар бар.

Мыс, әсіресе, полиметалды штейн компоненттерінің активтілігін анықтау үлкен қиындық тудырады. Себебі, штейн құрамына кіретін сульфидтер активтілігін есептеу ыңғайлылығы үшін, зерттеушілер әдетте әртүрлі болжамдар мен ықшамауларға жиі бой береді. Осылайша, [13,14] жұмыстарында, штейн – шлак – газ жүйесінің тепе-теңдігін есептеу кезінде, мыс штейндері, ыңғайлатылып, $Cu-Fe-S$ түрінде көрсетілген. Авторлар штейн құрамын Cu_2S-FeS псевдобинарлық жүйе түрінде жазды. Мұнда ықшамдалған тәсілдеме авторларға, штейндегі күкірт буының қысымы жайындағы белгілі мәндерді пайдалана отырып, Гиббс-Дюгем теңдеуін интегралдау арқылы, Cu_2S және FeS активтілік мәнін есептеуге мүмкіндік берді. Cu_2S-FeS псевдобинарлық жүйеде мыс және темір сульфидтерінің активтілігі бойынша нәтижелер 1.7-суретте келтірілді.

Cu_2S және FeS активтілік мәндерін термодинамикалық есептеулерде қолдану, сөзсіз келесі артықшылықтарға ие: псевдобинарлық қима сызығынан ауытқуы кезінде қарастырылып отырған мөлшерлердің аз ғана өзгерісі, олардың штейндегі мыс мөлшерінен тікелей тәуелділігі (1.7-сурет). Алайда, бұл айтарлықтай дұрыс емес және автогенді балқымаларға сай, штейн – шлак тепе-теңдігін есептеуде қолданылуы мүмкін емес.

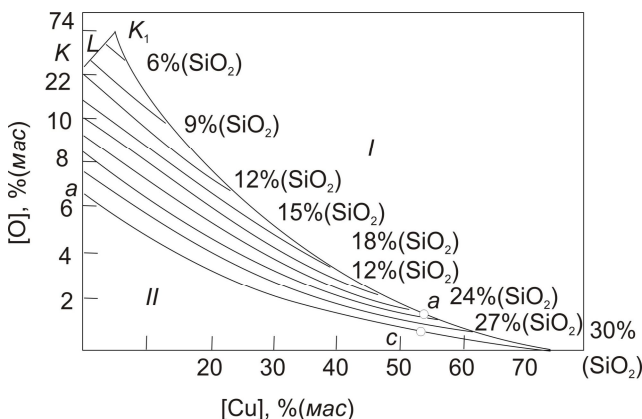
Барлық автогенді балқытулардың тотықтыру процестері екенін ескере отырсақ, онда автогенді процестердің мыс штейндерін $Cu-Fe-S-O$ жүйесі ретінде қарастыру қажет.



1.7-сурет. Cu_2S - FeS псевдобинарлы қимадағы FeS (1) және Cu_2S (2) активтілігі

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 $\text{Cu}-(\text{Me}+\text{Fe})-\text{S}-\text{O}$ (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 әдебиеттерде мысты және полиметалды штейндерде оттегінің табылу формалары және олардың массалық қатынасын анықтау бойынша мәліметтер жоқ. Сондықтан, бұл сұрақтарға авторлар толығырақ көңіл бөлген.

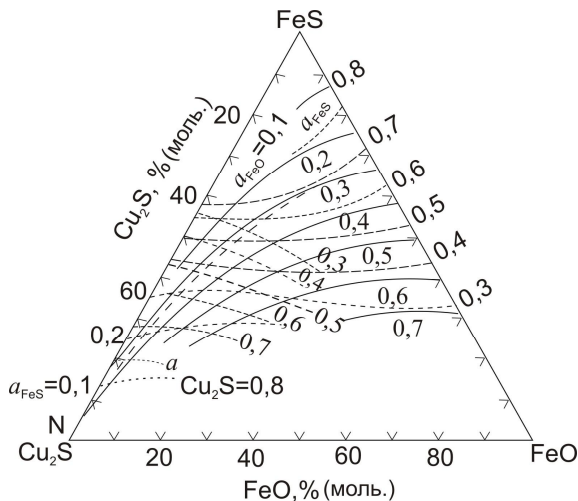
Айтылған кемшіліктерге қарамастан, [11] жұмыста алғаш рет, мысты штейнде еріген оттегі мөлшерінің мәні анықталып, оның сульфидті компоненттер активтілігінің мәндеріне әсері бағаланған. Автор, штейн құрамын $\text{Cu}_2\text{S} - \text{FeS} - \text{FeO}$ псевдоүштік жүйе түрінде көрсетті. Темір оксидінің активтілігінің мәнін анықтау үшін, 1.8-суретте көрсетілген, П.Н. Бакрджиев және т.б. жұмысының нәтижелерін пайдаланды.



1.8-сурет. Штейндегі оттегі мөлшерінің шлак пен штейн құрамынан тәуелділігі. $T=1473 \text{ K}$

I – FeO -мен қаныққан аймақ; II – SiO_2 -мен қаныққан аймақ

Алдымен, шлак құрамынан (Fe/SiO_2) тәуелді, штейндегі оттегі мөлшерін есептеу жүргізілді. Содан кейін, шлакта еріген күкірт әсерін ескермей, автор белгілі дәстүрлі есептеу әдістерін пайдалана отырып, шлак құрамы бойынша темір тотығы активтілігінің мәнін анықтады. Бұдан кейін, шекаралық шарттар ретінде, $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}$ жүйесі мәліметтерін пайдалана отырып, Гиббс-Дюгем теңдеуін интегралдап, 1.9-суретте көрсетілген $\text{Cu}_2\text{S}-\text{FeS}-\text{FeO}$ жүйесіндегі компоненттердің изоактивтілік диаграммасын тұрғызды.



1.9-сурет. Cu_2S - FeS - FeO жүйесіндегі Cu_2S , FeS , FeO изоактивтілігінің диаграммасы. $T=1473\text{ K}$

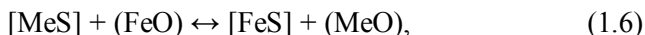
Осылайша, қорытындылай келе, термодинамикалық талдау, автогенді балқытуларды штейнге және мысқа балқыту жүзеге асырудың әртүрлі нұсқаларын сипаттайтын, штейн – шлак – газ және металл – шлак – газ фазасы жүйелерінің тұрақтылығын қамтамасыз ететін, технологиялық параметрлерінің (P_{O_2} , P_{S_2} , T , a_{FeO} , $[\text{Cu}]$) 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:



$$K_{(1.6)} = [\text{FeS}] * (\text{MeO}) / [\text{MeS}] * (\text{FeO}). \quad (1.7)$$

(1.6) реакциясының жүруі, штейндегі металл концентрацияларының өзгеруіне әкеліп отырады. Шлак пен штейннің бастапқы құрамына байланысты, (1.6) 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 есептеумен ұқсас болғанына қарамастан, эмпирикалық сипаттамада болады.

Соңғы онжылдықта, үшінші сұлба – шлактардағы металдар ерігіштігінің термодинамикалық моделін тұрғызу – интенсивті дамуда. Бұл, шлактармен металл жоғалымын болжауға мүмкіндік беретін термодинамикалық есептеулердің осы күнгі әдістерінің дамуын қажет еткен, сульфидті шикізаттан мысты тікелей алу процестерінің жаңа түрін әзірлеумен байланысты болды. Мұнда шлактағы металдардың термодинамикалық шегін анықтау, сандық жобаланатын модельдерді құруға әкеледі. Тепе-теңдік модельдер сұлбасы, логикалық негізделген және формальды қарама-қарсы келмейтін болғанымен, шлактармен жоғалымдарды болжайтын сандық модельдерді құру үшін, үлкен көлемде, тәжірибелік және анықтамалық мәліметтер қажет.

Соңғы жылдары мыс-шлак және мысты штейн-шлак жүйелерінің тепе-теңдігі айтарлықтай толық зерттелді, шлактағы мыстың әртүрлі факторлар: температура, газ фазасының тотықтыру потенциалы, шлак құрамы, мыс активтілігіне тәуелділігі анықталды. Бірақ, кең ауқымды материалға қарамастан, әртүрлі авторлардың тәжірибелік мәліметтерінің әртүрлі болуы немен байланысты екендігі: сынақтар жүргізудің әртүрлі

шарттарынан ба, немесе қолданылған әдістемелер мен тәжірибелердің ауытқуларынан ба, түсініксіз болды. Сонымен қатар, мыстың шлакқа өту механизмі жайлы сұрақтар шешілмей қалды. Егер [15–17] жұмыстарының авторлары шлактағы мыстың оксидті ерігіштігін сипаттау үшін, оның электронейтралды қосылыстары ретінде Cu_2O формасын қолданса, онда басқалары [11, 18–20] шлактағы еріген мыстың формасын $\text{CuO}_{0,5}$ түрінде көрсетті. $\text{CuO}_{0,5}$ түрін қолдану дұрыс болып келеді, себебі бұл жағдайда R. Altman [18] айтуы бойынша, шексіз ерітілген ерітінді үшін Генри заңы орындалады.

1.3. Металдардың шлактармен жоғалуы

Басқа металлургия өндірісінің шлактары тәрізді, мыс және никель өндірісінің шлактары, тотықтардың күрделі балқымасы болып келеді. Шлактар бастапқы шикізат пен арнайы енгізілетін флюстердің бос жыныс оксидтерінен туындайды және бос жыныс компоненттерін шоғырландыратын орта ретінде, сонымен қатар, оларды бағалы металдардан бөлу үшін қолданылады.

Мыс және никельді балқыма шлактарының негізін құрайтын маңызды оксидтер SiO_2 , $\text{FeO}+\text{Fe}_3\text{O}_4$, CaO , MgO , Al_2O_3 болып табылады. Оларда аса аз мөлшерде ZnO , Cr_2O_3 , V_2O_5 , MnO кездесуі мүмкін. Сұйық шлактарда сульфидтердің, әсіресе, FeS -көп бөлігі ериді. Осыған байланысты шлактарда, әдетте, 2 %-дан жоғары мөлшерде күкірт болады.

Пирометаллургиялық процестерде шлак үлкен рөлге ие. Шлақты балқымаларда негізгі физика-химиялық ауысулар жүреді.

Балқыту өнімдерінің арасында компоненттердің таралу заңына сәйкес, процесс барысында штейндермен немесе қара металдармен байланысатын сұйық шлактар құрамында, әдетте, бөлінетін металдың аз мөлшері болады. Шлактарда мыстың және басқа ілеспелі металдардың мөлшері, дерліктей аз (0,1–1,5%) болғанымен, шлак шығуы өте көп мөлшерде болған жағдайда, бағалы металдар жоғалымы жоғары болады [21].

Шлактармен металл жоғалымын төмендету мәселелерін шешуде, тек балқыту процесі кезінде түсті металдардың нақты таралу коэффициенттерін білу аз. Түсті металдардың шлаққа өтуінің негізгі себептерін және штейн (металды) және шлақ балқымалары арасындағы өзара әрекеттесу табиғатын білу қажет. Фаза аралық әрекеттесу заңдылықтары, өзара байланысатын фазалар құрылымының ерекшеліктерімен анықталады. Силикатты және сульфидті балқымалардың құрылымы қазіргі уақытқа дейін анық емес. Бұл, металлургиялық балқымалардың күрделілігімен және жоғары температураларда агрессивті сұйықтармен жұмыс істеу барысында туындайтын экспериментті қиындықтармен түсіндіріледі. Сұйық шлактар мен штейндер құрылымы жөніндегі нақты ақпарат, осы жүйелердің кейбір физика-химиялық, сипаттамалары: беттік керіліс, тығыздық, тұтқырлық, электрөткізгіштік, т.б. қарастыру кезінде алынуы мүмкін [22].

«Шлактармен түсті металдардың жоғалымы» термині металдардың шлаққа өтуінің үш механизмін және шлақтағы жоғалымының екі – *механикалық* және *электрхимиялық* формаларын түсіндіреді. Электрхимиялық күйде металдың шлаққа өтуіне екі механизм: еру және тотығумен өткен түсті металдар ионын жатқызуға болады [23]. Шлактармен металдар жоғалымы мәселесін шешу үшін металдар күйімен қатар, олардың шлақтағы мөлшерлік қатынасын білу қажет. Шлақтағы металдардың күй сипаттамаларын қысқаша қарастырып өтейік.

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.

Сұйықтың стационарлы қабатында бірлікті бөлшек тұну жылдамдығы, оның геометриялық өлшеміне, бөлшек пен сұйықтық тығыздықтарының айырмасына тура пропорционал және сұйықтық тұтқырлығына кері пропорционал екендігі мәлім. Егер, қалыңдығы 0,5 м орташа тұтқырлықты шлақ қабатынан штейн бөлшектерінің тұну уақытын Стокс формуласы бойынша есептесек, онда диаметрі 1 мм бөлшектердің тұну уақыты 5–10 мин

құрайды, ал диаметрі $0,1 \text{ мм}$ үшін – $8\text{--}15 \text{ сәг}$ және $0,01 \text{ мм}$ үшін $30\text{--}60 \text{ тәул}$ [24]. Тұнудың тығыздалған жағдайында, шекті көлемде, біруақытта бірнеше тамшы тұнған кезде, бөлшектердің тұнуымен қатар коалесценция процесі – штейнді (металды) тамшылардың жабысуы өтеді. Бұл кезде, тез құлайтын ірі штейн тамшылары-мен ұсақ дисперсті аз қозғалысты штейнді жүзгіндерді ұстау, фаза аралық керіліс есебінен энергияның жоғарылығы салдарынан, шлакта аса ұсақ штейн бөлшектерінің еруі, және ірі, энергетикалық тұрақты штейн тамшыларында штейннің майда тамшыларынан еріген металл бөліну процестері байқалады. Сондықтан, шлак арқылы штейннің нақты тұну кескіні Стокс теңдеуімен толық сәйкестігі байқалмайды, себебі ол, сұйықтықпен әрекеттеспейтін бірлікті бөлшек құлауын сипаттайды және оның қолданылуы көбіне сапалы кескін береді.

Шахталы балқыту шлактарын микроскопиялық зерделеу нәтижесінде, шлактағы штейн бөлшектері өлшемі $5 \cdot 10^{-2} - 1 \cdot 10^{-5} \text{ мм}$ аралықта болатындығы және бұл бөлшектердің көп бөлігі аса кіші өлшемдерге ие екендігі анықталды [25]. Алайда, механикалық жоғалымдар мөлшерін, көбінесе салыстырмалы, ірі өлшемі 10^{-2} мм болатын бөлшектердің аз мөлшері анықтайды. Шлактың көп бөлігі, өндірістік пештің алдыңғы горнынан, оған түскеннен кейін, 25 мин соң шығады, ал 45 мин кейін, шлақтың барлық көлемі жоғалады. Горн өлшемі ұлғаюынан тұну уақытының артуы және шлақтың қыздырылуы салдарынан оның тұтқырлығының төмендеуі, шлактағы мыс мөлшерін төмендетті.

Мыс, никель, қорғасын қорыту зауыттарында тұну уақытын арттыру, шлақтың қосымша қыздырылуы, әртүрлі далда өлшемдері бойынша жүргізілген сынақтар нәтижелерінің сараптамасы, бұл әрекеттер күткен нәтижелерді бермейтінін көрсетті. Қолайлы жағдайда бай шлактарда металдар мөлшерін тек $20\text{--}25 \%$ төмендетуге болады. Дегенмен, өндірісте, тұну процесі қыздырылатын жинақтағыш миксерлерде өтуі жиі кездеседі. Мәселен, мұндай сұлба, «Қазақмыс» корпорациясының БМЗ-да Ванюков пешінен шлақты шығару кезінде қолданылады.

Шлакқа бағалы металдардың механикалық жүзгіндерінің түзілу себептері [22]: 1) бастапқы шихтада бағалы компоненттердің төмен концентрациясы және майда сеппелілігі салдарынан, әсіресе, ерітілген балқымаларда 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 шлакқа 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, балку 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 балқымаға түскен кезде, онда, сульфидтер мен оның тотығу өнімдерінің балкуы және оның штейн мен шлакқа бөліну процестеріне қарағанда, өте баяу процесс – кремнезем еруі жүреді. Оксидті-сульфидті

балқымадан түзілетін 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.

Шлакта механикалық жүзгіндер түзілудің тағы бір себебі, шлактың тыныш балқымасына тотықпаған сульфидті минералдардың түсуі болуы мүмкін. Сульфидті минералдардың майда бөлшектері балқуы кезінде, штейн тамшылары түзіледі. Олар, шлакты балқымасының түбіне түсуі басталған кезде, басқа штейндермен бірігуі есебінен, шекті өлшемге жеткенге дейін, беттік керіліс күші есебінен шлак бетінде ұсталынып тұра алады. Шлак бетінде штейн тамшыларының бар болу эффектісі Х.К. Аветисянмен [26], шарпыма пешінен шлакты шығаратын шпур алдында, флюс ретінде қосылатын кварциттен түзілген бөгет пайда болған кезде көрсетілді. Бұл бөгеттің түзілуі барысында, үйінді шлактағы мыс мөлшері төмендеді.

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 төмендегу шарттарының бірі, оларды ірілендіру және тұндыру болып табылады. Бөлшектердің коалесценция жылдамдығын арттыру үшін, бөлінетін фазасы бар шлакты араластыру – эффективді. Алайда, А.В. Ванюковтың тұжырымдауы бойынша, барлық мүмкін шараларға карамастан, бірқатар процестерде бөліп алынатын фазаның майда жүзгіндер ретінде түзілуін болдыртпау мүмкін емес. Бұл жағдайда, түзілетін бөлшектердің, мүмкіндігінше, өлшемі ірі, ал саны аз болуына тырысу керек [27].

Шлактағы механикалық өлшенді динамикасына жоғары дәрежеде шлақтың тұтқырлығы және беттік қасиеттері әсер етуі мүмкін, олардың әрекеті өзара қарама-қарсы. Егер, тұтқырлықтың артуы өлшенді тұнуын баяулатса, онда шлак – жүзгіндер жүйесінде фаза аралық керілістің ұлғаюына, жүзгіннің іріленуіне және оның жылдам бөлінуіне әсер етеді. Тұтқырлық мөлшері, алдымен балқыманың табиғаты және құрамымен, сонымен қатар, температурасымен анықталуы тиіс.

Шлақты балқыма табиғатынан айтатынымыз [28], 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 арақашықтығы (d) ие. Осы мөлшерлер артқан сайын, тұтқырлық жоғарлайды. Мұндай ауысым өту үшін, қажетті энергия қоры бар бөлшектер санының ұлғаюынан, температураның жоғарлауы кезінде, тұтқырлық төмендейді.

Температура жоғарылаған сайын, үзілген Si-O байланыс саны көбейеді, осының салдарынан тұтқырлы ағымның SiO₂ активация энергиясы төмендейді. SiO₂-ға MeO қосқан кезде, Si-O-Si байланысы үзіліп, Si-O-Me-ға алмасады. Алшақтаған сайын, энергиясы әлсіз өзгереді, бағытталмаған O-Me гетерополярлы байланыстардың түзілуі, үштік SiO₂ торды қопсытады, бөлшектер қозғалысын жеңілдетеді және тұтқырлы ағын активация энергиясын төмендетеді. Активация энергиясының түсуі, белгіленген MeO мөлшеріне жеткен соң баяулайды. Осы уақыттан бастап, SiO₂ үштік торы жеке бөліктер – кешенді аниондарға үзіледі.

Балку 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. [29] жұмысында, балқыту ваннасының меншікті барботаж қуатынан штейнді тамшылардың

тұрақты өлшемінің тәуелділігін зерттеу нәтижесінде, балқыманы араластыру меншікті қуаты жоғары болған сайын, штейн-шлакты эмульсияда штейн тамшыларының тұрақты өлшемі кіші болатыны көрсетілді. Өлшемі гидродинамикалық тұрақты өлшемнен асатын штейннің ірі тамшылары, шлак-штейнді эмульсияның интенсивті барботаждалуы кезінде ұнтақталады. Ірі тамшыларды ұнтақтау кезінде, әртүрлі өлшемді тамшылар түзілуі мүмкін. Үлкен және кіші тамшылардың нақты қатынасы шамамен 10:1 болып келеді. Ірі тамшының жоғары деформациясында оның үзілуі, бір уақытта, бірнеше жерде майда тамшы түзумен жүруі мүмкін. Осылайша, коалесценция және ұнтақтау арасында динамикалық тепе-теңдік кезінде, шлакта ұсақ дисперсті штейн жүзгіндерінің белгілі бір үлесі кездеседі.

Ванюков пешіне қарасты жүргізілген тамшыаралық колесценция бағасы, пештің фурмалық аймағында, шамамен, 2 % тамшы іріленбейді. Эмульсиядағы майда штейн жүзгіндерінің салыстырмалы аз үлесіне қарамастан, ол шлактармен металдардың жалпы механикалық жоғалымының негізгі құрамдасы болып келеді [22].

Жоғарыда айтылғаннан қорытындылайтынымыз, механикалық жоғалым мөлшері жоғары дәрежеде процесс сипаты – балку ваннасының түзілуі және оны араластыру интенсивтілігімен (штейн эмульсиясының коалесценциясы және тұну шарттары), шлақтың тұну уақыты және оның қасиеттерімен (тұтқырлық, тығыздық, фаза аралық 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 өтуі нәтижесінде болатын ерігіштігін жатқызуға болады:

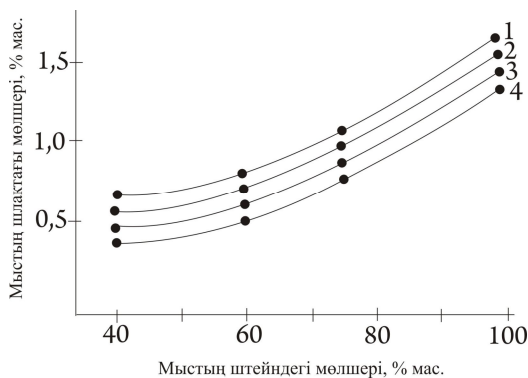


Табиғатта, бір фазада еритін және екі түйісетін фазалардың бірінде мүлдем ерімейтін элементтер немесе қосылыстар болмайды. Элемент немесе қосылыс қасиетіне байланысты,

кайсыбір фазада әлсіз немесе күшті еруі мүмкін. Еру дәрежесі, ерітілетін заттың және еріткіштің жеке қасиеттерімен анықталады және таралу коэффициентімен сипатталады. Температура жоғарылаған сайын, түйісетін фазалар арасындағы құрамдастардың физикалық ерігіштігі, процесс энтпропиясы жоғарылау 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 құрамы және процестің оксидті-сульфидтеуші потенциалымен анықталады. Электрхимиялық жоғалымдар мөлшерін анықтау, эксперимент ұйымдастыру тұрғысынан, өте қиын мәселе. Шлақтың өндірістік сынамаларында, жоғары дәлдікпен электрхимиялық және механикалық қатынасын мөлшерлік анықтау, дерліктей, мүмкін емес, себебі, шлактан штейн жүзгіндерін бөліп алу 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.

Шлакта мыс ерігіштігін зерттеудің ертерек сатыларында, штейнді өлшенді түзілу мүмкіндігі ескерілмеген. Зертханалық диагностика құралдарының жетілмегендігі, шлактағы мыс ерігіштігіне күкірт және оттегі қысымының әсерін ескеруге мүмкіндік бермеді. Мұның бәрі, алынған деректердің әртүрлі мәніне әкелді, бірақ бұл кезде, шлактағы мыс мөлшері, оның штейндегі мөлшері мен магнетиттің шлактағы мөлшері жоғарылаған сайын, артатынын көрсетті (1.10, 1.11-суреттер, сәйкесінше).

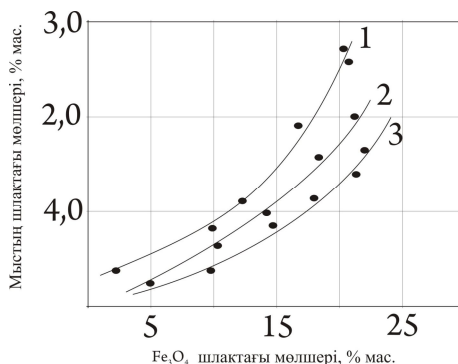


1.10-сурет. Шлактағы мыс мөлшеріне штейн құрамының әсері

1- 18% SiO₂; 2- 25% SiO₂; 3 – 36% SiO₂; 4 – 40% SiO₂.

Кедей штейн аймағында, шарпыма және шахталы балқыту процесін есептеу үшін, көптеген экспериментті деректерді өңдеу нәтижесінде алынған, $(Cu)=0,01 [Cu]$ шлактағы мыс мөлшерін анықтауға арналған теңдеу кеңінен қолданылды.

Көптеген зерттеушілер, зертханалық эксперимент жүргізу шарттарында механикалық жоғалымдарды жою, балқыту өнімдері арасында металдардың тәртібі мен таралуын зерделеуде принципті 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 себептерін атап айтуға болады. Біріншісі – біріншілей балқытылған штейн әлі қатты шлак бөлшектерін дымқылдатады, нәтижесінде, шлак балқуы кезінде, сынақ уақытында тұнып үлгермейтін штейннің майда



1.11-сурет. Cu-FeO-SiO₂-Fe₃O₄ жүйесіндегі шлактағы мыс ерігіштігінің Fe₃O₄ тәуелділігі. T=1270 °C

1- 29,44% SiO₂; 2 – 20,24% SiO₂; 3 – 12,83% SiO₂

бөлшектерінің жүзгіндері түзіледі. Экспериментті қиындататын тағы бір мәселе, суыту кезінде сұйық штейнмен қатты шлақты дымқылдату эффектісі болып келеді (штейнді жол эффектісі).

Зертханалық эксперимент барысында шлактармен металдардың жоғалымын жою, шлакта еріген металдың тотықты құрамдастарын нақты анықтауға, сәйкесінше, оларды төмендетудің қажетті шараларын қабылдауға мүмкіндік береді. Көрсетілген мәселенің шешілуі, жоғалымда металдар еруінің тотықты күйі сульфидті (механикалық) күйінен басым болып келетін, тотығу процестері үшін ерекше маңызды. Бұл, зерттеушілерден белгілі бір түзетулер мен зерттеудің жаңа арнайы әдістемелерін әзірлеуін талап етті.

Осылайша, [30] жұмыста, шлакта біріншілей штейн жүзгіндерінің түзілуін жою үшін, байланыстағы штейн және шлак фазаларын алунд қайықшасының әртүрлі шетінде орналастырды, кейін бастапқы штейн және шлак жүзгіндері бар қайықшаны аз ғана еңіспен, шлак қайықшаның жоғарғы жағында болатындай етіп, реакторға орнатты. Қажетті температураға жеткеннен кейін, балқытылған және түзілген шлак, балқытылған штейн тамшыларына ағызылуы арқылы жүріп жатты. Мұндай әдіс авторларға, біріншілей штейн

жүзгіндерінің түзілуін жоюға мүмкіндік берді. Қажетті уақыт өткен соң, реакторды, қайықшасымен бірге пештен шығарып, суытты. Қатқан шлақтың штейнмен дымқылдануы, шлак беті бойынша жүреді, сондықтан химиялық сараптамаға жіберілетін шлак сынамасы, штейннің түсу мүмкіндігі болмаған төменгі қабаттардан алынды.

Механикалық жүзгіндерді жою, шлакпен мыстың металдық фазасын, немесе мыстың басқа металдармен қорытпасын байланысқа келтіру жолымен қол жетімді болды, бұл, эксперимент жүргізуді жеңілдетеді. Оттегінің парциалды қысымын анықтау мақсатымен, мыс-шлак-газ жүйесін зерделеу әдістемесі алғаш рет, ҚазКСР Ғылым академиясының Металлургия және кен байыту институтында пирометаллургиялық процестер лабораториясында, А.Н. Квятковский жетекшілігімен құрылып, қолданылды. Әдістеме мәні: құрамында таза мыс және магнетиттің әртүрлі мөлшері бар шлактан тұратын жүзгінді тигельге тиеді. Кейін тигельді, түбінде кальций карбонаты (сынақ барысында диссоциация нәтижесінде CO_2 бөлінді) өлшендісі бар ампулаға енгізді, сынақты өткізу уақытында газ құрамы шлакпен тепе-теңдікке келді. Сынақтан кейін ампула ауада жылдам шынықтыруға ұшырады, ал газ сынамасы ондағы CO_2 және CO мөлшерін анықтауға сараптамаға жіберілді. Оттегінің тепе-теңдік қысымы, газ сынамасында CO_2/CO қатынасы бойынша есептелді.

Кейіннен, газ фазасы сараптамасының жаңа әдістерінің пайда болуымен, шлак және штейнмен тепе-тең газ фазасында оттегі, кейін күкірт қысымын анықтау бойынша әдістемелерді өңдеуімен, шлактағы мыс ерігіштігін анықтау бағытында сенімді деректер алудың негізі қаланды. Осылай, ағынды жүйелерде шлак (немесе штейннің шлакпен) үлгілері үнемі жаңарып отыратын, белгілі берілген құрамды газ фазасымен тепе-теңдікке келтіріледі. Бұл кезде күкірт және оттегі парциалды қысымы, бастапқы газ фазасындағы CO , CO_2 және SO_2 мөлшерінің қатынастарымен беріледі [31].

Тепе-тең газ коспасы 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, 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.

Өткен ғасырдың бірінші жартысындағы маңызды мәселе, штейн және шлак үлгілерінде жоғары дәлдікпен Fe^{3+} және Fe^{2+} мөлшерін анықтау болып табылды. Берілген мәселені шешуге және нәтижелердің нақтылығын жоғарылатуына, штейн-шлак балқымаларының физика-химиялық талдау тәсілдерінің дамуы үлкен әсер етті. Өткізілген зерттеулердің жинақталған нәтижелері, әртүрлі процестер үшін, шлактарда электрхимиялық мыс жоғалымын болжамдауға мүмкіндік береді [32].

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. Мысалы, Балқаш мыс зауытында Ванюков пеші шлактарында мыс өсуінің негізгі себептері, пештің температуралық жүрісінің бұзылуы (шлак тұтқырлығы жоғарылауы 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 құрамы, 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 диапазонда 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, аспалы күйдегі автогенді процестер үшін, штейннің ірі тамшылары, оларға қарағанда 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 жоғалымының ұлғайған көлемі анықталатындығымен, мыс бойынша баяу байытылады. Мысал ретінде, Алмалық ТМК-ның оттекті от жалынында ағынды шлактарын микрозонд тәсілімен зерттеу барысында, шығарылатын штейнде, мыс мөлшері 45 % деңгейінде болған кезде, штейннің ұсақ дисперсті тамшылары фاینштейнге жақын құрамға ие болғандығы анықталды. Байқалып отырған теріс эффектіні жою үшін, аспалы балқыту

пешінің балқыма ваннасына, шлак магнетитін бөлшектеп бөлу үшін және штейннің аспалы тамшыларының құрамы донды штейнге жақын болу үшін, кесекті көмір қосады.

Мыс концентраттарын балқытудың технологиялық рәсімделуі сантүрлі болғанда, шлактармен мыстың электр-химиялық және механикалық жоғалымының қатынастарын анықтайтын келесі екі жағдайды бөліп айтуға болады [22]:

- 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;

- барботаждалатын 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. Мөлшерлік термодинамикалық модельдерді тұрғызу қағидалары

Автогенді балқытудың мөлшерлік теориясының құрылуы, әртүрлі ғылымдар аймағында – термодинамика, химиялық реакциялар кинетикасы, көпфазалы орталардың гидродинамикасы, жылу- және массаалмасу және т.б. зерттеулердің кең ауқымына сүйенуі керек.

Қазіргі таңда автогенді балқытулардың нақты мөлшерлік теориясы жоқ. Алайда, бірқатар мәселелерді қарапайым модельдер есебінен шешуге болады.

Бұл балқыту термодинамикасы мен қатар фазалардың бөліну сұрақтарына да қатысты.

Химиялық жүйелерді, жалпы термодинамикалық жүйелерден бөлек топқа бөліп алуға мүмкіндік беретін анықтаудың негізгі белгісі, химиялық реакция өтуі нәтижесінде

жүйе құрамының өзгеруі болып табылады. Сондықтан жүйені толық сипаттау үшін, екі кез келген қос айнымалы (қысым P және температураны T , көлем V мен температураны T , энтропия S мен температураны T , энтропия және қысымды P) параметрлерін білуден басқа, жүйе құрамын, яғни, жүйені құрайтын барлық заттардың концентрациясын білу қажет. Заттардың минимальды жиынтығын берген дұрыс, ол химиялық түрлендірудің белгілі механизмінде, химиялық жүйенің барлық құрамын анықтайды. Балқыту өнімдерінің түзілу жолдары, нақты аппаратуралық рәсімделуге тәуелді. Онымен қоса, Ванюков процесінің интенсивті массаалмасуы шарттары және балқыту температурасы, химиялық түрлендірудің жоғары жылдамдығында, балқуда түзілетін фазалар құрамы өзара тепе-тең күйге жақын деп тұжырым жасауға болады. Бұл тұжырым, фазалардың тепе-тең шығу модельдері негізінде процестің теориялық талдауына кең мүмкіндіктер ашады.

Термодинамикалық модельдердің құрылуы келесі ретпен жүреді: бастапқы шихтаны және тотықтырғыш немесе тотықсыздандырғыштың қажетті мөлшерін, талап етілетін температурада, тұйық жүйеге енгізіп, түзілген теңсалмақты өнімдердің шығыны мен құрамын есептейді. Осымен қатар, процестің жалпы тепе-теңдік жылу эффектісін анықтайды. Жүйенің ортамен шекарасында жылу алмасу шарттарын бере отырып, балқытудың әр түріне тепе-теңдікті жылу балансын да анықтауға болады. Балқытуды герметикалық емес пештерде жүргізгендіктен, жалпы қысым мөлшерін $0,1 \text{ МПа}$ деп қабылдайды.

Мөлшерлік модельдер құру кезінде тепе-теңдік есептеулерін күрделі көпкомпонентті жүйелер үшін жүргізу керек болады. Мысалы, штейнге мыс концентраттарын балқыту үшін, қарастырылып отырған компоненттердің минимальды саны беске (Cu , Fe , S , O , SiO_2) тең. Егер CaO , Al_2O_3 сияқты шлак компоненттерін ескермей, бірақ (Pb , Zn , As , Sb , т.б.), элементтер тәртібін қарастырсақ, компоненттер саны жеті онға дейін көтеріледі.

Фазалар арасындағы тепе-теңдік шарты болып, байланысатын фазалардағы барлық компоненттердің химиялық

потенциалдарының теңдігі табылады. Есептеуге қажетті анықтамалық мәліметтердің толық көлемі өте ауқымды. Сондықтан, оларды орындау үшін, тапсырма өлшемін төмендету және оны нақты есептеулерге қолданыла алатындай етіп жасауға мүмкіндік беретін, қосымша ықшамдайтын ұсыныстар қажет. Мұндай ұсыныстар, әрине, металдар, штейндер мен оксидті силикатты балқымалардың аз, өзара ерігіштігіне, сонымен қатар, бастапқы шихтадағы компоненттер концентрациясының қатынастарына негізделген балқыту технологиясының өзінен шығады.

Соңғы уақытта тепе-теңдік шарттарында түсті металдар тәртібін болжау үшін, нақты процестерде фазалардың тепе-тең шығуы модельдері қолданылады. Осылай, H.Kellog [33], құрамында мырышы бар шлактарды фьюмингілеу процесін зерттеуге арналған модель ұсынды. S.Goto [34], мысты балқыту процесі кезінде штейн, шлак және газ фазасы арасындағы тепе-теңдікті есептеу программасын құрды. Металлургия саласында құрылған фазалар тепе-тең шығуының термодинамикалық модельдері, *«Оутокумпу»*, *«Норанда»* және басқалар сияқты танымал процестерінде кеңінен қолданылуда.

Қолданыстағы есептеу техникасының жақсы дамуына қарамастан, үлкен тәжірибелік мәнге ие, ең маңызды сұрақтардың бірі – шлактағы тепе-теңдік жағдайдағы мыс еруінің анықталуы – ашық болып қалуда. Осыған байланысты, тепе-теңдік шарттарында алынған мәліметтер негізінде, штейнге балқыту кезінде, мыстың шлактағы құрамын болжамдауға мүмкіндік беретін мыс ерігіштігінің жалпы моделін құру үлкен қызығушылыққа ие.

Шлакта мыс еруінің жалпы термодинамикалық моделін құру мүмкіндігі алғаш рет [35,36] жұмыстарында қолданылды. Модельді құру негізіне, авторлар, [11] жұмыстарында айтылған ұсыныстарды алып, шлактағы мыс құрамын N_{Cu} – екі құрам соммасы түрінде көрсетті (1.8):

$$N_{Cu} = N_{CuQ_{0,5}} + N_{CuS_{0,5}} \quad (1.8)$$

Кейінгі есептеулерді сатылап өткізді, алдымен – шлактағы мыс ерігіштігінің оксидті, кейін – жалпы моделін тұрғызды.

Мысқұрамды қорытпа мен шлак арасындағы тепе-теңдік шарттарындағы мыстың оксидті ерігіштігін, $K_{(1.9)}$ константасы (1.9) өрнегінен анықталатын, (1.9) реакциясымен сипаттады:



Реакцияның тепе-теңдік константасы $K_{(1.9)}$, келесі теңдеуден есептелді:

$$\lg K_{(1.9)} = + 3822 / T - 1,57, \quad T = 1473 - 1673 \text{ K үшін.}$$

(1.9) теңдеуіне активтілік өрнегін $a_{\text{CuO}_{0.5}} = \gamma_{\text{CuO}_{0.5}} * N_{\text{CuO}_{0.5}}$ қоя отырып, $\gamma_{\text{CuO}_{0.5}}$ мәнін, қалған айнымалылар арқылы өрнектеді

$$\gamma_{\text{CuO}_{0.5}} = K_{(1.9)} * a_{\text{Cu}} * (\text{P}_{\text{O}_2})^{1/4} * (N_{\text{CuO}_{0.5}})^{-1}. \quad (1.10)$$

$\gamma_{\text{CuO}_{0.5}}$ активтілік коэффициенті, түрлі авторлардың тәжірибелік мәліметтерінен есептелді, алынған $\gamma_{\text{CuO}_{0.5}}$ мәндері, оның жүйенің параметрлерінен тәуелділігін құру үшін пайдаланылды.

(1.10) теңдеуі бойынша есептеу үшін, бірінші тәжірибелік мәліметтерден a_{Cu} , P_{O_2} және $N_{\text{CuO}_{0.5}}$ мәндерін есептеу қажет болды. Балқымада мыс активтілігін есептеу үшін, [37] жұмыстың мәліметтерін өңдеумен алынған регрессионды теңдеу қолданылды:

$$a_{\text{Cu}} = \gamma_{\text{Cu}} * N_{\text{Cu}} = (0,433 - 1,2 N_{\text{Cu}} + 4,1 N_{\text{Cu}}^2 - 2,33 N_{\text{Cu}}^3) * N_{\text{Cu}}. \quad (1.11)$$

Оттегінің парциалды қысымын $2\text{CO}_2 = 2\text{CO} + \text{O}_2$ реакциясы бойынша, (1.12) өрнегі арқылы анықтады:

$$K = \text{P}_{\text{O}_2} * \text{P}_{\text{CO}}^2 / \text{P}_{\text{CO}_2}^2. \quad (1.12)$$

$N_{CuO_{0,5}}$ мөлшерін, құрамында $CuO_{0,5}$, FeO , $FeO_{1,5}$, SiO_2 , $AlO_{1,5}$, CaO бар шлақтың химиялық құрамымен есептеді. Осылайша, (1.10) теңдеуі бойынша $\gamma_{CuO_{0,5}}$ анықтауға қажетті барлық мөлшерлер есептелді. Ауқымды мәліметтерді (барлығы 96 зерттеулер) өңдеу нәтижесінде, келесі теңдеу алынды:

$$\gamma_{CuO_{0,5}} = -2,84 - 2,858 N_{FeO} - 1,517 N_{SiO_2} + 6,54 N_{CaO} + 2,27 N_{AlO_{1,5}} - 7,21 \cdot 10^{-2} \ln P_{O_2} + 3,95 \cdot 10^{-3} T. \quad (1.13)$$

Шлак компоненттерінің моль санын есептеу кезінде барлық темір FeO -ға саналды, бірақ мұндай ықшамдау, есептеулерде белгілі ауытқымдар енгізді. Бұл, авторлармен, шламтағы мыстың соңғы оксидті ерігіштігін есептеу кезінде, сәйкес түзетулер енгізумен ескерілді. $N_{CuO_{0,5}}$ және $Cu_{шл.}$ үшін, қорытынды теңдеулер келесі түрде болды:

$$N_{CuO_{0,5}} = K_{(1,9)} * a_{Cu} * (P_{O_2})^{1/4} * (\gamma_{CuO_{0,5}})^{-1}; \quad (1.14)$$

$$Cu_{шл.} = M_{CuO_{0,5}} * N_{CuO_{0,5}} / [M_{CuO_{0,5}} * N_{CuO_{0,5}} + (M_{FeO} * N_{FeO} + M_{AlO_{1,5}} * N_{AlO_{1,5}} + M_{CaO} * N_{CaO}) * (1 + N_{CuO_{0,5}})^{-1}]. \quad (1.15)$$

Шламта мыстың оксидті ерігіштігін тұрғызғаннан кейін, авторлар, есептеудің келесі процедурасын қолданды. $N_{CuS_{0,5}}$ мәніне әсер ететін тәуелсіз факторларды ескеру үшін, $CuS_{0,5}$ -нің активтілік коэффициентін ($\gamma_{CuO_{0,5}}$) қолданды.

$$N_{CuS_{0,5}} = (\gamma_{CuS_{0,5}})^{-1} a_{CuS_{0,5}} = (\gamma_{CuS_{0,5}})^{-1} (a_{CuS_{0,5}})^{1/2}. \quad (1.16)$$

(1.14), (1.16) теңдеулерін (1.8) теңдеуіне қойып, алатынымыз:

$$N_{Cu} = K_{(1,9)} * a_{Cu} * (P_{O_2})^{1/4} * (\gamma_{CuO_{0,5}})^{-1} + (\gamma_{CuS_{0,5}})^{-1} (a_{CuS_{0,5}})^{1/2}. \quad (1.17)$$

(1.17) теңдеуі бойынша есептеу үшін, Cu және Cu_2S , активтілік мәндері мен P_{O_2} және $CuO_{0,5}$, $CuS_{0,5}$ бойынша активтілік коэффициенттерін есептеу қажет.

Cu-Fe-S-O-SiO_2 жүйесіндегі штейн – шлак – газ фазасы жүйесінің тепе-теңдігі кезінде бос дәреже саны: $C=5-3+2=4$ болады. Айнымалылар ретінде штейндегі мыс құрамы $\text{Cu}_{\text{шт.}}$, % (мас.), газ фазасындағы SO_2 қысымы, температура мен шлактағы FeO активтілігі таңдалды. Мұндай таңдау штейнге балқыту процесіне тән.

Штейн құрамына тәуелді компоненттер активтіліктерінің мәндерін, бір-бірінен тәуелсіз әдістермен есептеу арқылы анықтауға болады: псевдоүштік $\text{Cu}_2\text{S-FeS-FeO}$ жүйесі изоактивтілігі диаграммасымен [6], не кубты сплайнды аппроксимациясының қолдануымен [39].

Егер бірінші есептеу әдісі дәстүрлі есеп болып келсе, екіншісі – қажетті сплайндар коэффициенттері мәндерін есептеуді талап етеді (коэффициенттердің есептік мәндері [40] жұмысында келтірілген). Есептеудің мәні – штейндегі мыс құрамынан компоненттер активтілігін келесі теңдікпен анықтауға тіреледі:

$$a_{\text{Cu}_2\text{S}} = y_i + b_i (\text{Cu}_{\text{шт.}}/10) + c_i (\text{Cu}_{\text{шт.}}/10)^2 + d_i (\text{Cu}_{\text{шт.}}/10)^3, \quad (1.18)$$

мұндағы i индексі – $(\text{Cu}_{\text{шт.}}/10)$ бөлшегінің бүтін бөлігі;
 y, b, c, d – сплайн коэффициенттері.

a_{FeS} және a_{FeO} мәндерін есептеу, (1.18) теңдеуіне ұқсас. Сонымен, мыстың берілген мөлшерінде $a_{\text{Cu}_2\text{S}}$, a_{FeS} және a_{FeO} активтіліктері оңай анықталады. (1.18) теңдеуі бойынша есептеулерге қажетті қалған активтіліктерді, $a_{\text{Cu}_2\text{S}}$, a_{FeS} , a_{FeO} , P_{SO_2} және T -ның берілген мәндерінде, ретімен (1.19)–(1.22) теңдеулерін шеше отырып, анықтауға болады.



(1.19) теңдеуін (Fe_3O_4) -ке қатысты шеше отырып, алатынымыз:

$$a_{\text{Fe}_3\text{O}_4} = [a_{\text{FeO}}^{10} * P_{\text{SO}_2} / (K_{1.19} * a_{\text{FeS}})]^{1/3}.$$

(1.19) реакциясының тепе-теңдік константасын $K_{(1.19)}$, $\Delta G = 72550 - 41,59 T \text{ Дж/моль}$ есебінен анықтауға болады.

$$\begin{aligned} 3 [\text{FeO}] + \frac{1}{2} \text{O}_2 &= (\text{Fe}_3\text{O}_4). & (1.20) \\ P_{\text{O}_2} &= [a_{\text{Fe}_3\text{O}_4} / (K_{1.20} * a_{\text{FeO}}^3)]^2, \\ \Delta G &= - 103097 + 37,5 T \text{ Дж/моль}. \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{O}_2 + \frac{1}{2} \text{S}_2 &= \text{SO}_2. & (1.21) \\ P_{\text{S}_2} &= (P_{\text{SO}_2} / K_{1.21} * P_{\text{O}_2})^2, \\ \Delta G &= - 361409 + 72,55 T \text{ Дж/моль}. \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} 2[\text{Cu}] + \frac{1}{2} \text{S}_2 &= [\text{Cu}_2\text{S}]. & (1.22) \\ a_{\text{Cu}} &= [a_{\text{Cu}_2\text{S}} / K_{1.22} * (P_{\text{S}_2})^{1/2}]^{1/2}, \\ \Delta G &= - 147109 + 49,05 T \text{ Дж/моль}. \end{aligned}$$

$\gamma_{\text{CuS}0.5}$ мәнін және оның жүйе параметрлерінен тәуелділігін, авторлар, (1.16) теңдеуін, қалған мәндер мәлім болған жағдайда, $\gamma_{\text{CuS}0.5}$ қатысты шешіп тапты. P_{SO_2} бақыланатын мәнінде, тепе-теңдік шарттарында, барлық ауқымды мәліметтерді өңдеу нәтижесінде, келесі регрессионды моделі алынды:

$$\ln \gamma_{\text{CuS}0.5} = - 5,139 - 0,413 \ln P_{\text{O}_2} - 0,383 \ln P_{\text{S}_2}. \quad (1.23)$$

(1.23) теңдеуі 10 %-ға тең вариация коэффициентімен және 0,95 мәндік деңгейімен тәжірибелік мәліметтерді адекватты сипаттайды. $\gamma_{\text{CuS}0.5} = \text{const}$ нөл-гипотезасының тексерілуі, оның 0,966 тең дәрежесімен дұрыс емес екендігін көрсетті, сондықтан, $\gamma_{\text{CuS}0.5}$ -нің P_{O_2} мен P_{S_2} -ден тәуелділігін ескеру қажет.

Штейн-шлакты жүйелерінің компоненттер активтілігінің тұрғызылған моделі, штейндегі мыс және газ құрамы, температура, күкіртті газ қысымы есебінен, сәйкестендірілген активтілік жүйесін есептеуге мүмкіндік береді. Модель, штейн құрамының барлық өзгеру диапазонында, тіпті қара мысқа дейін, шлактағы мыстың құрамын есептеуге мүмкіндік береді.

Шлактармен мыс жоғалымының құрастырылған термодинамикалық модельдері, қолданыстағы зертханалық тәжірибені жақсы сипаттағанына қарамастан, оларды өндірістік процестерді талдау кезінде қолданғанда, әрбір нақты балқыту процесінде қалыптасатын штейн фазасының түзілу шарттарының ерекшеліктерін ескеру қажет.

Оттекті от жалынында балқыту (ОФБ) шлактарын зерттеу нәтижесі [41], шлактағы еріген мыстың құрамы, оның донды штейнмен тепе-теңдігі шарттағы еріген мөлшеріне қарағанда, әлдеқайда жоғары екенін көрсетті. Микрорентгенспектральды және минералогиялық сараптамалар, шлактағы штейнді қосылыстар, құрамы бойынша, балқытудан алынатын, мыс мөлшері ~40% болатын штейн құрамына емес, ақ матқа жақындығын көрсетті.

Осыған сәйкес нәтиже, оттекті от жалынында балқыту процесі үшін, шлактағы мыс жоғалымын болжайтын модельдің қолданылуымен есептеу жолымен де алынды. Тәжірибелік және есептік шлактағы мыс ерігіштігінің сәйкес келуі, 65 %-ға тең шлактағы мыс құрамына жауап береді. Яғни, оттекті от жалынында балқыту процесінде, шлактағы еріген мыс жоғалымы шлакта диспергирленген штейн фазасы құрамымен анықталады. Мұнда, диспергирленген штейнді фаза, жалпы жағдайда, пештен шығатын штейн құрамымен сәйкес келмеуі мүмкін. Бұл тепе-теңдік модельдерінің қолданылуы, тек шлактағы металдар ерігіштігі жайында мәліметтерге сүйеніп қана қоймай, нақты металлургиялық процестерде фаза түзілу шарттарымен де қатынаста болу керектігін көрсетеді.

2. АВТОГЕНДІ А.В. ВАНЮКОВ ПРОЦЕСІ (ВП)

Бірінші тарауда, аса жаңашаландырылған балқыту түрлерін құрастыру және өндіріске енгізу мақсаты, олардың, металлургия саласының алдында тұрған алғышарттарды шешу қажеттілігімен айқындалатыны көрсетілді. Жаңа процесті құру – балқытудың жаңа қағидаларын ұсынуды талап етті. Ең алдымен, проблеманың бас шешімі – балқытуды штейннің қажетті құрамына жүргізуді үйренуді табу керек болды.

2.1. А.В. Ванюков ұсынған балқытудың негізгі жаңа қағидалары

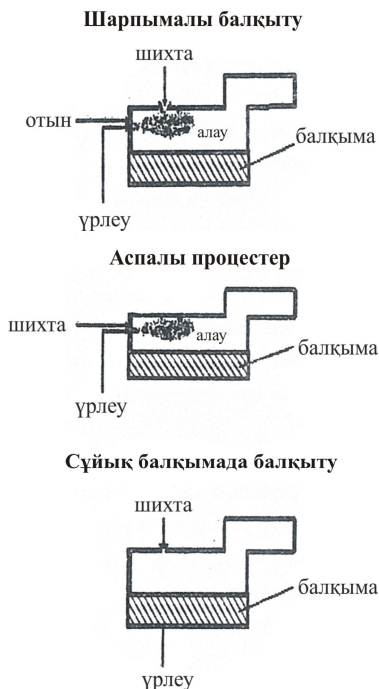
Кез келген шихта 1500-1600 К температурасына дейін қыздырылғанда, бір-бірімен араласпайтын екі сұйық – штейн мен шлакқа ыдырайды. Штейнді, Cu_2S және FeS екі компонентінен тұратын балқыма деп санауға болады. Штейндегі мыс мөлшерін жоғарылату үшін, ондағы Cu_2S мөлшерін арттырып, FeS мөлшерін төмендету 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 (2.1-сурет). Бірінші топқа жататын аспалы автогенді процестерінде, (2.1) реакциясының жүргізілуі, шикізатты тікелей жалынға беру арқылы шешіледі. А.В. Ванюков бұл мәселенің альтернативті шешімі – оттегіні жалынға емес, тікелей балқымаға беру әдісін ұсынды (2.1-сурет). Бұл, А.В. Ванюков ұсынған **бірінші қағида** болды.

Энергетикалық және экологиялық мәселелерді шешу мақсатымен оттегімен байытылған үрлеуді пайдаланады.

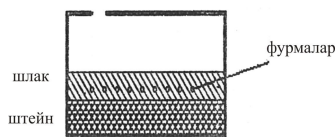
Шынында да, техникалық оттегіні қолдану есебінен, бір жағынан, қыздыруға және азоттың айналымына әсер етпейтін пайдасыз энергия шығымын төмендетуге, ал екінші жағынан – шығынды газдардың құрамындағы SO_2 концентрациясын жоғарылатуға болады. Бұл **екінші қағида** – техникалық оттегіні пайдалану – түсті металлургия саласында кеңінен тарап, қолданылуда.



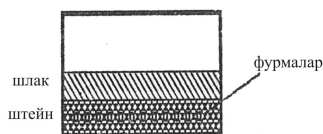
2.1-сурет. Түрлі процестердің сұлбалары

Осыдан кейін А.В. Ванюков: «Үрлеуді қайда беру керек – шлакқа ма, әлде штейнге ме» деген сұрақтың шешімін іздей бастады (2.2-сурет).

А. В. Ванюковтың идеясы



“Норанда” фирмасының
идеясы



2.2-сурет. Үрлеуді балқымаға
берудің түрлі идеялары

Логикалық тұрғыдан қарағанда, үрлеуді екінші вариант бойынша – штейнге беру дұрыс сияқты болып көрінеді. Шынында да, біз, штейндегі темір сульфидін тотықтандырғымыз 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 принципті 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 балкитын қосылыстарды қолдану. Штейннен бөлінген бұл қосылыстар пештің ішкі қабырғасында гарнисаж құрып, оны желімдеуден сақтайтын мүмкіншілігін жасайды. Штейн үшін мұндай

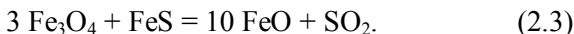
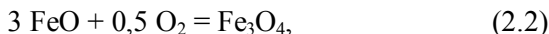
қосылыс біреу ғана, ол – магнетит (Fe_3O_4). Бірақ, магнетиттің штейннен дербес фаза ретінде бөлініп шығуы үшін «өте тотықтырғыш» шарттарының болуы қажет. «Норанда» процесінде, жалпы алғанда, болмашы мәселенің – отқа төзімді материалдарды желімдеуден сақтау – шешімі үшін жасалған осы шарттар, бұл процесті 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 тондырылатын 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 қауіп-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, (2.2) 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 талап етті. Айта кететіні, уақыт өте келе, А.В. Ванюков теориясының дұрыстығы тәжірибе жүзінде де дәлелденді.

Сонымен, А.В. Ванюков ұсынған негізгі қағидалар сипатталды. Енді Ванюков процесінің (ВП) конструктивті құрылысы мен оның енгізілуіне көңіл бөлген жөн. Бұл сұрақты талдау алдында, процестің теориялық негіздері мен ерекшеліктеріне қысқаша тоқталып өтейік, себебі бұл мәселелердің маңызы, талданатын сұрақпен тығыз байланысты. Ал А.В. Ванюков процесінің теориялық негіздеріне терең қызығушылық танытқандарға, арнайы [1,2,21,32] техникалық әдебиеттерімен танысуды ұсынамыз.

2.2. Процестің теориялық негіздері мен ерекшеліктері

Автогенді балқыту технологияларына тән қасиеттердің барлығын сақтай отырып, басқа автогенді процестермен салыстырғанда, ВП-нің көптеген артықшылықтары бар. Мұны 1.1-кестесінде көрсетілген, кең таралған автогенді процестерінің салыстырмалы технологиялық көрсеткіштерінен байқауға болады [9].

ВП-нің өнімділігінің жоғары үлес салмағы, флотационды концентрат пен ұсақ материалдарды балқытуға және шаң шығуының аз мөлшерде болатындығымен өзіне назар аудартады. Штейндердің құрамдары бір-біріне сәйкес болған кезде, ВП-нен алынатын шламдағы мыс мөлшері, басқа – оттегі алаулы балқытудан (ОАБ) және аспалы күйіндегі балқытудан

алынатын шлактағы мыс мөлшеріне қарағанда, неғұрлым төмен болады.

ВП-нің пайда болуына, пирометаллургиялық процестердің тиімдеу жолдарын іздестірудегі көп жылдық зерттеулер себеп болды [15–18], олар пештің негізгі технологиялық және конструкциялық шешімдерін белгілеуге мүмкіндік берді.

Процестің технологиялық көрсеткішінің соңғы мәндеріне, фазалардың түзілу шарттары мен олардың кейінгі бөлінуі әсер етеді. ВП-нің теориясының негізгі сұрақтарына, ванналардың араласу сипаттамасы және барботаждау кезінде шихтаның тотықсыздануы, металдардың штейн мен шлак арасында бөлініп таралуы және фазалардың бөліну жылдамдығы жатады. ВП-нің негізгі ерекшеліктерінің біріне шихта құрамындағы жоғары күкіртті сульфидтердің тотықсыздануы жатады.

Сульфидтердің тотықсыздануы. Басқа автогендік процестерге қарағанда, сұйық ваннада балқытудың негізгі ерекшелігі – сульфидтердің балқуы мен тотықсыздану механизмдерінің штейн балқымасында емес, шлак ваннасында жүруінде. Келесі ерекшеліктерінің бірі – штейн мен шлак балқымаларының пеште көлденең емес, тігінен, яғни, жоғарыдан төменге қарай қозғалып, пештің төменгі қабатында орналасқан сифондар арқылы шығарылуында. Шлак-штейнді эмульсиясындағы сульфидтердің тотықсыздануы күрделі, көпсатылы процесс. Ол келесі күрделі механизмдер арқылы іске асады: а) штейн тамшылары мен шлакта еріген сульфидтердің тотықсыздануы арқылы, б) шлактағы темір оксидінің (FeO) магнетитке (Fe_3O_4) дейін тотықсыздануымен және в) сульфидтердің түзілген магнетитпен тотықсыздануы арқылы. Соңғы екі механизмнің жүруіне байланысты, шлак-оттегі тасымалдаушысы да болып табылады. Шлак-штейнді эмульсиясындағы сульфидтердің тотықсыздануының келесі бір ерекшелігі – біріншілік темірлі шлактардың түзілуін және, шлактағы мыстың жоғалымын арттыратын, ұсақ сульфидті бөлшектердің бөліну механизмінің жүруін әлсірететін нақтылы шарттардың жасалуында. Еріген сульфидті бөлшектердің бетінде түзілетін оксидтер, процесті жүргізу кезінде, соңғы құрамды шлактарда жылдам ериді. Ұсақ сульфидті өлшемділердің (штейн

тамшыларының) түзілу шарттарын минималдау, негізгі металл бойынша, кедей қалдық шлактарды алудың мүмкіншіліктерінің бірі. Бұл – сұйық ваннада балқытудың негізгі артықшылығы болып табылады.

Сұйық ваннаны араластырудың сипаттамасы. Бір сұйықтықтың дисперсиясын басқасында араластыру көптеген химия-технологиялық процестерде кездеседі. Соңғы жылдары, пирометаллургия тәжірибесінде «эмульсионды металлургия» [42] деген жалпы атауға біріктірілген процестер класы айқындалды. ВП-ін де осы топқа жатқызуға болады.

Сульфидті кендерді штейнге балқыту процестері екі сұйық фазаның – штейн мен шлақтың түзілуімен байланысты. Бұл кезде барлық технологиялық процестерде штейн, жеке өзіндік фаза түзілуіне дейін, тамшылар түрінде шлак қабатынан өтеді. Бастапқы шихта құрамында әртүрлі сульфидті минералдар болғандықтан, тамшылар әртүрлі құрамға ие болады – таза темірлі штейннен ақ матқа дейін.

Дисперсті жүйелердің негізгі сипаттамасы болып дисперсті фазаның көлемдік бөлігі табылады. Дисперсті фазаның көлемдік бөлігі оның тамшылар ірілігімен бірігіп, жүйенің беттік фаза аралық шекарасын сипаттайды, сонымен қатар, жалпы толық фазасы мен дисперсті фаза арасында жүретін жылу және масса алмасу процестерінің жүруін анықтайды. Сұйық шлактардағы сульфидті тамшылардың өлшемдері мен құрамдарын және түзілу себебін білу, шлактармен мыстың жоғалуын төмендететін әдістерін құру кезінде өте қажет. Сонымен бірге, бұл сұрақтар бойынша да, сол сияқты әр нақты балқыту процесі үшін шлактармен сульфидті формада жоғалатын мыстың бөлігі туралы сұрақтар жайлы да әдебиеттерде біркелкі ой-тұжырым жоқ.

Қалдық шлактармен металдардың механикалық жоғалымдарын төмендету үшін, шлакта жұқа дисперсті штейнді бөлшектерді төмендететін шаралары және шлақты балқымада түзілетін ұсақ дисперсті штейн тамшыларын ірілетуді қамтамасыздандыратын қолайлы шарттарын орнатуға талпыну қажет [4].

Сұйықтықтарды газдық ағынмен үрлеу зерттеулері, табанды және жоғарғы жағынан үрлеуге қарағанда, бүйірлі

үрлеу массаалмасу процестері үшін ең жақсы шарттарды қамтамасыз ететіндігін көрсетті [19]. Бүйірлі үрлеудің тағы бір артықшылығы – балқымаға берілетін газдың күшін максимальды өсіруге болатындығында. Балқыманы араластырудың ең басты сипаттамасы – оның салыстырмалы қуаттылығы. Араластырудың жоғары салыстырмалы қуаттылығы пеш ваннасындағы массаалмасу процесінің үлкен жылдамдықта жүруін қамтамасыздандырады.

Шлак пен штейннің түзілуі. Ванюков процесі үшін шлак түзілуінің жоғары жылдамдығы тән. Сульфидті шихтамен бірге берілетін кварцтық флюстер шлакта жылдам ериді. Пештің әртүрлі жерінен алынған үлгілердің минералогиялық талдауы, төменгі сапалы ірі кесекті флюстарды пайдаланған кезде, қалдық кварцтың жоғын көрсетті [27]. FeS тотықсыздануының шлакта өтуі біріншілік темірлі шлактардың түзілуін болдыртпауға мүмкіншілік жасайды. Осының салдарынан, шлактағы түсті металдардың жоғары мөлшерде болуының бір көзі жойылады.

Тамшыаралық коалесценция процесі кезінде штейн тамшыларының құрамы орташаланады. Олардағы мыс мөлшері, табанды штейннің орташа құрамынан $\pm 3-5\%$ аралығында болады. Тіпті фурма аймағынан алынған үлгілерде де аса тотықсыздану байқалмайды, ал процестің балқыту температурасы кезінде магнетиттің бөлінуі болмайды. Әртүрлі ванна аймағындағы штейн-шлакты эмульсиясының құрамдарының біркелкілігі [20], фурманың жоғары жағындағы қорытпалардың араласуы мінсіз және идеалды түріне жақын екендігін көрсетеді. Сонымен қатар, штейн-шлак-газды фаза жүйесінің тепе-теңдік күйіне жақын екендігі туралы тұжырымды ұсынуға болады. Балқыту өнімдер арасындағы тепе-теңдік туралы тұжырым эмульсиядағы штейн мен шлак құрамы арасындағы қатынаспен де нақтыланады. Процестің T , P_{SO_2} және FeO/SiO_2 тұрақты болған кезде және фазалар арасында (штейн, шлак, газ фазасы) тепе-теңдік орнатылған болса, $Cu-Fe-Si-O-S$ жүйесі бір бос параметрге ие болады ($C=5-3+2=4$). Бұл жағдайда, шлактағы Fe^{3+} мөлшері, штейндегі мыс мөлшерімен анықталады. Мыс бойынша штейнді

байыту кезінде темір сульфиді активтілігінің төмендеуі, шлактағы магнетит мөлшерінің өсуіне алып келеді.

Штейннің түзілуіне әсерін тигізетін факторлар. Қазіргі уақытта сульфидті кендердің негізгі массасы байытуға түседі, сәйкесінше, балқытуға бастапқы бөлшектерде ірілігі 70 μ болатын флотациондық концентраттар алынады. Көптеген зерттеулер көрсеткендей, шихтанның бастапқы компоненттерін біріктіріп балқытылуы, шлакта штейн тамшыларының ұсақ дисперсті бөліктерінің түзілуіне алып келеді, ал олардың толық бөлінуі ұзақ уақытта аяқталмайды [4]. Жоғарыда айтылып кеткендей, Ванюков процесін құрастыру кезінде негізгі мәселелердің бірі, фазалардың бөлінуін идентификациялауға мүмкіндік беретін шлактағы штейн тамшыларының коалесценциясын жылдамдату, олай болса, балқыту өнімділігін арттыру болды.

Ваннанның белсенді араласуы мен онда әртүрлі іріліктегі штейн тамшыларының болуы, олардың бір-бірімен соқтығысуына және іріленуіне жоғары мүмкіндіктерді қамтамасыз етеді. А.Д. Васкевич орындаған есептеулер [43], балқыманы белсенді араластыру кезінде тек нақты өлшемдегі тамшылардың тұрақты болатындығын көрсетті. Бұл кезде, кіші өлшемдегі тамшылар іріленеді, ал ірі тамшылар, керісінше, ұсақталады. Тамшылар өлшемдерінің тұрақтылығы араластыру белсенділігіне, шлак тұтқырлығы және штейн мен шлак шекарасындағы фаза аралық тартылысына байланысты. Сұйық ваннада балқыту шартында, процесс параметрлерінен және фаза құрамынан тәуелді болып келетін тұрақты тамшылардың диаметрлері нақты болып, 0,5–2,0 мм аралығында жатады. Фурманың жоғарғы аймағында тамшылардың ірілену процесін қарастырған кезде, бұл жерде бөлшектердің ірілігіне қарай, олардың іріктелуінің жүретіндігін ерекше айтып кеткен жөн. Ұсақ штейн бөлшектері шлакқа қарағанда қозғалмайды, сол себептен, фурманың жоғарғы жағында шлакпен бірге жүзіп жүреді. Бөлшектер тек нақты ірілікке (0,5 мм) жеткенде, салмақ күшінің әсерінен қажетті тік жылдамдыққа ие болып қозғала бастайды, содан соң, барботаждау аймағынан фурманың төменгі аймағына түсе бастайды. Осыған байланысты, фурманың төменгі

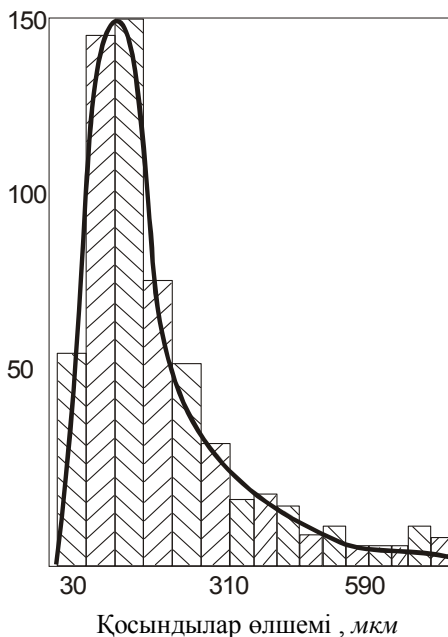
аймағына, негізінен, тек штейннің ірі тамшылары ғана түседі. Әрине, кездейсоқ ұсақ тамшылардың фурманың төменгі аймағына түсіп кетуін толығымен болдыртпау мүмкін емес. Бірақ, Ванюков пешінде, фурмалардан төмен аймағында, ұсақ сульфидті тамшылардың «жуылып» шығуын қамтамасыз ететін қолайлы шарттар құрылған. Жоғарыдан төмен қарай қозғалатын шлақтың әр элементарлы көлемі, шамамен 10^5 – 10^6 ірі штейн тамшыларының соғылуынан өтеді. Әр тамшының бір-бірімен ұрылуы, олардың қосылуына алып келе бермейді. Штейн тамшылары оң зарядталған және олардың зарядтарының тығыздығы жоғары. Тамшылар электростатикалық күштің әсерінен бір-бірінен тебіледі. Ұрылудың тек 10^3 – 10^4 бір бөлігі ғана қосылуға алып келетіндігі есептелген. Сұйық ваннада балқыту шарттарында, шлакпен штейнді молымен шаю кезінде, тамшылардың қосылуының аз мүмкіндігіне қарамастан, шлақтың әрбір элементарлы көлемінде тамшылардың 1000 тиімді ұрылуы қалады. Осыған байланысты пештен шығатын шлакта ұсақ сульфидті бөлшектер мүлдем аз, сондықтан, соңғы алынатын шлактағы мыстың жалпы мөлшері де жоғары болмайды.

Теориялық есептеулер көрсеткендей, А.В. Ванюков пешінің фурмалардың жоғарғы аймағында ~98% бөлшектер коалесценцияланып үлгіреді, ал тек 2 %-ға жуығы іріленбеген өлшенді түрінде қалады. Бұл мөлшерлік нәтиже, коалесценция кезінде эффективті ұрылудың жиілігі өте төмен болады деген болжамнан алынған. Қорытындылай келгенде, турбулентті коалесценция барлық бөлшектерді гидродинамикалық тұрақты өлшемдерге дейін ірілетуге үлгіреді, ал бұл, өз кезеңінде, металдардың шлактармен механикалық жоғалымының төменгі шамасын анықтайды.

Пеш фурмасының жоғарғы аймағынан алынған масса құрамының эксперименталдық зерттеулері [44], жұмыстың теориялық талдау нәтижелерін растады. Авторлармен жүргізілген А.В. Ванюков пешінде, фурманың жоғарғы аймағында жүргізілген зондылау, штейннің негізгі бөліктері, диаметрі 0,3–0,5 мм болатын тамшылармен көрсетілгенін, сондай-ақ штейн тамшыларының әртүрлі бөліктерінің құрамдары бірдей екендігін анықтады. 2.3-суретте эксперименталды мәліметтер бойынша

құрастырылған, пеш фурмасының жоғарғы аймағынан алынған үлгілердегі штейн қосындыларының ірілігіне қарай бөлініп таралу қисығы келтірілген. Қисықтың үшкір максимумы, ірі штейн тамшыларының аймағына келетінін көруге болады.

Нормативті құрамды штейн түзілу процесінде тек тамшылар өлшемдерін ғана емес, сонымен қоса, олардың орташа құрамын да ескеру қажет. Сульфидтердің бастапқы минералды бөлшектері әртүрлі мыс мөлшеріне ие болатындығынан және, олардың әртүрлі тереңдікте тотықсыздануының салдарынан, әртүрлі құрамды штейн тамшылары алынады. Балкытудың барлық технологиялық процестерінде штейн, жеке өзіндік фазаға бөлінуге дейін, аспалы тамшылар түрінде болады. Бұл процесс ертеректе, шлакта штейннің коллоидты ерітіндісінің болуы мүмкін емес деген көзқарас ретінде қарастырылған [15].



2.3-сурет. Пештегі фурманың жоғарғы аймағынан алынған үлгілердегі штейн қосындыларының ірілігіне қарай, бөлініп таралуы

Шлактағы штейн тамшыларының коалесценциясының кинетикасына бірнеше әдіспен әсер етуге болады. Олардың ішіндегі ең бастысы, жүйенің фаза аралық тартылысын жоғарылату мақсатымен, өзара бір-бірімен жыныстанушы фазалардың құрамын өзгертуге бағытталған. Тұрақты ұрықтың мөлшері, фаза аралық тартылысының мөлшеріне (σ_{1-2}) тура пропорционал екендігі белгілі. σ_{1-2} мөлшері неғұрлым үлкен болған сайын, ұрық соғұрлым аз түзіледі, бірақ, олардың әрқайсысы үлкен өлшемдерге тиесілі болады. Ірі және ұсақ ұрықтардың көп мөлшерде түзілуі, ірі штейн тамшыларының түзілуіне және олардың артуына мүмкіншілік туғызады. Бұдан кейінгі коалесценция, үлкен өлшемді тамшылар үшін, қолайлы шарттарда және фаза аралық тартылыстың жоғары мәнінде жүреді. Шлактағы штейн тамшылары ірілігінің төмен шегі, ұсақ тамшылардың тұрақтылығымен анықталады. Ұсақ тамшылар үлкен беттік энергиямен сипатталады, сондықтан олардың шлактағы ерігіштігі жоғары болады. Әртүрлі іріліктегі тамшылардың түрлі ерігіштігі мен түрлі еру жылдамдығының салдарынан, шлак фазасында, заттардың ұсақ тамшыдан ірі тамшыларға қарай изотермиялық айдалуы іске асуы керек. Заттардың осындай алмасу заңдылығы Гиббс–Томсон заңынан шығады:

$$\ln \frac{C_1}{C_0} = \frac{2\sigma_{1-2}M}{RTr\rho}, \quad (2.4)$$

мұндағы, C_1 – радиусы r тамшының бетінің үстіндегі аса қаныққан дисперсті фазаның концентрациясы;
 C_0 – дисперсті фаза көлеміндегі аса қаныққан концентрация;
 σ_{1-2} – фаза аралық тартылыс;
 M – заттың молекулярлық массасы;
 ρ – дисперсті фазаның тығыздығы.

Ұсақ және ірі тамшылар бетінің үстіндегі концентрацияларының айырмашылығы, еріген компоненттерінің концентрациясы аса үлкен болатын ұсақ тамшылардың бетінен, қаныққан ерігіндегі металдардың концентрациясы төмен болатын ірі тамшылардың бетіне қарай диффузионды ағынның

жүруін туғызады. Бұл кезде байқалатын қанығу, ірі тамшыларда еріген сульфидтердің бөлінуі және олардың өсуіне мүмкіндіктер туғызады. Бұл кезде, ұсақ тамшылар толығымен жойылады.

Ірі тамшылардың бір-бірімен әрекеттесуі кезінде процестің жүру жолы басқаша болып келеді. Шлактағы әртүрлі құрамды беттік тамшыларда пайда болатын компоненттер концентрациясының градиенті, ірі штейн тамшыларының құрамын теңестіруге алып келуі керек. Соңында, барлық тамшылардың құрамы бірдей болуы қажет.

Бұл процестің жылдамдығы бірнеше факторлар: балқыманың араласуының интенсивтілігі, шлактағы штейн тамшыларының ірілігі және олардың шлактағы көлемдік құрамымен анықталады.

Үздіксіз толық шлак фазасы арқылы ірі тамшылар арасындағы массаалмасу процесі эксперименталды түрде, [45] жұмысында зерттелді. Авторлар, тамшылардың құрамының орташалану процесі, табиғи конвекциялау шартында, ұзақ уақыт ішінде жүретіндігін дәлелдеді. Штейн тамшылары құрамының орташалануына тек қана массаалмасу механизмі ғана емес, сонымен қатар, тамшылардың коалесценция процесінің де әсер ететіндігі көрсетілді.

Әртүрлі құрамды ұсақ тамшылардың тізбектелген коалесценциясы және тұрақты гидродинамикалық өлшемінен асқан тамшылардың ұсақталуы, барлық компоненттердің концентрациясының орташалануына алып келеді [43]. Бұл механизмнің рөлі, әсіресе, А.В.Ванюков процесінде өте жоғары.

Шлакта еріген мыс мөлшеріне штейн тамшыларының құрамының әсері.

Теориялық көзқарас жағынан, әртүрлі құрамды штейн тамшыларының шлактағы еріген мыс мөлшеріне тигізетін әсерін қарастыру қызығушылық тудырады.

Штейн-шлак шекарасында алмасу токтарының жоғары тығыздығына байланысты тепе-теңдік тез орнайды. Бұл кезде, $C_{eq}=f(C_m)$ тәуелділігі (2.4-сурет), түзу сызықты емес функциясы түрінде болады [46]. Мұнда C_{eq} – шлактағы мыстың тепе-теңдік концентрациясы, C_m – штейндегі мыс концентрациясы.

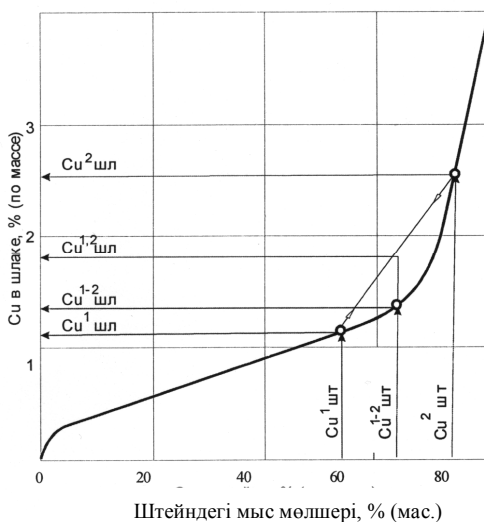
Егер штейн тамшыларында мыс мөлшері әртүрлі болса, онда шлак фазасында мыс концентрациясының градиенті пайда болады. Шлак тұтқырлығы ($\sim 5\text{--}10 \text{ Пз}$), штейнге ($\sim 5 \text{ сПз}$) қарағанда, екі есе көп, ал шлак ваннасындағы штейннің көлемдік құрамы 10 %-дан аспайды. Бұл жағдайда, масса тасымалдануына негізгі кедергі, шлак фазасында шоғырланған деп болжауға болатыны сөзсіз. Штейн-шлак беттік бөлігінен, шлак көлеміне өтетін мыс ағыны, келесі теңдеумен анықталады:

$$\Pi_{\text{Cu}} = 4\pi r^2 \beta (C_{\text{eq}} - C_{\text{Sl}}), \quad (2.5)$$

мұнда, r – штейн тамшыларының радиусы;

C_{Sl} – шлак көлеміндегі мыс концентрациясы;

β – араластыру шартына тәуелді, массаалмасу коэффициенті.



2.4-сурет. $T = 1523 \text{ K}$ және газ фазасында SO_2 мөлшері 60 % кезінде шлактағы мыс мөлшерінің штейндегі мыс мөлшерінен тәуелділігі:

$$[\text{Cu}^{1-2}] = 0,5([\text{Cu}^1] + [\text{Cu}^2]);$$

$(\text{Cu}^{1,2})$, (Cu^{1-2}) – шлактағы мыстың орташа мөлшерлері,

сәйкесінше, орташаланған және орташаланбаған штейн құрамдарында [46]

$C_{sl} > C_{eq}$ шарты кезінде, шлактағы мыстың еріген мөлшері азаяды (шлактың кедей штейнмен әрекеттесуі), ал $C_{sl} < C_{eq}$ кезінде – артады (шлактың бай штейнмен әрекеттесуі).

Идеалды араластыру реакторы шартындағы шлактағы мыс мөлшері бойынша балансты теңдеулерін қарастырайық.

Ваннадағы штейннің көлемдік бөлігін φ -ға тең дейік, барлық тамшылардың радиустары бірдей r болсын, онда ваннаның бірлік көлеміндегі штейн тамшыларының саны $n = 3\varphi/4\pi r^3$ болады. Құрамы бойынша штейн тамшыларының бөлініп таралуының ықтимал тығыздығын сипаттайтын $f(C_m)$ функциясын енгізейік. Онда, $\int_0^{0.8} f(C_m) dC_m = 1$, ал C_m шамасы,

темірлі штейннен $C_m = 0$ -ден, ақ матқа дейін $C_m = 0,8$ өзгереді. Шлактағы мыс балансының теңдеуі келесі түрде болады:

$$\Phi_{шл}(C_{Sl}^0 - C_{eq}) = -V \int_0^{0.8} \Pi_{Cu} f dC_m = -\frac{3\varphi V}{4\pi r^3} \int_0^{0.8} \Pi_{Cu} f dC_m, \quad (2.6)$$

мұнда, $\Phi_{шл}$ – шлак ағыны кг/с;

V – ванна көлемі;

C_{Sl}^0 – шлактағы бастапқы мыс концентрациясы.

(2.6) теңдеуіне, (2.5) теңдеуінен Π_{Cu} мәнін қойып, шлактағы мыс балансының жаңа теңдеуін алуға болады:

$$\Phi_{шл}(C_{Sl}^0 - C_{eq}) = V \frac{\varphi}{\frac{4}{3}\pi r^3} \cdot 4\pi r^2 \beta \int_0^{0.8} (C_{Sl} - C_{eq}) f dC_m, \quad (2.7)$$

C_{Sl}^0 – шлактағы бастапқы мыс концентрациясының C_m шамасынан тәуелді емес екендігін ескере отырып, (2.7) теңдеуін C_{Sl} шамасына арнап шешейік. Мұның алдында, $k = 3V\varphi\beta/\Phi_{шл}r$ деп белгілеп, келесі теңдеуді құрастыруға болады:

$$C_{Sl} = \frac{C_{Sl}^0 + \frac{3V\varphi}{\Phi_{шл}r} \beta \int C_m f dC_m}{1 + 3V\varphi\beta / \Phi_{шл}r} = \frac{C_{Sl}^0 + k \int C_m f dC_m}{1 + k}, \quad (2.8)$$

(2.8) теңдеуінен көрініп тұрғандай, C_{Sl} шамасына, бастапқы еріген мыс мөлшері мен шлак ағынының ванна көлеміне қатынасы және құрамы бойынша штейн тамшыларының бөлініп таралуы әсер тигізеді. Осыған байланысты, әртүрлі құрамды штейн тамшылары C_{Sl} шамасына қалай әсер ететіндігін бағалау, қызығушылық тудырады. Штейндегі мыстың орташа мөлшерін келесі теңдеумен өрнектеуге болады:

$$\bar{C}_m = \int C_m f dC_m. \quad (2.9)$$

Егер барлық тамшылар бірдей құрамға ие болса, онда $f = \delta(C - \bar{C}_m)$ болады. Бұл өрнекті (2.9) теңдеуіне қойып, келесі теңдеуді аламыз:

$$C_{Sl} = \frac{C_{Sl}^0 + k C_{eq}(\bar{C}_m)}{1 + k}. \quad (2.10)$$

$C_{eq}(\bar{C}_m)$ функциясы төменге қарай дөңес болғандықтан, әртүрлі теріс емес $f(C_m)$ функциясы үшін (2.10) шарттары орындалғанда, Йенсен теңсіздігін қолдануға болады:

$$C_{eq}(\bar{C}_m) \leq \int C_{eq}(C_m) f(C_m) dC_m. \quad (2.11)$$

Тепе-теңдік белгісі, $C_{eq}(\bar{C}_m)$ шамасы δ -функциясын сипаттайтын жағдайда ғана қойылады. (2.9), (2.10) және (2.11) теңдеулерінен көрініп тұрғандай, шлактағы мыстың минимальды мөлшеріне, барлық штейн тамшыларының құрамы бірдей болған жағдайда ғана жетуге болады.

Сұйық ваннада балқыту шарттарында ең бастысы, табанды штейн құрамына сәйкес келетін, шлак фазасындағы штейн тамшыларының құрамының өте жақын болып келуі.

Шлактағы мыстың мөлшері оның штейндегі мөлшерінен тәуелділігі төмен қарай дөңес болып келетін қисық түрінде болатындығынан (2.4-сурет), шлактағы мыстың ең төмен жоғалымы, эмульгирленген штейн тамшыларының құрамы бірдей болған кезде ғана болады.

Алынған нәтижелер, шлактағы еріген мыс мөлшерін төмендету үшін қолданылатын керекті шарттардың бірі. Бұдан шығатын негізгі қорытынды – шлакта еріген мыстың мөлшерін төмендету үшін штейн тамшыларын жеке үздіксіз фазаға бөлудің алдында, олардың құрамдарын орташалау керек.

Бұл тек қана Ванюков процесіне емес, барлық автогенді процестер үшін маңызды болып келетін қағидалардың бірі. Мұның мағынасын және қысқаша берілген теориялық негіздердің тәжірибе жүзінде қалай іске асатынын келесі тарауда берілген, Ванюков процесін игеруде жүргізілген практикалық тәжірибелердің қорытындыларынан байқап көрейік.

2.3. А.В. Ванюков процесін игеру кезеңдері

Бұл тарауда Ванюков процесінің өнеркәсіпке енгізілуінің негізгі кезеңдеріне және курстық және дипломдық жобаларда қолдануға мүмкін болатын түрлі конструктивтік шешімдерді талдауға көңіл бөлеміз.

А.В. Ванюков жаңа процеске бірінші авторлық куәлікті 1949 ж. алды. Мұнда жоғарыда талданып өткен балқыту процесінің жаңа қағидалары көрсетілген болатын. Осы уақытта жаңа әдіске бірінші тәжірибелік сынақ өткізілді. Әрине, ол кездерде тек қана жаңа қағидаларға ғана негізделген процеске арнайы тәжірибелік пешті соғуға ешкімнің батылы бармады. Сондықтан, бірінші тәжірибелік сынақтар, Подольск қалайы зауытында шлактарды фьюмингелеуге арналған пеште өткізілді.

Өткізілген сынақтарда конструктивтік шешімдерді тексеру мүмкін болмады, бірақ ең басты мәселе – құрамында оттегісі бар ауамен шлак балқымасын интенсивті түрде араластыру кезінде, сұйық балқымада сульфидтердің тотықсыздандыруының жүру мүмкіншілігі толығымен дәлелденді. Бұл, пеште жүретін негізгі реакциялардың механизмдері толығымен (2.2), (2.3) сұлбалары бойынша жүретіндігін және пеште гетерогенді қатты фазасының түзілмейтіндігінің салмақты дәлелдемесі болды.

Тәжірибе жүзінде алынған принципті қорытындылар, А.В. Ванюков пен оның шәкірттеріне пеш конструкциясын

құрастыруға арналған зерттеулермен түйістіре шұғылдануға мүмкіндік берді. Мұндай зерттеулер XX ғ. 70-жылдарында ең ірі екі комбинат – Норильск және Балхашта тұрғызылған тәжірибелік пештерде жүргізілді.

Енді жоғарыда көрсетілген ВП-нің теориялық негіздері тәжірибелік пеште, практика жүзінде қалай іске асып, қолданылатыны жайлы қысқаша шолу жасайық. Жоғарыда көрсетілгендей, А.В. Ванюков балқыту процесі көпсатылы және бірнеше процестерден тұратын күрделі процесс екенін айтып өттік. Бұл теориялық негіздерді тәжірибе жүзінен қарастырсақ, оларды ең жалпы түрде екі сатыдан тұратын процесс деп айтуға болады. Сонымен, айтылған сөздің мағынасын талдайық.

Процестің бірінші сатысында шихтаның балкуы мен штейн және шлақтың түзілуі жүреді. Бұл саты өз алдына бірнеше сатыларды біріктіреді: сульфидтердің диссоциациясы, сульфидтер мен оксидті эвтектикалардың балкуы, қиын балқытын қосылыстардың біріншілей балқымада еруі, т.б. Бірақ процесті тұтас қарастыру кезінде бұл сатылардың барлығын бір саты ретінде қарастырамыз.

Процестің екінші сатысы – фазалардың бөлінуі. Мұны былай түсінген жөн: қандай балқыту процесі болмасын (шахталы балқыту процесінен басқа), онда бастапқы шихтаның кішкентай бөлшектері балқымаға түседі. Әр кішкентай бөлшек балқу кезінде, бір-бірімен араласпайтын екі сұйық – штейн және шлақты түзеді. Барлық балқыту процестерінің жоғары бөлігіндегі сұйық шлак болғандықтан, әр кішкентай бөлшектің шлак фазасы (бөлігі) пештен шлакпен бірге шығарылады, ал оның штейн бөлігі болса, шлакпен қапталған жекеленген жеке тамшы құрып, ауырлық күшінің әсерінен төмен қарай түсе бастайды (себебі, тамшының меншікті салмағы шлақтың меншікті салмағынан ауыр). Пештің төменгі жағында тамшылар жинақталып, табанды (донный) штейнді түзеді.

Қарастырылып отырған екі сатының балқымада дәйекті жүруіне байланысты, процестің жалпы жылдамдығын келесі теңдеу арқылы өрнектеуге болады:

$$(V_{\text{пр.}})^{-1} = (V_{\text{балк.}})^{-1} + (V_{\text{фаз.бөлінуі}})^{-1} \quad (2.12)$$

мұнда, $V_{\text{пр.}}$ – процестің жалпы жылдамдығы;

$V_{\text{балк.}}$ – балку жылдамдығы;

$V_{\text{фаз.бөлінуі}}$ – фазалардың бөліну жылдамдығы.

(2.12) теңдеуін талдай отырып, келесі қорытынды жасауға болады. Егер балку жылдамдығын $V_{\text{балк.}}$ арттыратын болсақ, онда процестің жалпы жылдамдығы белгілі бір шекке дейін ғана артады және $V_{\text{балк.}}$ мәні фазалардың бөліну жылдамдығынан $V_{\text{фаз.бөлінуі}}$ едәуір асқан кезінде, процестің жалпы жылдамдығы фазалардың бөліну жылдамдығымен анықталады, демек $V_{\text{пр.}} = V_{\text{фаз.бөлінуі}}$.

Осыған байланысты А.В. Ванюков, процестің жалпы жылдамдығын арттыру үшін тек қана балку жылдамдығын ғана емес, сонымен қатар, фазалардың бөліну жылдамдығын да арттыру керек деген тұжырымға келді.

Енді мұны іске асырудың қандай мүмкіншіліктері бар екенін қарастырайық. Ең әуелі пішілген бөлшектің тұну жылдамдығы қандай параметрлерден тәуелді екенін еске түсірейік. Мұндай тәуелділікті XIX ғ. ортасында Стокс анықтап, келесі теңдеу түрінде көрсеткен болатын (біздің талдауларымыз үшін Стокс теңдеуіне енгізілген өзгерістер жалпы формуланың мәніне әсер етпейді):

$$V = 2/9 \, g \, (\rho^{\text{шт.}} - \rho^{\text{шл.}}) \cdot r^2 / \nu, \quad (2.13)$$

мұнда g – еркін түсу үдеуі, m/c^2 ;

$\rho^{\text{шт.}}$ – $\rho^{\text{шл.}}$ – штейн және шлак тығыздықтарының айырымы, kg/m^3 ;

r – штейн бөлшегінің өлшемі, m ;

ν – шлактың тұтқырлығы, $Pa \cdot c$.

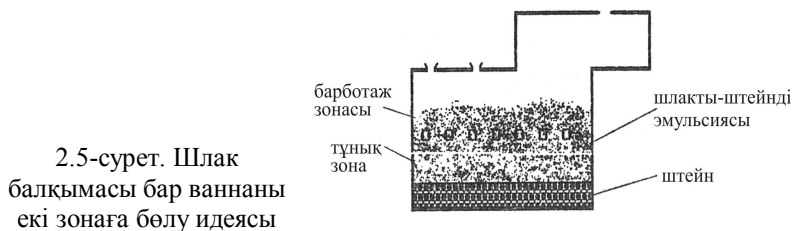
Әрине, әрбір металлург, процесті құру кезінде кішкентай штейн бөлшектерін тұндыру жылдамдығын арттырудың мақсаты – шлактың тұтқырлығы мен тығыздығын өзгерту арқылы, ешқандай қиындықсыз, іске асырары сөзсіз. Бірақ, қазіргі кезде, процестерді қолданудың жеткілікті тәжірибесіне сай, шлактардың «оптималды» құрамдарының табылғанын ескерсек, онда іс жүзінде бұл бағыттың мүмкіншіліктері әбден шектелгенін байқаймыз. Сондықтан, бұл шешімнің бір ғана жолы – кішкентай штейн бөлшектерінің өлшемін үлкейту.

Біріншіден штейн бөлшектерінің өлшемі бастапқы шикізаттың ірілігінен тәуелді, сондықтан, штейн бөлшектерінің өлшемі балқыту процесінің өзінде үлкеюі керек. Бұл тек қана штейн бөлшектерінің араласып, бір-бірімен қосылуы арқылы іске асуы мүмкін, өйткені басқа әдістердің қолданылуы (мысалы, изотермиялық айыру, т.б.), кішкентай штейн бөлшектерінің өлшемдерін болмашы үлкеюіне ғана әкеледі. Балқыту кезінде кішкентай штейн бөлшектері бір-бірімен қосылуы үшін, үлкен бөлшектердің ыдырауы емес, кішкентай бөлшектердің бір-бірімен соқтығысып, бірігуіне мүмкіншіліктер жасалынуы керек.

Кішкентай бөлшектердің бір-бірімен соқтығысын, тек қана пештің ішінде интенсивті (турбулентті) араластыру арқылы іске асыруға болады. Егер араластыру ламинарлы болса, онда штейн бөлшектері пештің ішінде бірыңғай ағын ретінде қозғалады, демек, бір-біріне қарай қозғалмайды.

Жоғарыда айтылғаннан пештің құрылымы жайлы қорытынды жасауға болады. Пештің ішінде, штейн бөлшектерінің бірігуіне мүмкіндік беретін шарттары бар интенсивті араластыру (барботаж) аймағы (зонасы) болуы керек.

Осы пікірлерден тағы да бір маңызды қорытынды шығады. Мысалы, ваннада тек қана барботаж зонасы бар дейік, онда пештен шлакты шығарған кезде оның құрамында ұсақталған штейн бөлшектері көп болады, демек, пеште барботаж зонасымен қатар, біркелкі тұнық зонасы болуы керек. Біз енді пештің құрылысын айқынырақ көрсете аламыз (2.5-сурет).



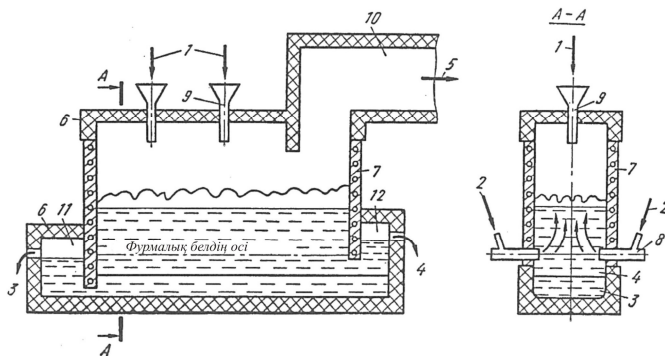
«Үрлеуді шлакты балқымаға қалай беруге болады» деген сұраққа тоқталайық (енді ғана шлак – біркелкі фаза емес екендігі және оның құрамында көптеген түрлі өлшемді штейн бөлшектері болатыны түсінікті болды. Сондықтан, мұндай

процестер эмульсионды деп аталып кетті, өйткені эмульсия дегеніміз – бір сұйықтың екінші сұйықтағы өлшемі. Ал Ванюков пешіндегі шлакты балқымаға келсек, оны шлак балқымасы емес, шлакты-штейнді эмульсиясы деп атайды). Жалпы тұрғыдан айтсақ, үрлеуді балқымаға беруді екі әдіспен іске асыруға болады: бірнеше ірі алаулар ретінде (шлакты-штейнді эмульсияда алаулар сульфидтердің жануынан шығады), не болмаса, көптеген майда алаулар арқылы. Біздің мақсатымыз – балқыту процесін интенсивті өткізу және турбулентті араластыру мүмкіндігіне жету болғандықтан, біз үрлеуді пешке көптеген майда алаулар арқылы беруіміз керек.

Пештен екі сұйық – штейн және шлакты үздіксіз шығару үшін, тәжірибеде, сифон құрылымы ойлап шығарылды. Мұны Ванюков пештерінде де қолданады.

Айтылған пікірлерді түйіндеп, оларды графикалық түрге көшірсек, 2.6-суретінде көрсетілген А.В. Ванюков пешінің жалпы пішіні шығады.

Енді Қазақстандағы «Қазақмыс» корпорациясының, Балқаш мыс балқыту зауытында қолданылып жүрген А.В. Ванюков процесімен және ондағы мыс өндіру технологиясымен толығырақ танысып өтейік.



2.6-сурет. Ванюков пешінің жалпы пішіні:

- 1 – шихта; 2 – үрлеу; ауа беру жүйесі; 3 – штейнді шығару тесігі;
- 4 – шлакты шығару тесігі; 5 – шаң, газдар; 6 – футеровка;
- 7 – кессондар; 8 – ауа беру жүйесі; 9 – шихта тиелетін терезелер;
- 10 – пештен газ шығару жүйесі; 11 – штейнді шығаруға арналған сифон; 12 – шлакты шығаруға арналған сифон

3. «ҚАЗАҚМЫС» КОРПОРАЦИЯСЫНЫҢ МЫС ӨНДІРУ ТЕХНОЛОГИЯСЫ

«Қазақмыс» корпорациясында – кен алудан таза мыс өндірісіне дейін толық технологиялық кешен бар. Шикізат базасының негізі – рений мөлшері жоғары мыс және мыс-қорғасын-мырышты кендері. Флотациялық байыту кезінде, олардан мыс, қорғасын және мырыш концентраттарын бөліп алады.

«Қазақмыс» корпорациясы құрамына кіретін Балқаш мыс қорыту зауыты (БМЗ) және Жезқазған мыс қорыту зауыттарында (ЖМЗ), мыс кендері мен концентраттарды өңдеу, 3.1-суретте көрсетілген, жалпы ықшамдалған технологиялық сұлба бойынша жүзеге асырылады. Мыс алу технологиялық сұлбасының негізгі құрамдастары – байыту фабрикасы, штейнге балқытып өңдеу, штейнді конвертерлеу және қара мысты тазалау (рафинирлеу).

Мыс өндірісінің жалпы ұқсастығына қарамастан, бұл зауыттардың технологияларын құру кезінде, негізделген ерекшелігі – әртүрлі сульфидті мыс кендері мен концентраттарын балқыту үшін түрлі агрегаттардың пайдаланылуы болып табылады.

Қазіргі кезде, «Қазақмыс» корпорациясында екі аймақтың – Шығыс Қазақстан мен Жезқазған мыс концентраттары өңделуде. Аз мөлшерде Балқаш мыс концентраттары да өңдеуге алынады. Өңделінетін концентраттардың сипаттамалары 3.1-кестеде келтірілген.

Көріп отырғандай, Шығыс Қазақстан мыс концентраттары, мыс мөлшері бойынша кедей, алайда, оларда күкірт пен мырыш мөлшері жоғары.

Шығыс Қазақстан мыс концентраттарының минералогия-лық құрамы шамамен ұқсас және негізінен халькозин, халькопирит, пирит және аз мөлшерде кварц және алюмосиликат түрінде көрсетілген. Қорғасын және мырыш сульфид түрінде шоғырланған. Интерметаллидтер – мышьяк пен сурьманың темір және мыспен қосылыстарының – аз мөлшері байқалуда.

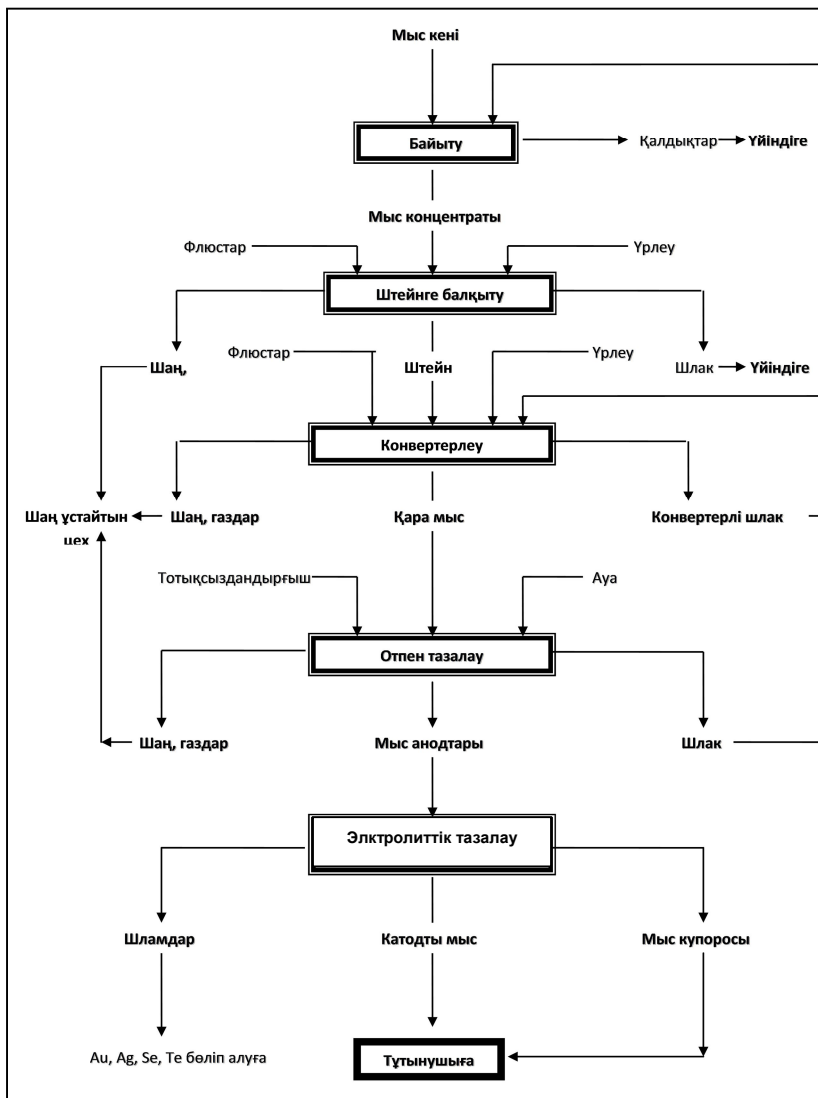
3.1-кесте

Өңделетін мыс концентраттарының химиялық құрамы

Кенорынның атауы	Мөлшері, %									
	Cu	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	S	Pb	As	Zn	MgO
ШҚО										
Жезкент	17,51	1,70	30,39	1,99	0,49	38,23	3,55	0,16	4,05	0,10
Лениноргск	26,63	1,43	27,85	1,27	0,37	34,95	2,04	0,13	5,40	0,13
Белоусовск	15,09	6,78	21,00	3,00	0,51	31,33	8,90	0,73	12,88	0,27
Николаевск	18,26	1,85	29,38	1,68	0,70	37,49	1,32	0,52	5,88	0,20
Зыряновск	20,85	1,18	27,07	1,85	0,39	34,51	5,34	0,87	6,04	0,19
Березовск	17,67	5,03	21,90	3,27	0,41	33,22	6,00	1,23	10,49	0,20
Жезқазғандық										
Мыс конц-ты	37,82	24,5	6,5	7,0	1,9	15,3	2,15	0,06	1,6	0,7
Сәтбаевтікі	28,37	23,24	5,95	3,15	1,53	16,90	7,20	0,18	9,08	0,45
Импортты										
Эрдэнэт	30,06	5,85	23,57	3,34	0,35	34,30	0,12	0,42	0,26	0,22
Португалдық	24,69	1,38	31,69	2,40	0,32	36,04	0,29	0,26	1,24	0,10
Чилилік	34,16	4,10	23,10	2,55	0,24	31,78	0,12	0,28	0,55	0,31

Еске салып кететін жайлардың бірі – белгілі уақытқа дейін көрсетілген концентраттар Ертіс мысқорыту зауытында өңделген. Зауытта концентратты өңдеу технологиясының құрылуы, тек мыс алуды ғана емес, сонымен қатар мырыш бөлінуін қарастырды. Мәселен, бұл зауытта мырышқұрамды мыс концентраттарын өңдеу үшін, Қазақстанда алғаш рет, жоғары технологиялық және экономикалық көрсеткіштерді қамтамасыз ететін «КИВЦЭТ» процесі құрылды. Осыған карамастан, 2000 жылдың басында, бірқатар, әлі күнге дейін белгісіз себептермен зауыт жұмысын тоқтатып, жабылды.

90-жылдардың басында Балқаш мысқорыту зауытында, қазіргі күнге дейін көрсетілген концентраттарды өңдеуге мүмкіндік беретін, жоғары эффективті автогенді «Ванюков процесі» енгізілді.



3.1-сурет. Мысты пирометаллургиялық әдіспен алудың технологиялық сұлбасы

Жезқазған және Балқаш мыс концентраттарына тән ерекшелік, күкірт концентрациясының аз мөлшері, ал мыс пен кремнезем мөлшерінің жоғарылығында болып табылады. Сонымен қатар, Жезқазған мыс концентраттарының құрамында асыл металдардың ауқымды мөлшері (600 г/т Ag) және рений (25 г/т дейін) бар. Бұл концентраттар рений алудың шикізат көзі болып табылады. Жезқазған мыс концентраттары, негізінде, келесі минералдармен көрсетілген: халькозин, халькопирит, борнит және кварц. Сәтбаев және Балқаш мыс концентраттарының толық минералогиялық құрамы 3.2-кестеде келтірілді.

3.2-кесте
Сәтбаев және Балқаш концентраттарының рационалдық құрамы

Минералдар	Мөлшері, %	
	Сәтбаев	Балқаш
Cu ₂ S	26,0-30,0	0-12,0
Cu ₅ Fe S ₄	18,0-20,0	1,0-3,5
Cu Fe S ₂	6,0-9,0	12,0-13,0
Fe S ₂	1,0-2,0	49,0-50,0
Pb S	2,0-4,0	-
Zn S	1,5-2,5	-
SiO ₂	25,0	17,0
Al ₂ O ₃	4,0	5,0
CaO	0,5-1,0	0,5
MgO	0,5-1,0	0,5
Қалғаны	8,0-9,0	1,3

«Қазақмыс» корпорациясында бұл концентраттарды өңдеу үшін электрпештері қолданылады. Металлургия саласында қолданылып жүрген электрпештердің теориялық және практикалық негіздері кең қамтылған. Ғылыми әдебиеттерде бұл процесс жайлы көптеген мәліметтер бар, сондықтан, Қазақстанда қолданыс тапқан автогенді «Ванюков процесіне» ерекше көңіл бөлуді жөн көрдік.

3.1. БМЗ-да мыс кендері мен концентраттарды балқыту әдістері

Әдетте, металлургиялық өңдеуге бір металл құрамды материал емес, кен шикізаты, концентраттың әртүрлі қоспасы түседі. Өңдеуге түсетін материалдар қоспасын **шихта** деп атайды. Балқытуға түсетін металлургиялық шихта сапасы келесі жалпы талаптарға сәйкес келуі керек:

1. Химиялық құрамының тұрақтылығы; минералогиялық және түйіршіктік құрамы бойынша біркелкілігі;
2. Шихта компоненттерінің оптималды ірілігі;
3. Оптималды ылғалдылығы.

Бірінші екі талаптар түсіндіруді қажет етпейді. Себебі, металлургиялық агрегаттардың нақты режиміндегі жұмысы, тек қана шихтаның құрамы мен басқа сипаттамалары тұрақты, оптималды болған кезінде ғана мүмкін. Ал өңделетін шихтаның ірілігі мен ылғалдылығы, қолданылатын процестің түрі мен оған қойылатын талаптарымен анықталады [21].

Жалпы мағлұматтар

Қазіргі уақытқа дейін БМЗ-да қолданылып келе жатқан қара мысты өндірудің технологиялық сұлбасы, 1930–1950 жж. құрылған кәсіпорындар үшін тұрақты болды және олар күйдірілмеген шикі концентраттарын шарпыма пештерінде балқытып, алынған штейнді көлденең конвертерлерде конвертерлеуге негізделген.

БМЗ-да технология дамуының маңызды сатысы ретінде, онда сұйық ваннада балқытудың – «СВБ (Ванюков процесі)» құрылып, игерілуін айтуға болады. Бұл процесс, қазіргі уақытта егжей-тегжейлі сипаттауды қажет етпейді: ол өндірістік масштабта игерілген; процестің теориялық негіздері ғылыми әдебиеттерде анық және көп жазылған.

Балқашта құрылған, алғашқы ауданы 5 м² болатын жартылай өндірістік қондырғы, бірқатар конструкциялық ерекшеліктерге ие болды. Олар өндірістік зерттеу және өндірістік Ванюков пешін жобалау кезінде ескерілді. Алғаш рет

СВБ пештерінде, жүзеге асқан пештің жаңа конструкциясына, үздіксіз бөлек штейн және шлакты екі сифон арқылы шығарылуы қарастырылған. Балқыма ваннасының тереңдігін үлкейту есебінен, фурма асты – шаю зонасының тереңдігі 1000 мм дейін үлкейтілді; пештің шет жақ қабырғалары, арқалықты мыс кессондарымен кессондалған; ваннадағы балқыманы шығармай, оны астынан үрлеуді тоқтатпауды қамтамасыз ету үшін, фурмалардың ішкі каналына профильдеу жүргізілді.

Технологиялық режимді қайта өңдеу барысында, сумен суытылатын фурмалар арқылы, шлак ваннасына берілетін техникалық оттегіні беру жүйесі игерілді. Балқытуды оттегімен үрлеп байытудың кез келген дәрежесінде өткізу мүмкіндігі және автофурмалау, процестің жоғары икемділігін және бас-қарылымын қамтамасыз етеді.

Жартылай өндірістік қондырғыда әртүрлі құрамды 10 мың *t* шихта балқытылады. Жоғары күкіртті шихтаны балқыту автогенді режимде атқарылды. Пештегі жылулық режимін тұрақтандыру үшін, көмір қолданылды [32]. Дерліктей, бұл пештің өндірісті жағдайда алғаш рет қолданылуы болды. Дегенмен, алғашқы өндірістік қондырғы Норильск тау кен металлургиялық комбинатында (НТМК) іске қосылды.

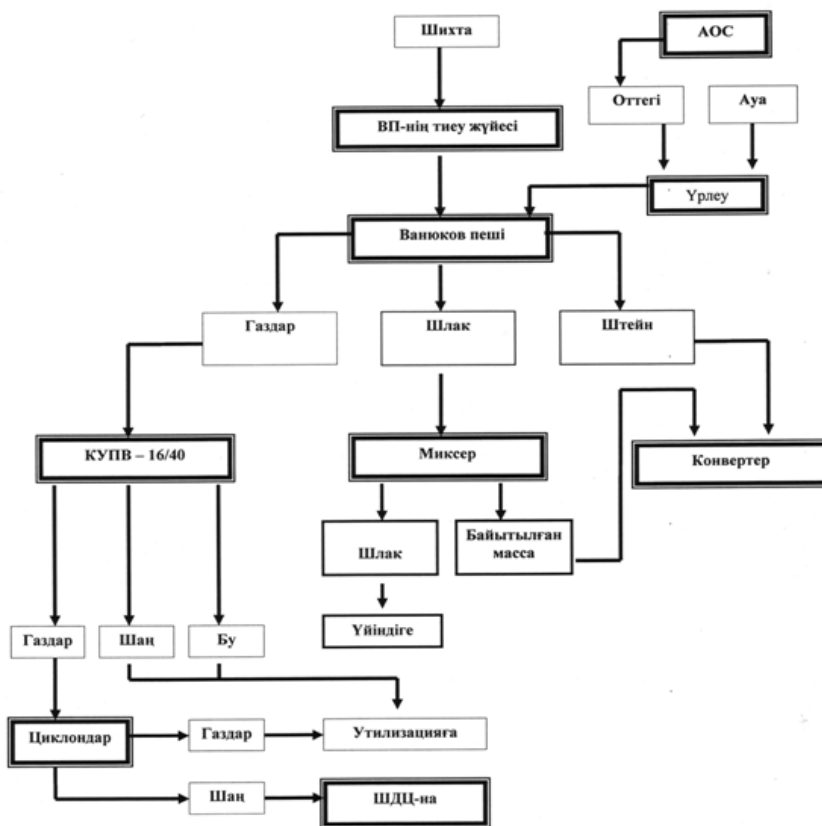
Қазіргі уақытта, СВБ процесі 30 жылдан аса НТМК-да, Орал мыс зауыты, сонымен қатар, бірқатар шет елдерінің мыс балқыту зауыттарында ойдағыдай эксплуатациялануда.

НТМК-да СВБ пешінің жұмыс істеу уақытында алынған нәтижелер, қазіргі таңда БМЗ-да, жоғары күкіртті мыс концентраттарын өңдеу үшін ойдағыдай эксплуатацияланып жатқан Ванюков өндірістік пешінің жобалануы негізіне кірді. Алғаш рет Қазақстандағы Балқаш тау-кен металлургиялық комбинатында сынақталған, жоғары эффективті СВБ автогенді процесі, өзінің бірінші рет сынақтан өткен жерінде, қатты кешігіп (30 жылдан астам) енгізілген фактіні, өкінішпен айта кеткен жөн.

3.1.1. БМЗ-ғы автогенді «Ванюков процесі (ВП)»

«Қазақмыс» корпорациясының БМЗ-да ВП-1 және ВП-2 екі Ванюков пештері жұмыс істейді. Әр пештің өнімділігі тәулігіне 2400 тоннаға тиесілі.

Бастапқы шихтаны дайындау және орташаландыру, шихта дайындау цехында штабельді шихтарникте жүргізіледі. Шихтаны штабельге қалағаннан кейін, ол сынақтан өткізіледі. Кейін, шихта Ванюков пешіне балқытуға түсіп, 3.2-суретте көрсетілген технологиялық сұлбамен өңделеді.



3.2-сурет. Ванюков пешінде штейнге балқытудың жайылған сұлбасы

Ванюков пешінің бастапқы шикізат құрамына: мыс концентраты, флюс, қайтарма мысқұрамды материалдар және қатты отын кіреді. Штабельге тиелетін материалдардың ылғалдылығы 6 %-дан аспауы керек. Қыс мезгілінде, ылғалдылық, 13 %-ға жетуі мүмкін.

ВП шихтасына, белгілі бір қасиеттерге ие: түсті металдардың минималды шығымын қамтамасыз ететін химиялық құрамы, тығыздығы және тұтқырлығы сияқты шлак алу мақсатымен, флюс қосылады. Кремний құрамды флюс ретінде, негізінде, құрамында 70 % кремнезем бар *Қоңырат* кенішінің қалдықтары және алтынқұрамды концентраттары пайдаланылады. Балқыту кезінде қолданылатын флюс сипаттамалары, 3.3-кестесінде келтірілді.

3.3-кесте

Балқытуда қолданылатын флюс сипаттамалары

Флюс атауы	Химиялық құрамы, мас., %					Сеп-пелі сал-мағы t/m^3	Қос-палар мөл-шері, % Pb
	Fe	S	SiO₂	CaO	Al₂O₃		
Алтын-құрамды концентрат	10–20	10–20	30–40	0,4–4	5–7	1,67–1,75	0,05–0,6
Кварцты кен	–	–	60–80	0,8–7	2–12	1,65–1,75	–
Әктас	–	–	2,5–10	45–53	0,05–15	–	–

Концентраттар мен флюстардың үлесі, келесі құрамды шихта алу есебінен орташаландырылады, % (мас.): мыс – 15–21; күкірт – 28–36; кремний қос тотығы – 13–17.

Балқыту кезінде қатты отын ретінде, құрамы 3.4-кестеде келтірілген Қарағанды және Шұбаркөл көмірлері қолданылады.

3.4-кесте

Балқытуда қолданылатын көмірлердің сипаттамалары

Атауы	Ұшқыштары, %	Күлділігі, %	Ылғалдылығы, %
Қарағанды көмірі	28–29	30	7
Шұбаркөл көмірі	24–45	24-ке дейін	13-ке дейін

Балқытуда қолданылатын көмірлердің жылулық қабілеті жоғары болып табылады: Қарағанды көмірінің жылуы – 5550–6500 ккал/кг. Шұбаркөл көмірінің жылу сыйымдылығының да мөлшері жоғары, бірақ, Қарағандыкіне қарағанда, төменірек – 4200–6000 ккал/кг.

Сонымен қатар, балқыту кезінде қатты отын ретінде ААҚ «Қазцинк» (Өскемен) және Лениногорск (Риддер) комбинаттарынан алынатын мырыш өндірісінің клинкерлері қолданылады. Олардың құрамы 3.5-кестесінде көрсетілген.

3.5-кесте

Клинкерлердің химиялық құрамы

Химиялық құрамы, мас., %						Сеппелі салмағы, t/m^3	Қоспалар мөлшері, %	
Cu	Fe	S	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃		Fe _м	C
1–8	20–25	4–10	14–16	1,0–3,6	2–4	1,45–1,55	10–30	8–20

Клинкер мен көмір шихтаға, пештің алдында орналасқан бункерлерден тікелей енгізіледі. Сонымен қатар, штабельге клинкердің де қосылуы мүмкін.

Балқыту кезінде, мысқұрамды айналмалы материалдардың негізгі құрамдасы – конвертерлеу процесінен алынатын бірінші мерзімнің, мысқа бай, конвертерлі шлактары. Айналмалы конвертерлі шлак, пешке сұйық түрінде, арнайы «құятын» терезе арқылы құйылады. Айналмалы материал ретінде, конвертер аралық шөміштерінің қабыршықтары, сынықтары, кәделеуіш қазандық, шаңұстағыш камералар мен циклонда

ұсталатын шандар да жүктеледі. Пешке қабыршықтар мен сынықтарды тиеу алдында, оларды, минус 10 мм фракцияға дейін ұсақтауға ұшыратады.

Мысқұрамды айналмалы материалдардың негізгі элементтері және компоненттерінің химиялық құрамы кең аймақта ауытқиды, оны 3.6-кестесінде келтірілген деректерден байқау қиын емес.

3.6-кесте

Айналмалы материалдардың химиялық құрамы мен
сипаттамалары

Шикізат атауы	Химиялық құрамы, мас., %							Сеппелі салмағы, т/м ³
	Cu	Fe	S	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Fe ₃ O ₄	
Айналмалы материалдар	8–35	2–12	9–30	20–40	2–4	4–13	15–25	3,4–4,0

Дайындалған шихта, көмір, клинкер және айналымдар шихта дайындау цехынан конвейерлер жүйесі арқылы, пештің шихта дайындайтын бункерлеріне түседі. Шихта мен көмір бункерлерінен, көмір мен шихта материалдары, транспортерлер жүйесімен, үздіксіз, Ванюков пешінің тиегіш ағызындығына түседі.

Ванюков пешінің жалпы сұлбасы 2-тараудағы 2.6-суретте көрсетілген.

Шахта типтес Ванюков пешінде көрік бар. Пештің балқыту бөлігі, жоғарыдан сумен суытылатын, күмбезді кессондармен жабылған. Шихтаны пешке тиеу үшін, күмбезді кессондарда, диаметрі 360 мм тесіктер қарастырылған.

Оттегіден тұратын үрлеу, пештің бүйірінде орналасқан, сумен суытылатын фурмалар арқылы беріледі. Балқытуға берілетін оттекті-ауалы қоспа үрлеуі, техникалық оттегі мен ауа берілетін трактардың түйіліскен жерінде, оларды араластыру арқылы дайындалады.

Пештің балқыту зонасы, пештің қарама-қарсы шеттерінде қондырылған штейнді және шлақты далдалармен бөлінген. Шлак пен штейнді балқыту зонасынан шығару үшін далданың

төменгі бөлігінде, арнайы тесіктер қарастырылған. Балқыту зонасынан шығатын шлак пен штейн балқымалары, сәйкесінше, шлак және штейн сифондары арқылы ағызылады.

Штейн сифоны, штейн балқымасының пештен үздіксіз шығуы және балқыту зонасындағы штейннің қажетті деңгейін қамтамасыз етуі қажет. Сифон пешке, штейн далдасы жағынан қосылып, оның балқыту зонасының жалғасы болып келеді. Штейнді шығару үшін, сифонның шет қабырғасында штейн терезесі орналастырылған, оның табалдырығының деңгейі, пештің балқыту зонасында штейн балқымасының биіктігімен анықталады. Штейннің шығарылуы, штейн сифонының шет қабырғасында әрүрлі биіктікте орналасқан, резервті штейн терезесі немесе шпур тесіктері арқылы, шөміште жүргізілуі мүмкін. Штейн сифоны, негізгі штейн терезесіне қарама-қарсы жағындағы бүйір қабырғасында, балқыма деңгейінен жоғары, арнайы тесікте орналасқан мазут форсункасымен қыздырылады.

Штейн пештен үздіксіз, штейнді қабылдауға және жинауға арналған штейнді миксерге шығарылады. Мұндай шешім, пештегі штейн балқымасының қажетті деңгейін ұстап тұруға мүмкіндік береді. Пештегі 1100–1240 °С температурадағы штейннің меншікті салмағы 4,3–4,7 т/м³ құрайды.

Штейн, негізінде, 36–55% мыс және 21–36 % темірден құралған. Штейндегі күкірт мөлшері 22–26 %. Магнетит мөлшері – 2–5 % аралығында. Алынған штейндер келесі өңдеу операциясы – конвертерлеуге жіберіледі.

Шлакты сифон, конструкция бойынша, балқыту зонасының жалғасы болып келеді және шлакты далданың сыртқы бөлігіне қосылған. Шлакты сифонның күмбезінде, штейн және шлак ванналарының деңгейін өлшеп тұру мақсатымен және аралық кабат пен қақ болуын анықтау үшін, тесік қарастырылған.

Сифонның бүйір қабырғаларында үш тесік бар. Екі тесік – шлак шығаруға арналған: біреуі, электрмиксерге шлак шығаратын жұмысшы болып келеді, екіншісі – резервті. Үшінші тесік – шлакты сифонды қыздыратын, мазутты бүріккішке арналған. Сифоннан балқыманы авариялық шығару үшін, әртүрлі биіктікте орналасқан, шпурлы тесіктер қарастырылған. ВП негізгі технологиялық көрсеткіштері 3.7-кестеде көрсетілді.

3.7-кесте

Ванюков пешінің негізгі технологиялық параметрлерінің сипаттамалары

Технологиялық параметрлер	Өлшем бірлігі	Мәні
Балқыту бөлігінің ауданы (сифонсыз)	м ²	34,0
Фурмалар саны	шт.	42
Табаннан фурма осінің биіктігі	мм	1660
Табаннан күмбегзе дейінгі биіктік	мм	6150
Фурма деңгейіндегі ені	мм	2100
Штейнді переток биіктігі	мм	490
Шлакты переток биіктігі	мм	1050
Барботажсыз ванна биіктігі	мм	2400
Шлакты сифон ауданы	м ²	6,3
Штейнді сифон ауданы	м ²	3,6
Қую терезесінің деңгейі	мм	4450
Штейн шығару деңгейі	мм	1825
Шлакты сифон биіктігі	мм	4570
Штейнді сифон биіктігі	мм	3500

Пеш сифонынан шығатын шлакты балқыма, ағымды сумен суытылатын науа бойымен, оны мыс бойынша кедейлендіру мақсатымен, электрмиксерге ағызылады. Науадағы балқыма температурасын, сифоннан шлакты электрмиксерге өтетін мазутты бүріккіш газдарымен ұстап тұрады. Электрмиксерде, ваннаның тыныш зонасында өзіндік тұтыну есебінен, штейн мен шлактың бөлінуі өтеді. Шлакты миксер, номиналды қуаты 9000 кВА-қа тең, үшэлектродты электр пеші болып келеді.

Шлак миксерден екі ағынөзек арқылы шығарылады. Миксерде жиналған штейн, одан шөмішпен шығарылып, кейін конвертерлеуге жіберіледі.

Электрлі миксер жұмысының технологиялық сипаттамалары 3.8-кестеде келтірілген.

3.8-кесте

Электрлі миксер жұмысының технологиялық сипаттамалары

Параметрлер атауы	Өлшем бірлігі	Мөлшері
Екі трансформатордың номиналды қуаты	$\kappa B A$	9000
Жоғары жағындағы кернеу	B	10500
Төменгі жағындағы кернеу	B	89-178
Электродтардың максимальды тогы	A	23380
Электродтар диаметрі	mm	555
Электрқуатының меншікті шығыны	$\kappa B m * ca g / m$	60
Шлак ваннасының максималды тереңдігі	mm	1400
Миксер табанының ауданы	mm	2200
Миксер сыйымдылығы	m^2	51,5
Жұмысшы балқыма деңгейі	m^3	53
Суытуға қажетті судың есептелген шығыны	mm	1600
Электродтардың меншікті шығыны	$m^3 / ca g$	220
	$\kappa g / m$	0,67

Электрлі миксерден шығарылатын шлақтың химиялық құрамы 3.9-кестеде келтірілген.

3.9-кесте

Шлактың химиялық құрамы

Шлактың химиялық құрамы, % (мас.)				
Cu	Fe	SiO₂	CaO	Fe₃O₄
0,63-тен кіші	31–38	30–34	1,5–6	3–8

Пештің жұмыс зонасындағы шлак температурасын 1250–1300 °C аралығында ұстап тұрады. Бұл температурадағы шлақтың меншікті салмағы 3,2–3,5 m/m^3 .

Ванюков процесінің шлактары, негізінде, фаялит, силикат, аз мөлшерде магнетит және металл сульфидтерімен көрсетілген.

Шлактүзушілер, шлақтың жалпы мөлшерінің 95–98 %-ын құрайтын, кремний, темір, кальций және алюминий оксидтері болып табылады.

Балқыту процесінің жүруін анықтайтын шлақтың маңызды қасиеттері – оның тұтқырлығы, тығыздығы және ондағы түсті металдар мен сульфидтер ерігіштігінің төменділігі.

Ванюков балқыту процесі жүруінде үлкен мәнге ие шлақ тұтқырлығы, тәжірибе жүзінде өңделген нормаларға сай болуы керек, ол шлақтың химиялық құрамына және температурасына тәуелді.

ВП пешінің технологиялық газдары, пеш ортасында орналасқан, тік аптейкке жіберіледі. Шаң мен газ қоспасы, кәделеуіш қазандыққа (КУПВ 16/40) дөрекі шаңды суытып тұндыру үшін түседі. Одан шыққан бу, тұтынушыға жіберіледі. Кәделеуіш қазандықтан кейін, газдар, лас газ коллекторынан өтіп, қосымша шаңнан тазартуға – циклондарға түседі. Шаңнан тазаланған газдар, конвертер газдарымен бірге түтік тартқыштармен, шаңнан толығырақ тазалау үшін, құрғақ электр фильтрлеріне жіберіледі. Құрғақ электр фильтрлерінен шыққан газдар, сулы тазалау мен кептіруден өткеннен кейін, утилизацияға – күкіртқышқылы өндірісіне бағытталады.

Кәделеуіш қазандық, шаң камерасы, лас газ арналарында және циклондарда ұсталған шаңдар, мысқұрамды айналмалы материалдары болып келеді, сондықтан олар, шихта дайындау цехына қайтарылады.

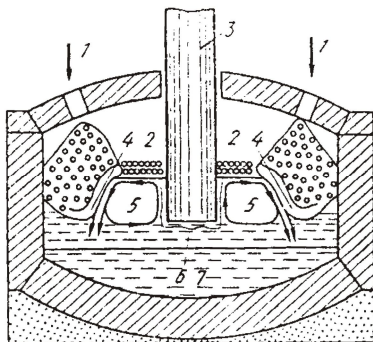
Процестің жоғары технологиялық көрсеткіштеріне карамастан, балқыту кезінде, аз мөлшерлі мысқұрамды шлактардың алынуы қамтамасыз етілмейді. Балқытуға алынатын айналмалы конвертерлі шлақ пен шаң циркуляциясы салдарынан, балқыту-конвертерлеу тармағында, қорғасын мен мырыштың жиналуы жүреді, бұл өз кезегінде, штейн мен қара мыстың сапаларын төмендетеді.

3.2. ЖМЗ-да мыс кендері мен концентраттарын электрпешінде балқыту

Электртермиялық пештерде штейнге балқытудың ғылыми негіздері мен тәжірибесі, толығымен арнайы әдебиетте жарық көрді. Әртүрлі материалдарды балқытудың электртермиялық әдісі, бастысы, арзан электрқуатын беретін энергетикалық

ресурстардың болуымен байланысты және кендер мен концентраттарды балқытудың, перспективті металлургиялық әдістердің бірі болып табылады.

Сульфидті кен материалдарын балқытудың электртермиялық пеші, екі балқытылған қабаттан (шлак және штейн) тұратын және шлакты балқымаға бөліктеп енгізілген қатты шихтасы тиелген жылулық ванна болып келеді (3.3-сурет).



3.3-сурет. Кентермиялық пеште балқыту сұлбасы:

1–шихта; 2–кокс; 3–электрод; 4–шихта балқыту аймағы;

5–шлакты балқымада жылуалмасу және масса алмасу;

6–шлак; 7–штейн

Пеште шихтаның балқытылуы, жылуға айналатын электртермия есебінен жүреді. Мұндай пештер кентермиялық (КТП) деп аталады.

Балқытудың бұл әдісінің принципті ерекшелігі, балқыту агрегатының меншікті ауданына жылудың жоғары концентрациясының түсуі және жеткілікті жоғары температураларға тез қол жеткізу қабілеттілігі. Шихта бетіндегі материалдың қыздырылуы іштен қыздырылумен алмасады, себебі, өңделетін материал, әдетте, қыздыру процесінде, электр кедергі денесі ретінде қатысады.

Электрпештерінде кесекті және күйдірілмеген шихта, шлакты балқыманың бетінде жүзіп жүреді. Жана шихта порциясын тиеген кезде, оның негізгі бөлігі балқымаға түседі.

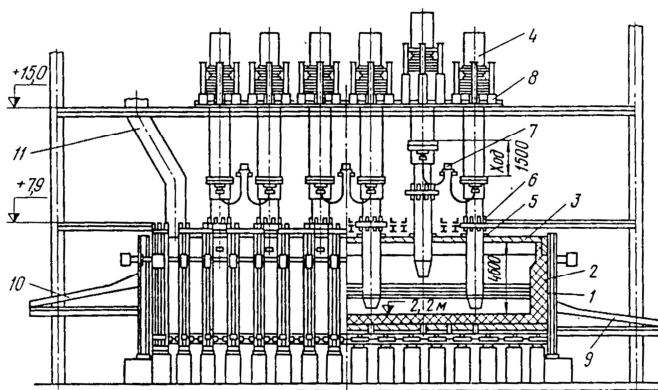
Бұл, ылғалданған шихтаның қолдануын толығымен жокқа шығарады. Суық ылғал шихтаны балқымаға енгізу кезінде, оның айналасының барлық жағында шлак қабықшасы қата бастайды. Шихтаның қыздыруы артқан сайын, су булана бастайды және оның бу қысымы, жарылыс болғанша артады. Әсіресе, шихтаның бірқалыпсыз жылуы, айналып төңкерілуі кезінде өте қауіпті. Осы себептен, шихта, электрбалқыту алдында, қатты кептіріледі. Кептіруді, тек бай концентраттарды балқыту кезінде қолдануға болады. Десульфуризациясы төмен, кедей концентраттарды электр пешінде балқыту кезінде, мыс бойынша кедей штейндер алынады. Оларды кейін конвертерде өндегенде, конвертер жүктемесі мен конвертерлеу шығындары күрт ұлғаяды және де айналмалы, мысқа бай, конвертерлі шлактар шығуы мен оларды балқыту агрегаттарында өндеу, соңғылардың да жүктемелерін арттырады.

Мыс өндірісінде штейнге балқыту кезінде, үш және алты электродты, номиналды қуаты 25–60 *MВт* болатын пештер қолданылады. Пеш тікбұрышты болып келеді және темір бүркенішінде отқа төзімді кірпіштен қаланады. Балқыту электр-пештерінің конструкциясы толығымен арнайы әдебиеттерде жазылған.

Алты электродты кентермиялық пешінің ұзындығы 22–23,5 *м*; ені – 6–6,6 *м*; табанасты ауданы 118–148 *м*²; үшэлектродты пеш ұзындығы 11–14,5 *м*; табанасты ауданы 48–65 *м*².

Қазіргі кентермиялық пештері, өздігінен жанатын электродтарды қолданады. Мұндай электродтар, брикеттелген (көміртекті) массасымен толтырылған, диаметрі 1100–1200 *мм*, жайма болаттарынан жасалған, қаңқадан тұрады. Электрод үздіксіз жұмыс істейді. Электродтардың ұзындығы қысқарған сайын (оның жануына байланысты), оны төмен түсіріп тұрады, ал қаңқаны, жоғарыдан жаңа секцияны пісіру арқылы өсіріп, жаңа электрод массасымен толтырады. Төмен түсіру кезінде, электрод массасы монолитке айнала отырып, қыздырылады және піседі. Электрод массасы 15 *т*-ға жетеді, ұзындығы – 20 *м*.

Алты электродты кентермиялық пешінің жалпы түрі 3.4-суретте көрсетілген.



3.4-сурет. Алты электродты кентермиялық пешінің жалпы түрі
 1 – пештің қаптамасы; 2 – пештің ішкі қапталуы; 3 – пештің жоғарғы қабаты; 4 – электрод; 5 – электродты тығыздау құрылысы; 6 – контакты бет; 7 – ток келтіруші шина; 8 – электродтың гидрокөтергіші; 9 – штейнге арналған науа; 10 – шлаққа арналған науа; 11 – газ құбыры

Қазіргі заманғы электртермиялық пештерінде жылу қолдану тиімділігі өте жоғары – 70–75 %. Электрпешінде жылу ағыны төменнен жоғарыға қарай шлак-шихта-газ сұлбасы бойынша таралады. Әдетте, электродтар шлак қабаты тереңдігіне тиелген, соның арқасында электрпештегі штейн температурасы, шарпыма пеші ваннасының төменгі қабатындағы температурасымен салыстырғанда, 50–100 °C-ға жоғары.

Электрбалқытудың ерекшелігі, қиын балқытын шихта өңдеу кезінде ерекше білінеді. Бұл кезде, 1 т шихтаға шығатын газ мөлшері, шарпыма пешінен шығатын газ көлемінен 10–12 есе төмен. Жоғарғы жылулық п.ж.к (к.п.д) қарамастан, электрбалқыту, жоғары электрқуаты шығынымен байланысты. Алайда, бұл кемшілікті, төменгі сортты көміртек жағумен жоюға болады. Мұндай тәсіл, шарпыма пешінің жылуына сай келмейді және оның жылуына жоғары сапалы отын қажет.

Аз күкіртті мыс концентраттарын электрпешінде, содан кейін алынған штейнді көлденең конвертерлерде конвертер-

леумен өңдеуді қамтитын ЖМЗ-ның жобалық сұлбасы, 1977 ж. іске қосылды. Қара мыс шығару бойынша зауыт жобалық қуатына 1989 ж. қол жеткізілді. Жоба бойынша, мыстың қара мысқа бөлінуі – 98 %, күкірттің, шикізаттан күкірт қышқылына бөлінуі – 79 %, қорғасынның тауарлы шаңға – 85 % және ренийдің – аммоний перренатына 73 % өтуі қарастырылған. Шикізаттан мырыш бөлінуі қарастырылмаған, алайда, бұл мерзімде мысқорыту зауытының алынған жұмыс нәтижелері, технологияны жобалық аппаратуралық рәсімдеу кезінде, жобалық көрсеткіштерге тек шикізаттан мыс бөлінуі бойынша ғана жетуге болатындығын көрсетті.

Сол кездегі қолданыстағы сұлбаның сипатты ерекшеліктеріне, КТП-не балқытуға конвертерлі шлакпен түсетін металдардың жоғары циркуляциялық ағынын жатқызуға болады. Бұл жағдаймен КТП шлактарымен қорғасын жоғалымының жоғарылығы және шикізат құрамындағы мырыштың толық жоғалымы байланысты.

Қолданыстағы КТП технологиясы шлактарының құрамы, % (мас.): 0,40–0,50 Cu; 0,5–1,0 Pb; 2,0–2,3 Zn; 12–13 Fe; 50-ге дейін SiO_2 ; 17–18 CaO және 10 Al_2O_3 . Түсті металдардың мөлшері бойынша, мұндай шлактарды үйінді деп қабылдау шартты. Алынатын штейнде қорғасын мөлшерінің жоғарылауы, конвертерлеу процесінің технологиялық көрсеткіштеріне үлкен әсер етті. Конвертерлеу кезінде алынатын қара мыс сапасы, ондағы қорғасын мөлшерінің жоғарылауына байланысты (0,3%-ға дейін) төмендеді. Қол жетімді көрсеткіштерді, локальды технологиялық әдістер мен жабдықты жетілдіру есебінен жақсартудың көп жылдық мүмкіндіктері, қазіргі күнге дейін күткен нәтижелер көрсетпеді.

Соңғы жылдары, өндеуге негізгі металл мөлшері төмен және олардың полиметаллизациялығымен сипатталатын кендер мен концентраттарды енгізуіне байланысты, мәселе одан ары қиындап кетті. Балқыту және конвертерлеудің технологиялық көрсеткіштері күрт нашарлады. Бұл әсіресе, белгілі бір құрамды селективті мыс шикізатын өндеуге арналған процестерде көріне бастады. Егер қазіргі таңда, шихта құрамының өзгерісі, процестің жалпы көрсеткіштеріне айтарлықтай қатты әсер етпесе, онда, өндеуге, жоғары концентрациялы қоспалары бар

мыс кендері мен концентраттарын енгізу кезінде, әсіресе, олардың өңдеуге түсетін көлемдері ұлғайғанда, технологиялық көрсеткіштердің төмендеуіне қарай принципті өзгеруін күтуге болады. Яғни, қазіргі кездің өзінде, балқытуға түсетін бастапқы шихта, оның дайындалуы және оның сапасын қатты қадағалау қажеттігін қамтамасыз етеді. Мұнда, балқыту және конвертерлеу кезінде, қоспалардың тәртібін талдау және игеру, ерекше мәселелердің бірі.

Мыс өндірісінде технологиялық жүктемені тудыратын және алынатын өнім сапасына әсер ететін негізгі қоспалар – қорғасын және мышьяк болып табылады. Осы металдардың, бастапқы шикізатта мөлшерінің жоғары болуы, балқыту-конвертерлеу тармағының динамикасына да әсер етеді. Талдау нәтижесі көрсеткендей, қазіргі кезде алынатын балқыту және конвертелеу өнімдерінің сапасына металл-қоспалар әсері анық байқалуда. Тәжірибелік тұрғыдан, бақылап жүрген мәселенің оптималды шешімін қабылдау мақсатымен, балқыту-конвертерлеу тармағында циркуляцияланатын қорғасын және мышьяк мөлшерлік қатынасын орнату, маңызды мәселелердің бірі болып табылады.

Жоғарыда айтылғандардан, электрбалқыту кезінде мыс-қорғасын және мышьяк тәртібінің талдауын жүргіздік және осы металдардың балқыту өнімдері арасында таралуы игерілді.

Зауытта қолданылатын электрпеш жұмысы үш трансформатормен жүзеге асады. Әрбір трансформатор қуаты – 17000 кВА. Пештің жұмыс қуаты – 35 МВт. Электрбалқыту кезінде өздігінен жанатын, диаметрі үлкен (1200–1400 мм) электродтар қолданылады. Пештің қатты шихта бойынша өнімділігі – сағатына 50 т.

Кентермиялық балқытудың шикізаты, мыс концентраттарынан және әктастан тұратын түйіршектелген мыс құрамды шихта болып табылады. Айналымды материал ретінде, шихтаға сұйық конвертер шлағын қосады. Балқытудың бастапқы өнімдерінің орташа химиялық құрамы 3.10-кестеде келтірілген.

3.10-кесте

Балқытудың бастапқы өнімдерінің химиялық құрамы

Компонент- тер, %	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃
Шихта құрамы:								
Концентрат	26–33	3 дейін	0,5–20	8–12	15–20	15–25	3–8	3–4
Әктас	–	–	–	0,4–1,2	–	1,5–5,0	51–55	0,3–1,0
Конв. шлак	3–10	2–7	2–5	27–32	–	22–29	1,5–4,0	3–4

2007 жылдың қаңтарынан желтоқсанына дейінгі мерзімде өткізілген өндірістік балқыту нәтижелерінің біріншілей талдауы, алынатын балқыту өнімдерінің құрамы – штейн және шлак құрамының көрсетуі бойынша, олардың аз ауытқуы және құрам тұрақтылығының тенденциясының сақталғанын көрсетеді. Бастапқы шикізат құрамын тұрақты ұстап тұру; процестің оптималды технологиялық параметрлері мен режимдерін дұрыс таңдау; еңбекті ұйымдастырудың жоғары дәрежесі, т.б. нәтижелері электрбалқыту процесінің оптимизациясы толық жоғары дәрежеде екендігін куәландырады. Алынатын штейнде күкірт мөлшері 22-ден 25%-ға өзгеріп тұрды. Электрбалқыту штейндері қорғасын, мырыш және мышьяк мөлшерінің жоғарылығымен сипатталды. Негізгі компоненттер бойынша штейн құрамы келесідей болды, % (мас.): 40–50 Cu; 10–20 Fe; 10 Pb; 4 Zn және 0,03–0,084 As.

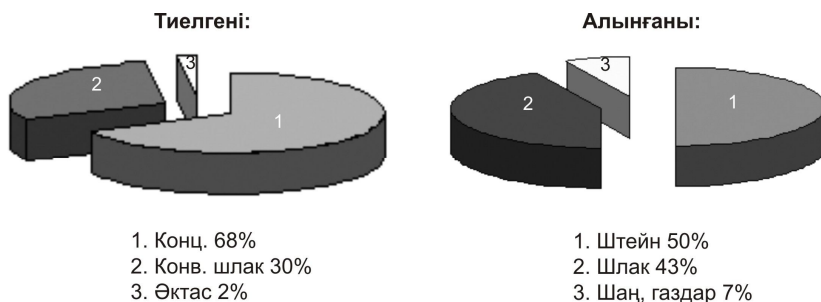
Қарастырылып отырған мерзімде, шлактар құрамында 40–55 % аралығында өзгеріп отырған кремнеземнің жоғары мөлшері болды. Кальций және алюминий оксидтерінің мөлшері, сәйкесінше 18 және 7 % деңгейінде тұрды. Штейнде сияқты, алынатын шлактарда қорғасын, мышьяк және мырыш мөлшері жоғарылады және онда: 0,5 Cu, 0,3–1,0 Pb және 0,1–0,12, % As болды. Шлактағы мыс мөлшері аз шекте ауытқып, 10 % деңгейінде тұрды.

Сапалық құрамы бойынша алынатын штейндерді 1980 жылдың соңы мен 90-жылдардың басындағы штейндермен салыстырсақ, олардың құрамдарының өте нашар екенін байқауға болады. Бұл қазіргі таңда алынатын шлак құрамына да

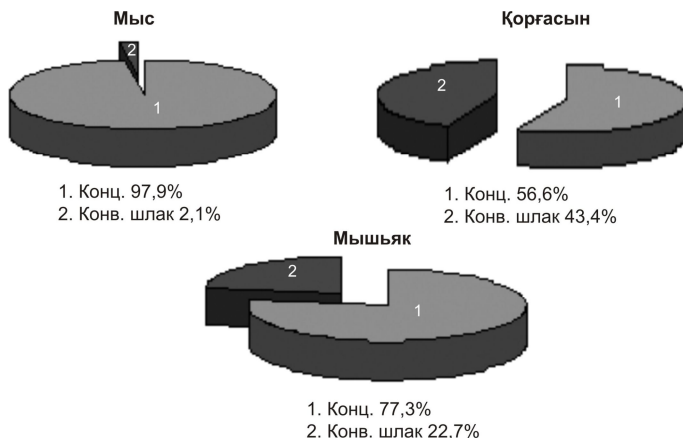
катысты: ондағы мыс құрамы тұрақты болғанымен электрбалқыту шлактары қоспалары – қорғасын, мырыш және мышьяк концентрациясының жоғарылығымен сипатталады. Штейн және шлақтың сапалы құрамының өзгерісі, тек бастапқы шихтадағы металл-қоспалар мөлшерінің өсуімен ғана түсіндірілуі мүмкін.

Электрбалқыту кезінде металдардың тәртібі заңдылықтарын орнату үшін, өндірістік балқыту нәтижелері – штейн, шлак құрамы негізінде, технологиялық есептеулер жүргізілді. Бірінші міндет – электрбалқытуға түсетін және одан алынатын өнімдердің мөлшерлік санын анықтау және бастапқы шихта құрамына кіретін балқыту өнімдер арасында мыс, қорғасын және мышьяк таралуын есептеу болып келді.

Математикалық өңдеуге нақты штейн мен шлактардың химиялық құрамының тәуліктік және орташа айлық деректері ұшырады. Өндеуге түскен массивтің жалпы саны 208 байқауды құрады (штейн мен шлак құрамының жұпты талдауы). Есептеулер, арнайы әзірленген бағдарламамен, ЭЕМ-да жүргізілді. Алынған нәтижелер 3.5, 3.6-суреттерінде көрсетілген.



3.5-сурет. Электрбалқытудың жалпы материалдық балансы



3.6-сурет. Электрбалқытудың бастапқы өнімдері арасында металдардың бөлініп таралуы

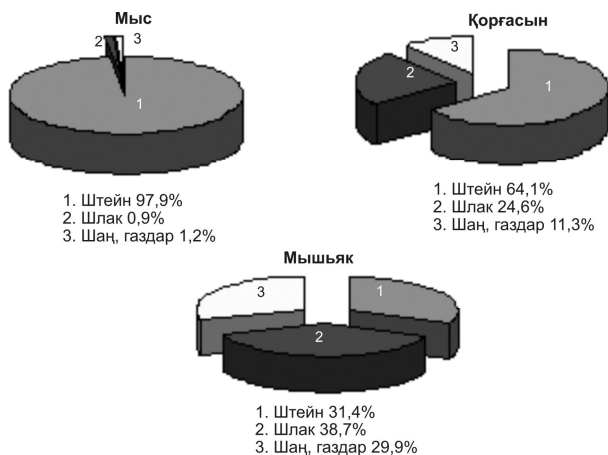
Көріп отырғанымыздай, электрбалқытудың бастапқы шихтасы, негізінен, мыс концентраты (68 %) және конвертерлі шлактан (30 %) тұрады.

Шаң-газ қоспасының шығуы аз, ~7 %-ды құрайды. Электрбалқыту процесі шлақтың ауқымды шығуымен (43 %) сипатталады. Штейн шығуы – 50 %.

Конвертерлі шлакпен түсетін мыс үлесі, шихтадағы жалпы мыс мөлшерінің 10 %-ын құрайтыны орнатылды. Бұл кезде, конвертерлі шлакпен бастапқы шихтаға, шамамен 2 т қорғасын түседі, бұл оның бастапқы шихтадағы жалпы мөлшерінің 70 %-ын құрайды. Концентратпен түсетін 100 % мышьяқтың 23 %-ы электрбалқыту шихтасына қайтарылады.

Алынған нәтижелер көрсетуі бойынша, қоспалар – қорғасын мен мышьяқтың ауқымды мөлшері, бастапқы шихтаға, конвертерлі шлакпен түседі. «Балқыту-конвертерлеу» тармағында қорғасын мен мышьяк циркуляциясы олардың жиналуына әкеледі. Мұның нәтижесінде, электрбалқыту мен конвертелеу процестерінде, алынатын өнімдердің сапасы төмендейді. Бұл 3.7-суретте келтірілген, балқытудан алынатын өнімдердің арасында мыс, қорғасын және мышьяқтың таралуы нәтижелерімен дәлелденеді.

Шаң-газ қоспасының аз шығуы және балқыту өнімдері арасында орнатылған мыс, қорғасын және мышьяк таралуы, электрбалқыту процесінде қорғасын мен мышьяк жүру тәртібі, негізінен, оладың шлак пен штейн арасында таралуымен анықталатындығын көрсетеді. Осылай, есептеу нәтижесінде, қорғасынның электрбалқыту кезінде, штейнде шоғырланатыны көрсетілді. Қорғасынның 30 %-ы шлакқа өтіп, оның қайтымсыз жоғалымын түзеді. Орнатылған қорғасын таралуы электрбалқыту процесінің теориясына қайшы келмейді.



3.7-сурет. Металдардың электрбалқытудан кейін алынатын өнімдер арасында бөлініп таралуы

Электрбалқытудың бастапқы шихтасында, қорғасын негізінде екі түрде – бастапқы мыс құрамына кіретін галенит (PbS) және конвертерлі шлакпен енгізілетін оксид (PbO) түрінде көрсетілген. Тотықсыздандырып балқыту шарттарында, қорғасын буы мен PbS серпімділігі төмендейді, осының салдарынан, қорғасынның сульфидті балқымамен байланысының беріктігі күшейеді. Бұл кезде, штейндегі қорғасынның жалпы мөлшері артады.

Шлактағы қорғасын мөлшерінің жоғарылауын, оттегі парциалды қысымының төмендігі, балқытудың кремнеземнің

жоғары мөлшеріндегі шлактарға жүргізілуі және қышқыл шлакқа балқыту шарттарында қорғасын силикаттары мен ферриттері үшін қолайлы жағдайлардың түзілуімен түсіндіруге болады. Мұнда қорғасын силикаттарының түзілуі айқынырақ.

Мышьяк таралуы кезінде, басқа сурет көрінеді. Мышьяк қорғасын сияқты, негізінен, шлак пен штейн арасында таралады. Мұнда қорғасынға қарағанда, балқыту кезінде, мышьяқтың негізгі үлесі (40 %) шлакқа өтеді. Штейндегі мышьяк мөлшері, шлактағы мөлшеріне қарағанда аздау – шамамен 30 % деңгейінде. Мышьяқтың балқыту өнімдері арасында таралуы әбден түсінікті. Тотықсыздандырғыш атмосферасында алынатын штейндер қатты металданған. Балқыту процесінде, оттегі парциал қысымының төмен мәндерінде ($P_{O_2}=10^{-4} - 10^{-5}$ Па), мышьяк буының және оның қосылыстарының серпімділігі басылады, балқыту өнімдерінде мышьяқтың интерметалл қосылыстары – мыс және темір арсенидтерін түзу мүмкіндігі артады. Бұл қосылыстардың бар болуы, балқыту өнімдері арасында мышьяқтың соңғы таралуын анықтайды.

Алынған нәтижелердің көрсетуі бойынша, балқыту өнімдері арасында қорғасын мен мышьяк электрбалқыту кезінде, оптималды таралуына қол жеткізе алмайды. Балқыту кезінде алынатын штейндер, қоспалар мөлшерінің жоғарылығымен сипатталады және олардың штейнде бар болуы, кейінгі операцияларда қосымша технологиялық жүктемелерді тудырады. Мұны, «Қазақмыс» корпорациясының мысқорыту зауыттары жұмысының шарттарында қолданылатын, төменде өткізілген мыс штейндерін конвертерлеу процесінің жұмысын талдау нәтижелерінен көруге болады.

3.3. Мыс штейндерін конвертерлеу

Мыс штейндерінің негізгі құрамдастары, штейн мөлшерінің 95–98 %-ын құрайтын мыс (Cu_2S) және темір сульфидтері (FeS) болып келеді. Ондағы магнетит мөлшері 2–5 % арасында ауытқиды. Қара мыс алу мақсатымен штейнді кейінгі өңдеу – конвертерлеуге жібереді.

БМЗ-дағы конвертерлеу процесінің технологиялық сұлбасы 3.8-суретте көрсетілген.

Өндіріс нәтижелерін талдау бойынша, мыс мөлшері жоғары штейн алғанымызбен, балқыту кезінде, қоспаларды жеткілікті төмендетуге қол жеткізу қиындау. Штейндегі негізгі қоспалар – қорғасын мен мырыш мөлшері 5,1 және 0,05 %-ды құрайды. Мұндай штейнді конвертерлеу кезінде, қара мыста қоспалардың біраз мөлшері шоғырланады.

Конвертерлеуден алынған қара мыс, ары қарай қоспаларды жою және мыс анодтарын құю мақсатымен, оттық тазалауға жіберіледі. Қара мыстан қоспаларды жою процесі 1150–1170 °С температурада өткізіледі.

Оттық тазалаудан кейін алынған мыс анодтарын, қоспалардан терең тазалау мақсатымен электролиттік тазалауға жібереді. Соңғы өнім ретінде МО және МОО маркалы, тауарлы катодты мыс алынады.

Оттық және электролиттік тазалау процестерінің өнімділігі, және алынатын тауарлы мыс сапасы көбінесе штейнмен, кейін қара мыспен түсетін қоспалар мөлшеріне тәуелді. «Балқыту-конвертерлеу» сатысында, қоспалар мөлшерін төмендету мақсатымен қосымша шаралардың қолданылуы, келесі операциялардың технологиялық көрсеткіштеріне қатты әсерін тигізеді.

Соңғы онжылдықта оттық және электролиттік тазарту процестерінде технологиялық жағынан негізделген өзгерістер байқалмағандықтан, төменде, негізгі назарымызды, конвертерлеу процесін нақты қарастыруға бағыттадық.

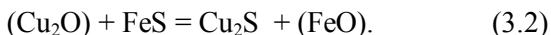
3.3.1. Конвертерлеу процесінің теориясы мен тәжірибесі

Мыс штейндерін конвертерлеу, сульфидті балқыманы үрлеудегі оттегімен тотықтыруына негізделген.

Процесс көп жылу бөлінуімен жүретін, темір сульфидінің тотығуынан басталады:



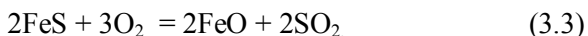
Балқымада темір сульфидінің жеткілікті мөлшері болған жағдайда, мыс сульфиді айтарлықтай тотықпайды, себебі, (3.1) реакциясының тепе-теңдігі, темірдің оттегіге, ал мыстың күкіртке жақындығы салдарынан, толығымен, оңға қарай ығыстырылған:

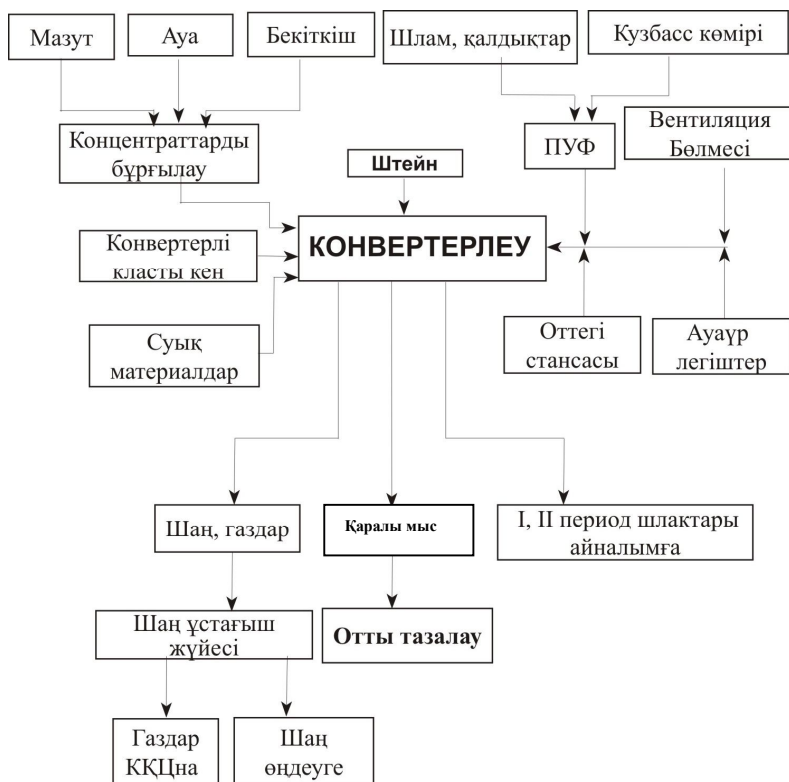


Осылайша, конвертерлеудің бірінші мерзімінде (периодында), темір сульфидінің селективті тотығуы жүреді. Фурмалық зонада оттегінің «артық шығыны» салдарынан FeS тотығуы, $\text{FeS} \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ сұлбасы бойынша жүреді. Нәтижесінде, терең тотығу кезінде, барлық 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 камтамасыз етеді. Конвертерді айналдырған кезде, тұтқырлы масса қатып, мықты қорғанысты қаптама түзеді. Мұндай операцияны конвертертер «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:



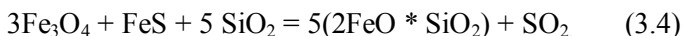


3.8-сурет. Мыс штейндерін конвертерлеудің ықшамдатылған технологиялық сұлбасы

(3.3) реакциясы, (3.2) 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 жоғарылаған 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 (3.4) реакциясы арқылы анықталады.



Бұл реакция жоғары жылдамдықпен, 1200 °C температурадан бастап өтеді. Температура жоғарылаған сайын, магнетит ыдырауының жылдамдығы және толықтылығы жоғарылайды. Бұл, конвертерлеу процесін максималды жоғары температураларда жүргізілуінің тиімді екенін көрсетеді. Конвертердегі температураны, әдетте, 1280-1320 °C деңгейін ұстап тұрады.

Қолданыстағы конвертерлер конструкциясы толығымен технологиялық талаптарға сай келмейді. Бұл процестерді, не жетілдіру, не шлақты кедейлендіру операциясын енгізу қажет.

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 мөлшері және шлактағы SiO₂ еру жылдамдығымен анықталады. Шлактағы кремнезем еруінің интенсивтілігі температураға, кварц және шлак беттерінің байланыс саны және флюстің реакциялық қабілеттігімен анықталады.

Температура жоғарылаған сайын, кварц еру жылдамдығы ұлғаяды, бұл, шлак қышқылдығын арттырады. Конвертер шлактарындағы SiO₂ оптималды мөлшері 23–26 % аралығында болуы керек. Кремнезем мөлшерінің төмендеуі, шлактағы магнетит және мыс мөлшерінің артуына әкеледі. Оның аса жоғарылауы (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. Егер кварц кесектерінің балқымаға түсу кезінде шатынау қабілеті болса, онда кварцтың балқымамен сіңуінің

эффективтілігі артады. Бұл қатыста, кварцты флюсте аз мөлшерде гидратталған, жеңіл балқитын қоспалар болғаны жөн.

Лас кварцтың қолданылуы (әсіресе қиын балқитын компоненттері бар) оның еру жылдамдығының төмендеуі, конвертерлі шлак шығуының артуы, олардың қышқылдылығының төмендеуі және үйінді шлактармен мыс жоғалымының жоғарылауына әкеледі. Себебі, конвертерлі шлақты конвертерден кейін, не байыту фабрикасына, не ВП пешінде балқытуға жіберіледі. Процестің айрықшылығы ретінде, алтынқұрамды кварцты флюстің қолданылуын айтуға болады, мысалы, алтын бөлініп алынатын байыту фабрикаларынан шығатын кварцты қалдықтарды қолдану. Бұл жағдайда, қосымша алтын металын бөліп алу, салыстырмалы лас флюсті қолданылуын ақтайды. Алайда бұл кезде, қосымша бөліп алу (мысалы, алтын) мыс жоғалымының артуына әкелетінін ескеру қажет. Барлық жағдайда алтынқұрамды флюсті қолданудың экономикалық тиімділігі есептелуі қажет.

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.

Үрлеу басында, тамшылардың өлшемі кіші. Үрлеу зонасында эмульсияның аз уақыт қана болуынан, конвертердің тыныш зонасында штейн мен шлақтың бөлінуі, аз дәрежеде жүреді. Үрлеу басында эмульсиядағы шлак мөлшері және шлактағы SiO_2 мөлшері өте аз, олар уақыт өте артады. Эмульсиядағы шлак мөлшері, алдыңғы үрлеуде, шлак қаншалықты құйылғанына байланысты болады.

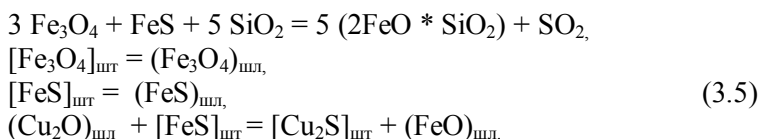
Штейн-шлакты эмульсияда шлак мөлшеріне байланысты сульфидтердің тотығу механизмі мен кинетикасы өзгереді. Үрлеудің бірінші мерзімінде, ваннада шлак болмаған кезде, штейннің тікелей тотығуы жүреді. Бұл кезде тотығу зонасында флюстер болмайды, себебі, тығыздығы аз болғандықтан, кварц, ванна бетінде жүзіп тұрады. Қуатты барботаж жағдайында, сұйық сульфидтердің тотығуы үлкен жылдамдықпен жүреді. Бұл жағдайда, оттегі, фурмаға жабысқан өте тар зонада, толығымен қолданылады. Аз көлемде жүретін сульфидтердің тотығуынан бөлінетін көп мөлшердегі жылу есебінен, фурма аймағында температураның күрт өсуі (1600°C және жоғары) байқалады. Жиі, жылу алмасу кезінде, фурмалар аймағында температураның өсуі фурмалық белдем футеровкасының тез тозуына себепкер болады.

Cu_2S - FeS - FeO жүйесінде, толық өзара 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. Cu_2S - FeS - FeO жүйесі компоненттерінің өзара 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 температура-ның тым жоғарылауы, агрессивті біріншілей сульфидті-оксидті балқыманың түзілуі, конвертерде салыстырмалы төмен температурасында шлакта магнетит және мыс мөлшерінің жоғарылауы. Бұл кемшіліктердің кейбіреуі, кварцты тікелей интенсивті барботаждау зонасына (мысалы, фурмалар арқылы) беру нәтижесінде жойылуы немесе азайтылуы мүмкін.

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



Үрлеу мөлшері бойынша, штейндегі мыс мөлшері уақыт өте артады, бұл, шлак-штейн шекарасында фаза аралық 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.

Конвертерлеу 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.

Конвертелеудің бірінші мерзімінде, мысқа бай сульфидті массаның жиналуы жүреді. Осыған байланысты, штейнді құйған сайын және оның бөліктеп үрленуі кезінде, конвертерден шлақты ағызып алып, қосымша штейн порциясын құяды. Кейін қайта үрлеуді жүргізеді. Бұл операцияларды бірінші мерзім кезінде, конвертерде бай массаның жеткілікті мөлшері жиналғанша, бірнеше рет өткізеді.

Сульфидтердің тотықтану реакциялары үлкен жылу бөлінумен жүреді. Сульфидтердің тотығу жылдамдығының жоғарылығы, барботаж зонасы жұмысының шарттарын адиабатикалық процестерге жақындатады, яғни, жылудың басым бөлігі, кейін ванна бетімен жайылатын, балқыту өнімдерінің – кварц пен айналмалы материалдар қыздырылуына шығындалады. Сульфидтерді тотықтыру кезінде бөлінетін жылу, барлық жоғалымды жабу үшін ғана емес, сонымен қоса, балқыманың қыздырылуына да жеткілікті.

Мыс штейндерін конвертерлеудің бірінші мерзімінде, конвертердегі температурасы минутына 5–7 °C жылдамдықпен жоғарылайды. Балқыманың қызып кетуін болдыртпау үшін, конвертерге суық присадкалар (қабыршық) тиейді. Осы артық шығымы арқасында кремнийлі мыс кендерін, алтынқұрамды флюстерді және сульфидті мыс концентраттарын балқытуға болады. Көптеген шетелдік және отандық мысқорыту зауыттарының тәжірибесі көрсеткендей, конвертерге құйылған әрбір тонна штейнге, шамамен, тонна сульфидті коцентрат өндеуге болады. Шаң шығуын төмендету үшін, концентратты конвертерге тиеу алдында, оны түйіршіктеуге (окутывание) ұшырату қажет.

Концентраттарды конвертерлерде балқыту құны, шамамен, балқыту пештерінде балқыту құнынан екі есе кем.

Конвертерлеу процесі кезінде температураны түзетуге мүмкіндік беретін айналмалы материалдардың тиелуі, футеровка жұмыс істеу мерзімін арттыруда үлкен мәнге ие. Футеровканың тез тозуының негізгі себебі, жиі жылу ауысуы болып табылады. Қара мысты тарата құю және конвертерлі шлакты ағызу кезінде, конвертердің ашық қалайы тез және қатты суытылады ($600\text{--}800\text{ }^{\circ}\text{C}$ дейін). Мұны болдыртпау үшін, бірқатар зауыттарда конвертерлердің оттығы, қалау температурасы $1000\text{--}1050\text{ }^{\circ}\text{C}$ -дан төмен түспейтіндей етіп ұйымдастырылуда. Бұл оның сыну мүмкіндігін төмендетеді.

Токтау кезінде конвертер суытылуы салдарынан, үрлеу басында температура оптималды температурадан төмен болады және осы кезде конвертерді қыздыру қажет. Кейін, артық жылу есебінен, конвертер қатты қыза бастайды. Дәл осы кезде, конвертер оптималды температурасына жеткен кезде, суық айналмалыларды енгізуді бастау керек. Негізі, үздіксіз флюс және айналмалылар беру ыңғайлы болуы мүмкін. Суық «присадка» массалы тиелуі, конвертер температурасының күрт төмендеуіне әкеледі.

Балқымада магнетит мөлшерінің жоғарылауы, сульфидтеу процестерінің үздіксіз ретпен өтуі және силикатты балқымада көп мөлшерде темір болған кезде, магнетит мөлшерінің ауытқуының туындауы, нағыз ерітінді түрінде немесе сульфидтердің майда механикалық өлшенділер түрінде мыс жоғалымының артуына әкеледі.

Конвертерлеудің бірінші мерзімінің конвертерлік шлактарының құрамында $1,5\text{--}3\%$ 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 $70\text{--}80\%$ құрайды.

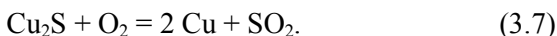
Мыс штейндерін конвертерлеудің бірінші мерзімі, «үрлеу еріп кете (холостой)» үрлеуімен бітеді (штейн құюынсыз). Оның мақсаты – мыспен байытылған сульфидті массада темір сульфидін толығымен тотықтыру және дерліктей таза мыс сульфиді Cu_2S болып келетін ақ штейн (матт) алу. Соңғы өнімнің

конвертерлі шлактары жоғары мыс мөлшерімен сипатталады, сондықтан конвертерлеудің алдыңғы операция-ларына қайтарылады.

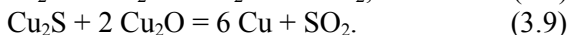
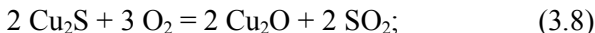
Конвертерлеудің бірінші периодынан екіншісіне өтуі, штейндегі темір сульфиді мөлшері өзгеруінің қысқа интервалында жүреді. Штейнде FeS активтілігінің төмендеуі, (3.6) реакциясының тепе-теңдігінің солға қарай ығысуына әкеледі, себебі бұл кезде бір уақытта Cu₂S активтілігі жоғарылайды, ал FeO активтілігі төмендейді. Cu₂S және FeS үлкен жылдамдықпен бірге тотығуы басталған кезде, бай штейндегі FeS қалдық мөлшері 4 % құрайды.



Максаты қаралы мыс алу болатын, конвертерлеудің екінші периодының химизмі, келесі реакцияның өтуімен сипатталады:



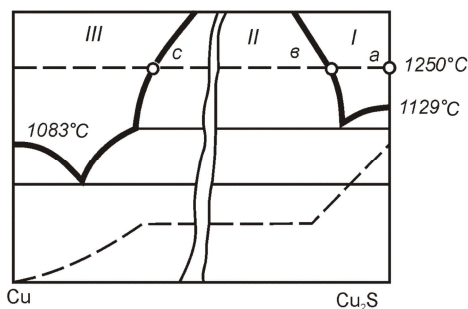
(3.7) реакциясын, әдетте, екі процестің ретпен өтуі арқылы көрсетеді:



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, 3.9-суретте көрсетілген, Cu-Cu₂S жүйесінің күй диаграммасымен жақсы сипатталатын үш сатыдан тұрады.

Конвертерлеудің екінші периоды, шамамен 1205 °С 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 принципті кескінін өзгертпейді.



3.9-сурет. Cu-Cu₂S жүйесінің күй диаграммасы

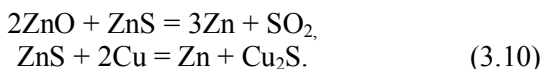
3.9-суретте екінші мерзім басталуы «а» нүктесімен көрсетілген. (3.7) реакциясы өтуі бойынша, балқыма массасының құрамын кескіндейтін фигуративті нүкте солға ауысады. «а-в» бөлікшесінде (1 саты) масса өзін мыстың біртекті ерітіндісі Cu₂S түрінде көрсетеді. «в-с» бөлікшесінде (2 саты), процесс «в» құрамды 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 %-ға жететін Cu₂S-мен қаныққан. Cu₂S-ің қалдығын жою – конвертерлеудің екінші периодының 3-сатысының мақсаты болып келеді.

Мыстағы ақырғы күкірт мөлшері, 3.9-суретте диаграмманың төменгі бөлігінде нүктелі қисықпен көрсетілген, (3.9) реакциясының SO₂ тепе-теңдік қысымының өзгерісі анализінен бағалануы мүмкін. Мыстың бос тотығы мен сульфидінің әрекеттесуі кезінде, SO₂ тепе-теңдік қысымы, атмосфералық қысымға 730 °C-да жетеді, бұл осы реакцияның жылдам өтуіне жағдай жасайды. Мыста Cu₂S активтілігі төмендеген сайын, SO₂ тепе-теңдік қысымы артады. Бұл жағдайда (3.9) реакциясының тепе-теңдік константасы төмендейді және реакция жылдамдығы артады. Конвертерлеу жағдайында қара мыста күкірт мөлшері 0,01 %-ға дейін төмендейді.

Теориялық тұрғыдан, (3.7)–(3.9) реакцияларына сәйкес, конвертерлеудің екінші периодында шлак түзілмеуі керек. Алайда, нақты жағдайларда, ақ штейннен толығымен конвертер шлагын 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 шлагы айналмалы болып, конвертерлерге қайтарылады.

Конвертерлеу кезінде қоспалардың бөлініп таралуы. 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:



(3.10) 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, атмосфералық 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.

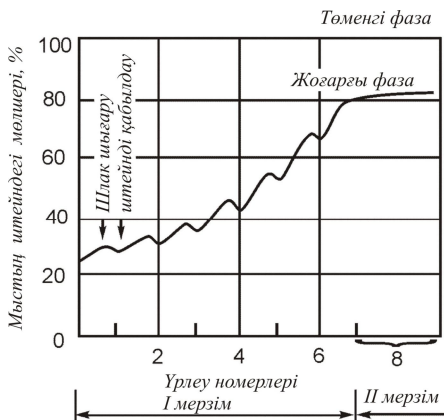
Штейнде металдармен байланысқан арсенидтер мен антимонид түріндегі мышьяк пен сурьманың бір бөлігі, үрлеу кезінде, As_2O_3 және Sb_2O_3 ұшқыш оксидтеріне, ал келесі бір бөлігі As_2O_5 , Sb_2O_5 дейін тотығып, шлакқа өтеді. Аз мөлшерде (мыс массасынан 0,1 %-ға төмен) бұл элементтер қара мыста қалады.

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

Көлденең конвертерлерде мыс штейндерін конвертерлеу процесі мерзімді және екі кезеңнен тұрады.

Конвертерлеу процесінің бірінші мерзімі, үздіксіз өтетін екінші мерзімге қарағанда, циклді жүреді. Әрбір цикл сұйық штейн құю, кварцті флюс тиеу, балқыманы ауамен үрлеу және конвертер шлағын ағызу операцияларынан тұрады. Әрбір циклдің ұзақтылығы, бастапқы штейн құрамына байланысты және 30–60 мин аралығында болады. Үрлеу барысында конвертерде мыспен байытылған сульфидті масса жинала бастайды және ол, үрлеу мөлшері ұлғайған сайын жайлап артады. Осыған байланысты бірінші мерзімді тәжірибеде *масса жинау мерзімі* деп атайды.

Штейнді үрлеу кезінде оның құрамы өзгерісі қисығының принципті жүрісі 3.10-суретте көрсетілген.



3.10-сурет. Үрлеудің ұзақтығына байланысты, штейн құрамының өзгеруі

Бірінші мерзім ұзақтығы, штейндегі мыс мөлшеріне және берілетін ауа мөлшеріне байланысты, ал ол негізінде, конвертер өлшемі мен күйіне және жұмыс ұйымдастырылуына байланысты. Штейн бай болған жағдайда ($>40\text{--}4\%$ Cu) бірінші мерзім ұзақтылығы 6–9 сағ, ал кедей болғанда ($<20\%$ Cu) 16–24 сағатты құрайды. Штейндегі 1 кг FeS-іне, оның тотығуы үшін, шамамен 2 м^3 ауа қажет.

Үрлеумен конвертерді қолдану коэффициенті бірінші мерзімде 70–80 %-ды құрайды. Қалған уақыт, конвертерлі шлак ағызылуына және конвертерге тиеуге жұмсалады.

Бірінші мерзім аяқталғаннан кейін, конвертер шлағының соңғы порциясын ағызып, конвертерде 78–80 % мыс мөлшері болатын жартылай күкіртті мыс ақ штейнін қалдырады.

Конвертерлеудің екінші мерзімі (сульфидтің тотығуы есебінен қара мыс алу) үздіксіз үрлеуде 2–3 сағ ішінде, ешбір материал енгізуінсіз жүргізіледі. Мыстың дайындығын ломды сынамамен анықтайды. Тазалау жеріне байланысты, дайын қара мысты, не сұйық түрде миксерге құяды және кейін қажет болса тазалау пешіне, не арнайы тазалау зауыттарына жіберілетін, массасы 1500 кг болатын құйма металдарға құяды.

Конвертер өнімділігі тікелей берілетін үрлеу мөлшеріне, штейн құрамына және үрлеумен жүретін конвертер жұмысының уақытына тәуелді.

1 см^2 фурма қимасының меншікті ауа шығыны, қалыпты жағдайға, қайта есептеген кезде $0,5\text{--}1,2 \text{ м}^3/\text{см}^2 \cdot \text{мин}$ аралықта өзгереді және үрлеу қысымы мен фурма күйіне байланысты. Меншікті ауа шығынының артуы және оның фурмадан шығу жылдамдығы, балқыманың қатты шашырауына ғана емес, сонымен қатар, конвертер дірілдеуіне әкеледі. Шығудың шекті рұқсат етілген жылдамдығы, арнайы зерттеулермен нақтылануы қажет. Әдетте, ауа үрлеумен туындайтын коллектордағы ауаның қысымы $0,1\text{--}0,12 \text{ МПа}$ құрайды, ал фурманың өз қысымы $0,05\text{--}0,09 \text{ МПа}$. Конвертер ыстық және фурма күйі жақсы болған сайын, ауа өту кедергісі аз болады, фурмалардың қысымы төмен және меншікті ауа шығыны жоғары болады. Жоғары өнімділікті қамтамасыз ету үшін, қысым жоғарылай бастаған кезде, фурманың тазалануы қажет.

1 т штейнге ауа шығымы, ондағы мыс мөлшеріне байланысты аз аралықта өзгереді ($1,2\text{--}1,4$ есе), сондықтан өңделетін штейн көлеміне байланысты, конвертер өнімділігінің өзгеруі де айтарлықтай аз. Бұл кезде, қара мыс бойынша өнімділік, штейнде мыс мөлшері артқанымен, күрт жоғарылайды.

Конвертерге беруге болатын ауа мөлшері, яғни, конвертер өнімділігі жоғары дәрежеде болуы фурма диаметрі мен олардың санына тәуелді. Алайда, үлкен диаметрлі фурмалар (50 мм аса) тез шодырланады және жиі, әрі жақсы тазалауды қажет етеді. Конвертер өнімділігін арттыру үшін, оттегімен байытылған үрлеуді қолдану перспективасы зор. Тұрақты жалпы ауа шығынында, шығын мөлшері, үрлеудегі оттегі мөлшеріне тура пропорционал. Үрлеудегі балласты азоттың төмендеуі, конвертерлі газдардағы SO_2 мөлшерінің артуына әкеледі, бұл, олардың пайдалануын жеңілдетеді және бөлінетін газдармен жылу жоғалымын төмендетеді.

Алайда, үрлеудің оттегімен байытылуы, сульфидтер жану зонасының қысқаруына және фурма аймағында температураның күрт өсуіне әкеледі. Мұның салдарынан фурма зонасының футеровка қызметі қысқарады. Конвертер ваннасы бегіне суық

присадкалар тиелуінің эффективтілігі аз болады. Балқытудың орташа температурасын төмендеге отырып, олар фурма аймағындағы температураға, дерліктей, әсер етпейді. Сондықтан, қолданыстағы конструкциялы конвертерлерде үрлеудегі оттегі мөлшерін тек аз мөлшерде 25 %-ға дейін жоғарылатуға болады.

Егер фурмалар арқылы кен, концентрат, айналымдар мен флюстер үрлеуін жүзеге асырсақ, онда үрлеуді оттегімен байыту арқылы, конвертер жұмысын интенсификациялау мүмкіндігі ашылады. Бұл кезде, суық қоспалар тікелей тотығу зонасына түсетін болады, бұл оның температурасын эффективті реттеуге мүмкіндік береді. Алайда, материалдарды фурма арқылы үрлеу, барлық материалдардың майда ұнтақталуын және терең кептірілуін қажет етеді (1 % төмен), бұл қосымша шығындар мен металдар жоғалымын тудырады.

Үрлеумен конвертер жұмысының уақыты, сонымен қоса, оның өнімділігі, толығымен, цех жұмысын дұрыс ұйымдастыруымен байланысты. Конвертер жұмысында өнімділігі жоқ кезде тұрып қалулары аз болса, оның үрлеумен қолданылу коэффициенті жоғары болады. Әдетте, мыс штейндерін конвертерлеу тәжірибесінде, конвертер үрлеу астында, жалпы процесс ұзақтылығының 65–80 % тұрады.

Конвертердің жылулық жұмысы, сульфидті балқыманы үрлеу кезінде температураның тұрақты жоғарылауымен және сәйкесінше, конвертерді үрлеуден шығарған кезде суығылумен сипатталады. Бірінші мерзімде температураның өсуі $7^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ жылдамдықпен жүреді, ал екіншісінде $2^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ аспайды. Конвертердің кез келген тоқтатылуында, оның температурасы $1\text{--}4^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ жылдамдықпен құлайды, сондықтан, конвертер тұрып қалу ұзақтығы үлкен болған сайын, оның суығылуы артады.

Мыс штейндерін конвертерлеу процесінің оптималды температурасы $1280\text{--}1320^{\circ}\text{C}$ аралықта жатыр.

Конвертердің суық жүрісі, оның жұмысының негізгі кемшіліктерінің бірі болып табылады. Оны келесі ретті штейн құюмен, және фурма арқылы берілетін ауаның оптималды мөлшерін берумен жоюға болады. Конвертердің суық жүрісі кезінде артық кварц тиелуін болдыртпау керек, себебі, бұл ваннаның қоюлануына әкелуі мүмкін. Конвертердің

температурасының төмендігі, магнетитті қақ түзілу мүмкіндігін жоғарылату қаупін туғызады. Конвертерде, магнетиттің интенсивті түзілуімен күресу әдістерінің бірі – кедей штейнді құю мен оны үрлеу, сонымен қатар, шлакта кремнезем мөлшерін жоғарылату арқылы конвертерді қыздыру болып табылады. Конвертердің ыстық жүрісі, әдетте, бірінші мерзімде кедей штейнді өңдеу кезінде, жеткілікті суық материалдарды тиімгендіктен туындайды. Отқа төзімділердің тез бұзылуын конвертердің «орауын» жиі жүргізу арқылы жоюға болады.

Жоғарыда айтылғандай, конвертерлеу процесінің соңғы өнімдері – қара мыс, конвертерлі шлак және шаңданған газдар болып келеді.

Қара (конвертерлі) мысты белгілі уақытқа дейін, әртүрлі маркада шығарған. Бұл кезде, қатаң талаптардың бірі – ондағы висмут, қорғасын, мышьяк және сурьма мөлшеріне қойылды. Өкінішке орай, қазіргі кезде, қара мыс құрамы қоспалар мөлшері бойынша бақыланбайды.

Мыс өндірісі шлактарының құрамы, %: 1,2-3 Cu; 20-28 SiO₂; 50-55 Fe және көп мөлшерде CaO, MgO, Cr₂O₃, Al₂O₃. Бұл шлактарда темір екі оксид түрінде – FeO, Fe₃O₄ болады. Конвертерлі шлактағы магнетит мөлшері кең аралықта – 10–30 % өзгеруі мүмкін.

Конвертерлеу кезінде қара мысқа мыстың бөлінуі, конвертерлі шлак шығымы және ондағы мыс концентрациясына тәуелді. Конвертерлі шлак шығымы, штейн мыспен байытылған кезде төмендейді және шлақтың аз көлемінде мыс мөлшерінің ұлғаюына қарамастан, бай штейнді конвертерлеу кезінде оның бөлінуі ұлғаяды.

Конвертерлі шлактар үйінді болмайды, сондықтан, оларды айналымға жібереді немесе арнайы өңдеуге ұшыратады. Осыны ескере отырып, мыс концентрациясы мүмкіндігінше төмен конвертерлі шлак алуға тырысуымыз қажет.

Мыстың конвертерлі шлакқа өтуін төмендету үшін:

– магнетиттің толық тотықсыздануы және бір уақытта шлакта еріген металдар мен штейннің майда бөлшектерінің мөлшерін төмендетуін қамтамасыз ету үшін, процесті жеткілікті ыстық жүргізу (1280–1320 °C);

– шлакты кедей штейнмен шаю және балқыманың жалпы массасында мыс мөлшерін төмендету мақсатымен, штейннің жаңа порциясын құйғаннан кейін, конвертерлі шлактың келесі ағызуын жүргізу;

– шлактың оптималды қышқылдығын ұстап тұру қажет.

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 SO_2 (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.

Қолданыстағы конвертерлердің конструктивті пішіні мен процесті жүргізу тәжірибесі, оның барлық технологиялық мүмкіндіктерін жүзеге асыру кезінде, белгілі бір қиындықтар туғызады. Магнетит мөлшері төмен кедей шлактарды алу үшін, футеровканың тез тозу салдарынан қол жетімсіз жоғары температуралар қажет. Тіпті, процесті жүргізудің қолданыстағы шарттарында конвертер кампаниясы салыстырмалы аз – 1,5–3 айды құрайды. Бұл мерзім өткен соң, ең болмағанда фурмалық белдемнің футеровкасын ауыстыру қажет. Сенімді отқа төзімділердің немесе конвертер кампаниясын үлкейтудің басқа жолдарын іздестіру – конвертерлеу процесін жетілдірудің маңызды мәселесі.

Кейбір зауыттарда арнайы стендте конвертер жөнделуі игерілген. Конвертер жөндеу кезінде, жұмыс істемей қалған конвертер бөшкесін көтергіш крандармен шешіп, оны жөнделгенмен ауыстырады. Бұл конвертер тұрып қалуын қысқартады.

Процестің аса маңызды кемшілігі оның мерзімділігі. Ол конвертер зарядына және конвертерлі шлак пен қара мыс ағызуына кететін уақыттың жоғары шығынымен байланысты. Салыстырмалы көп уақытты, конвертердің қалыпты

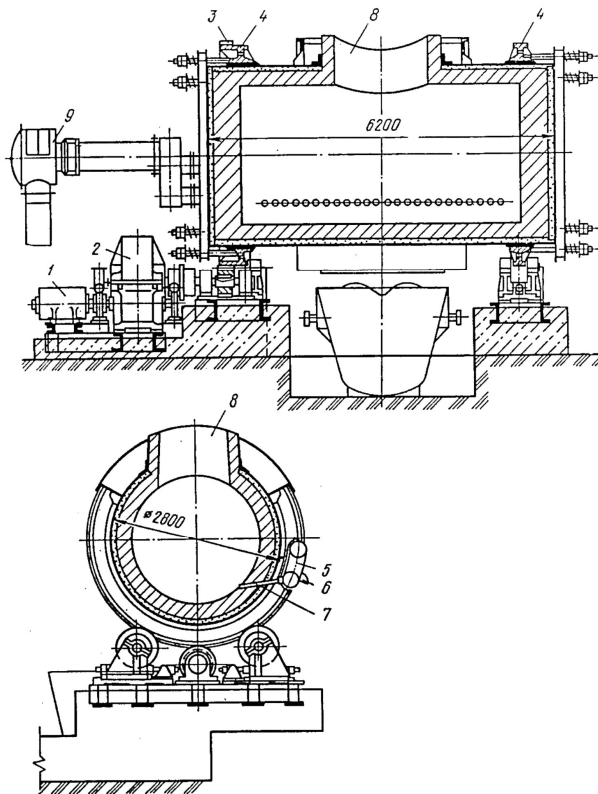
технологиялық режимге шығуы алады. Аузы арқылы конвертер ағызылуы және оның заряды, агрегат бұрылысын талап етеді. Айналмалы конвертерді, қозғалыссыз газ жүру тракты жүйесінің және сұйық штейнді құю жүйесімен герметикалық тіркестендіру мүмкін емес. Ол, көп мөлшерде газдың цех атмосферасына тасталынуына және еңбек жағдайының нашарлануына әкеледі. Сонымен қатар, конвертерлерде ауа беру жүйесі қиындатылған және жетілмеген. Газ шығуының герметикалығының жетіспеушілігі, тозаңдатқыш арқылы ауаның жоғары сорылуына (технологиялық газдар көлемінің 400 %-ға дейін) әкеледі, бұл күкіртті газдардың қатты сұйылтуын тудырады және олардың, кейін, күкірт қышқылы өндірісінде қолданылуы қиындатылады.

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

Типтік көлденең конвертер мерзімді қозғалыстағы цилиндрлі айналмалы агрегат болып келеді (3.11-сурет).

Конвертер, хроммагнетитті кірпішпен бөлініп қапталған, қалыңдығы 20–25 мм, диаметрі 3–4 м, ұзындығы 10 м болатын болат жаймаларынан жасалған піскен бүркенішке ие. Бүркеніш пен қалау арасында, қыздыру кезінде қалауға кеңейтілуіне мүмкіндік беретін, отқа төзімді материалдың сеппесі бар.

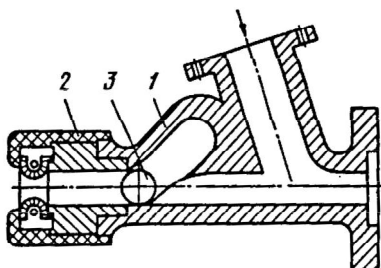
Конвертер бандаж көмегімен жұп роликке тірелген. Конвертер бүркенішінде, редуктормен және электрқозғалтқышпен байланысқан, тісті тәжі бекітілген. Осының арқасында, конвертер өзінің көлденең осі бойынша айнала алады. Конвертердің жоғарғы бөлігінде, сұйық штейн құйылатын, суық материалдар тиелетін, газдарды шығаратын және қара мыс пен конвертерлі шлақты ағызып алатын аузы орналасқан.



3.11-сурет. Көлденең конвертер сұлбасы (көлденең қимасы):

1 – электрқозғалтқыш; 2 – редуктор; 3 – тісті бандаж; 4 – тірек бандаждары; 5 – фурма коллектор; 6 – шарикті клапан; 7 – фурмалы құбыр; 8 – аузы; 9 – сальник қондырғысы

Штейнді балқымаға үрлеу беру үшін, конвертердің бір жағында фурмалар қондырылған. Әрбір фурма үш келте құбыры бар: жоғарғы – етектер көмегімен тарату коллекторынан ауа беру үшін; шеткі (бекітпелі) – фланец конвертер бүркенішінде фурманы монтаждап, оны фурмалық құбырмен біріктіру үшін және сыртқы – шарикті клапанмен жабдықталған фасонды құймабұйым болып келеді (3.12-сурет).



3.12-сурет. Үрлеуге арналған конвертерлік фурманың құрылымы
*1 – қаптама; 2 – Поповтың клапанымен жабдықталған втулка;
3 – шарикті клапан*

Ауа беру жүйесінде кедергіні азайту үшін, соңғы уақытта, фурмаларды, аралық жеңсіз, тікелей коллекторға қосады. Балқымаға ауаның мұндай берілу жүйесі фурма – коллектор деген атауға ие болды (3.12-сурет).

Бөлікшеге қызмет ету үшін, негізгі аралықта бес көпір крандары орнатылған, әрқайсысының қуаты 50 *т*. Қосымша аралықта бір 50 тонналы және жүк көтергіштігі 10 *т* бір магнитті грейферлі кран қондырылған.

Ауа үрлеуден ауа берілуі ортақ коллекторға жүргізіледі, олардың әрбір конвертерге сәйкес тармақтары бар. Ауаны техникалық оттегімен байыту үшін, бөлікшеде арнайы оттекті сұйылтқыш қарастырылған. Конвертерге оттегі беру жүйесінің басқарылуы, арнайы әзірленген инструкцияға сәйкес жүзеге асады.

Әрбір конвертер астында оң және сол жағынан әрқайсысының сыйымдылығы 60 *т* бункерлер қондырылған. Конвертерлі бөлікшеге флюстер кен транспортер жүйесі бойынша түседі және бункерлерге жинақтаушы транспортер-лермен түсіріледі.

Конвертер аузы мен флюс бункерлерінің арасында сумен суытылатын тозаңдатқыш орналасқан. Ол конвертерден газдарды шығаруға арналған.

Тозаңдатқыштың төменгі бөлігінде, сырғанап жүретін және сумен суытылатын жапқыш орнатылған. Ол, оның шеткі бөлігімен бағыттала қозғала отырып, конвертер бөшкесі мен

тозаңдатқыш арасындағы саңылауды бекітеді. Тоzaңдатқыш астында әлсіз газдардың аспирациялы сорғышы орнатылған.

Конвертердің ауа соруын төмендету үшін, бүйірінен перделер орнатылған. Конвертердің аспирациялық жүйесі келесі элементтерден тұрады: конвертер перделері, сырғанайтын жапқыш, желдеткіш, газ жүруге және газды беруге арналған ауасорғыштар.

Тоzaңдатқыш артында, ыстыққа төзімді бетоннан жасалған, дөрекі шаң тұнатын үшсекциялы шаң камерасы бар. Шаң камерасының газдары V-тәрізді газжүруі арқылы ауасорғыштарға, кейін, қысымы жоғары газжүру трактың бойымен коллекторға, шаңнан тазалауға, түседі. Шаңнан тазаланған газдар, күкірт қышқылы өндірісіне немесе нейтралдануға жіберіледі.

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.

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 жоғарылату процесі, дерліктей, тез (елу минут ішінде) жүреді, ол үшін конвертерге ауа шығынын 35000 $\text{нм}^3/\text{сағ}$ дейін көтереді және берілген

деңгейде ұстап тұрады. Қажетті температураға жеткен соң, конвертерге 5–10 *т* 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 3–5 *мин* 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 3.11-кестесінде келтірілген конвертерлер технологиялық режимінің нормаларымен басқарады.

Конвертерлердің негізгі технологиялық көрсеткіштері

№	Көрсеткіштер	Өлшем бірлігі	Норма
1	Мысты құю фурмаларын тесіп өту	мин	60– 90
2	Ақ матт алынуы	мин	60 – 90
3	Мыс қорыту	мин	120–150
4	Зарядқаға штейн мөлшері	т	42–56
5	I мерзім температурасы	°C	1200–1250
6	II мерзім температурасы	°C	1250–1290
7	Коллектордағы ауа қысымы	атм	1,0–1,3
8	Ауа шығыны: -1 т штейнге -1 т қара мысқа	м ³	1250–1750 2100–5800
9	Урлеудегі конвертерлер саны	шт	2-ден кем емес
10	Урлеудегі конвертерлер қолданылуы	%	65
11	1 т штейнге қажетті суық қосылыстар	%	20– 25
12	Шлактағы мөлшері: -мыс -кремнезем -темір	% % %	4,70 24,7 34,6
13	Шаң камерасында ыдырау	мм вод.ст.	0,8–2,0
14	Жылдам газарнасындағы қысым	мм вод.ст.	10,0–12,0
15	Құрғақ электрфильтр алдындағы газдардағы SO ₂ мөлшері	%	5,3-тен кем емес
16	Құрғақ электрфильтр алдындағы газ температурасы	°C	320-дан кем емес
17	Ауасорғыш алдындағы газ температурасы	°C	360–430
18	Құбыр алдындағы газ температурасы	°C	120–180
19	Бір айда бір конвертердің айналдыру саны	шт	3–5
20	Бір айналдыру уақыты	сәг	4–6
21	Үңгілеу басының диаметрі	мм	39–42

3.11-кестенің жалғасы

22	Фурмалау басының диаметрі	мм	37–38
23	Анодты шлак (конвертерлеудің I мерзімі)	т	5-ке дейін
24	Бір балқытуға әкелінетін қатты мыс мөлшері (конвертерлеудің тек I мерзімі)	т	20-ға дейін
25	Мыс бөлінуі: -қара мысқа -конвертерлі шлакқа	%	87– 92 3–6
26	Айналымдар	%	4–6

3.3.2. Конвертерлеу процесінің өнімдері

Конвертерлеу процесінің материалдық балансын зерттеу БМЗ-ның 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, %: 44,1–48,5 Cu; 21–36 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.

Конвертерлеу кезінде кремнийқұрамды флюс ретінде, негізінде, құрамы 70 % кремнезем болатын *Қоңырат* кенішінің қалдықтары және алтынқұрамды флюстер қолданылды. Флюстер сипаттамасы 3.12-кестесінде берілген.

3.12-кесте

Конвертерлеу процесінде қолданылған флюстер сипаттамасы

Флюс атауы	Химиялық құрамы, мас. %					Сеппелі салмағы, т/м ³
	Fe	S	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	
Алтын құрамды концентрат	10–20	20-ға дейін	30–40	0,4–4	5–7	1,67–1,75
Кварцты кен			60–80	0,8–7	2–12	1,65–1,75
Әктас			2,5–10	45–53	0,05–15	

Келтірілген кестеде көрініп тұрғандай, флюстер кремнезем мөлшері бойынша бай емес, және сәйкесінше, басқа ілеспелі металдар мөлшері өте көп. Нәтижесінде, қара мыста қоспалар мөлшері артады. Алынатын қара мыс құрамы қарастырылып отырған мерзімде, келесі аралықтарда өзгеріп отырды: мыс бойынша 98,0–98,4 %, қорғасын бойынша 2,0–2,3 %, мышьяк бойынша 0,05–0,08 %. Бірінші мерзім конвертерлі шлақтың құрамы: мыс 3,43–4 %, қорғасын 2,0–2,5 % және мышьяк 0,07 %. Газдардың соңғы құрамы: мыс – 9,04 %, қорғасын – 22,2 % және мышьяк 0,38 %.

Біріншілей сараптама нәтижесінде, штейндегі қорғасын және мышьяк мөлшері, алдыңғы жылдың аналогты көрсеткіштерінен асатыны орнатылды. Бұл, құрамы бойынша күрделі шикізат өңдеу кезінде, балқыту өнімдері арасында металдардың қайта таралуы жүретініне куә.

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. Жүргізілген есептеулер нәтижесі 3.13-кестеде берілген.

Балқыту өнімдерінің шығуы, % (штейннің жалпы массасынан): қара мыс – 36, конвертерлі шлак – 48 және шаң мен газдар – 16.

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 шлакты кедейлендіру, сонымен қатар, конвертерлеу кезінде алынатын өнімдердің сапасын жақсарту үшін сульфидизатор ретінде қолданылуы жолымен шешуге болады.

3.13-кесте

Мыс штейндерін конвертерлеу процесінің материалдық балансы мен металдардың бөлініп таралуы

Атауы	Мөл-рі, т	Шығуы %	Cu			Pb			As		
			I	II	III	I	II	III	I	II	III
Тиелгені:											
Штейн	32	78	44,9	14,4	85	5,1	1,6	92	0,05	0,02	66
Суық материалдар	6	15	41,6	2,49	15	2,0	0,14	8	0,1	0,006	33
Флюстар	3	7	0,10	0,003	-	0,06	0,002	-	0,038	0,001	1
Барлығы:	41	100		16,89	100		1,74	100		0,03	100
Алынғаны:											
Қара мыс	15	36	98,4	14,8	92	0,26	0,04	3	0,08	0,012	40
Конвертерлі шлак	20	48	3,73	0,75	5	2,3	0,40	22	0,07	0,014	47
Шаң, газдар	6	16	9,04	0,54	3	22,2	1,30	75	0,38	0,004	13
Барлығы:	41	100		16,09	100		1,74	100		0,03	100

4. А.В. ВАНЮКОВ ПРОЦЕСІНІҢ МАТЕРИАЛДЫҚ ЖӘНЕ ЖЫЛУ БАЛАНСТАРЫН ЕСЕПТЕУ

4.1. Есептеу шарттары мен оның түрлері

Пештердің (агрегаттардың) баланстарын есептеуде дәстүр бойынша келесі сұлбаны қолданады: пешке тиелетін заттардың мөлшері мен құрамдары белгілі жағдайда шығатын заттардың мөлшері мен құрамын анықтау қажет. Бұл тікелей есептер деп аталады (4.1-сурет). Бірақ жобалау кезінде есеп, көбінесе, керісінше қойылады: пештен шығатын және бізге керекті заттардың қажетті мөлшері мен құрамын алу үшін қанша және қандай құрамды заттарды пешке беру керек екендігін анықтау. Бұдан ары қарай пешке тиелетін қатты заттарды және пештен шығатын сұйық балқымаларды ағындар деп атайық. Тәжірибе жүзінде пирометаллургиялық агрегаттарды, соның ішінде А.В. Ванюков процесін де жобалауда, біз аралас есептерді шешумен жиі кездесеміз, яғни бізге, не тиелетін, не пештен шығатын ағындардың бөлігін анықтау қажет [2, 21]. Бұл тәжірибеде, әдетте, металлургиялық есептеулерде арнайы реттелмейді, сондықтан технологиялық есептеулерді жүргізгенде, әрдайым жаңылыстар мен байланыссыздықтар пайда болады. Сондықтан, төменгі тарауда көрсетілген қиыншылықтарды болдыртпауға мүмкіншілік беретін есептеудің құрылым жолын ұсынамыз.

Біз ұсынып отырған құрылымдық жолдың негізі – есептеудің барлық сатысын айқын нақтылы блоктарға бөлу. Мұндай жол түсініктірек болу үшін, мысал ретінде типті жобалау тапсырмасын алып, соның төңірегінде ұсынылып отырған жолдың көмегімен есептеулерді жүргізіп өтейік.

Мысал. Өнімділігі тәулігіне 2000 *t* концентрат өңдейтін Ванюков пешінің жобасын жасау керек делік. Шикізаттың құрамы, %: 20 Cu; 27 Fe; 2 Zn; 38 S; 6 SiO₂; 3 Al₂O₃; 2 CaO; 1 MgO; 1 қалғаны.

Зауытта 4.1-кестесінде көрсетілген келесі құрамды материалдар бар деп алайық.

Материалдардың құрамы

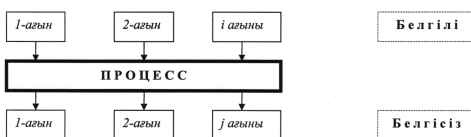
Материалдың атауы	Химиялық құрамы, %								Қалғаны
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe	Cu	O	CO ₂	
Конвертерлі шлак	25,0				50,0	3,0	22,0		
Әк тас	3,0	1,0	51,0					40,0	5,0
Кварц	90,0	2,0		4,0					4,0

4.2. Есептеу әдістемесі

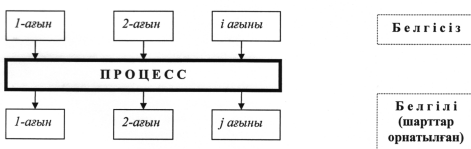
4.2.1. Есептің сұлбасын таңдау

Бірінші сатыда процестің сұлбасын құрамыз. Процестің өзін тікбұрыш қылып, ал пешке тиелетін және шығатын ағындарды стрелкалармен көрсетейік. Онда сұлбаның ең қарапайым варианты келесідей болады:

Тікелей есеп



Кері есеп



Аралас есеп

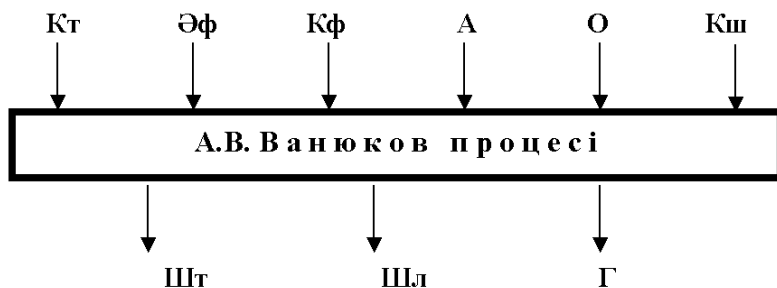


4.1-сурет. Есептердің түрлері



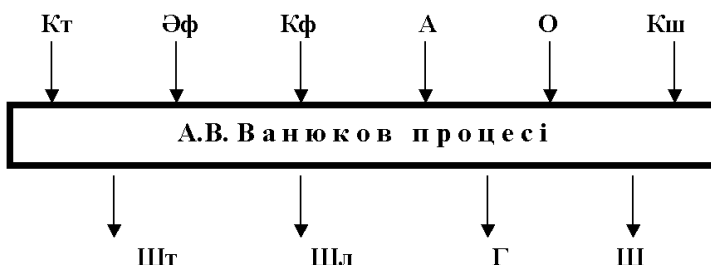
1-сұлба

1-сұлбада көрсетілген Ванюков пешіне тиелетін ағындармен қатар, пешке конвертерлі шлак та (**Кш**) тиілуі мүмкін. Бұл – Ванюков пешінің мүмкіншіліктерінің бірі. Бұл жағдайда сұлбаның түрі келесідей болады:



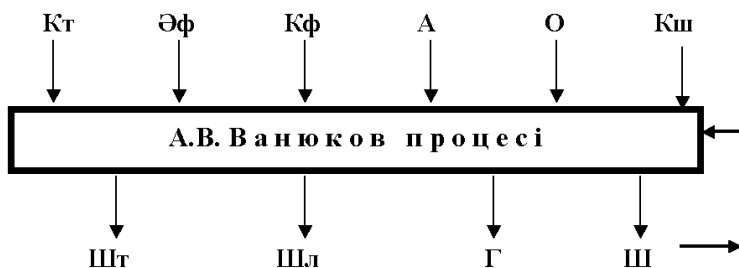
2-сұлба

Қандай да болмасын балқыту процесінде шаң (Ш) түзіледі (Ванюков процесінде шаңның шығымы көп емес екендігіне қарамастан), онда сұлба келесідей болуы мүмкін:



3-сұлба

Егер шаң тұтылып, процеске қайтадан қайтарылатын болса, сұлбаның пішіні келесідей болады:



4-сұлба

Тәжірибеде, әдетте, шаңның бір бөлігі – майда шаң ғана тұтылады. Бұл шаңдарда кейбір бағалы металл-серіктестер концентрленеді және мұндай шаңдар арнайы өндеуге жіберіледі. Бұл жағдайда сұлба келесі түрде көрсетіледі:

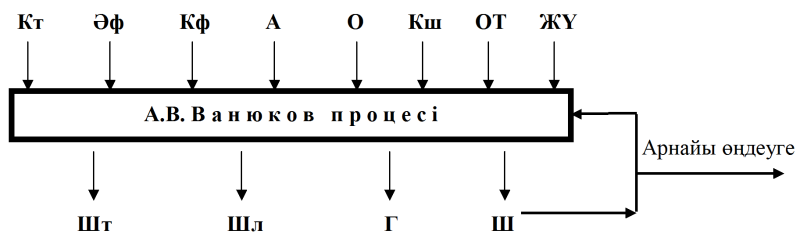


5-сұлба

Біз әлі пештің жылу жұмысы мәселесін қарастырған жоқпыз. Пештің ішіндегі қажетті температураға жету үшін, пешке аздап не отын (ОТ), не жылытылған үрлеу (ЖҮ) ағыны беріледі. Отынды немесе жылытылған үрлеуді, жоғарыда көрсетілген 5-сұлбаның қайсысына болса да енгізуімізге болады. Енді бұл жағдайды ескере отырып, келесі сұлбалар жиынтығын жаза аламыз:

Отынсыз және ауасыз – 5-сұлба;
Отынмен, бірақ ауасыз – 5-сұлба;
Жылытылған ауамен және отынсыз – 5-сұлба;
Отынмен және жылытылған ауамен – 5-сұлба.
Барлығы 20 сұлба құруға болады.

Біз барлық 20 сұлбаны көрсетпей-ақ, жалпылама біреуін ғана құрастырайық. Мұнда, жылытылған үрлеудің материалды емес, энергетикалық екеніне қарамастан, оны бөлек ағын ретінде көрсетейік. Сонымен, жалпылама сұлбаның түрі келесідей болады:



6-сұлба

Жоғарыда өткізілген талдаулар, тек бір процесс үшін ғана сұлбалардың жиынтығы жеткілікті көп болатынын көрсетіп тұр. Сондықтан біз, есептеулерде қолданылатын негізгі қағидаларды, материалды беру барысында, ережелер арқылы түптеп беріп отырамыз. Сонымен,

1-ереже. Қажетті сұлба және оның ағындары есептеулерді бастамай тұрып таңдап алынуы керек.

Бұл ережені ұстана отырып, алдын ала (өндірістегі немесе институттағы жетекшілермен) сұлбада шаңның қайтарылымы бола ма, оны есептеулерде ескеру керек пе, пешке конвертерлі шлакты тиейміз бе, т.б. сұрақтарды шешіп алуымыз керек. Алдын ала қабылдайтын ең қиын шешімдердің бірі – процеске отын (ОТ) мен жылытылған үрлеуді (ЖҮ) береміз бе, жоқ па деген сұрақтың төңірегінде. Бірақ әрдайым, тиелетін ағындарда ОТ пен ЖҮ бар сұлбаларда олардың мәнін $ОТ=0$ немесе $ЖҮ=0$ деп ала аламыз. Сондықтан, екінші маңызды ережені жазып кетейік:

2-ереже: Сұлбаны, оның құрамына кіретін барлық мүмкін ағындарымен, қажет болған жағдайда оларды нөлге теңестіріп, бірден таңдап алған жөн.

М ы с а л. Түрлі сұлбаларды талдау және жетекшімен жүргізілген консультациялар барысында, шаң ұстағыш жүйесінде тұтылған шаң арнайы өндеуге, ал конвертерлі шлак

(КШ), цехта оны өңдейтін басқа агрегат болмағандықтан, Ванюков пешіне тиеледі деп шештік делік. ОТ пен ЖҮ қолдануы мүмкін бе, жоқ па екендігі әлі белгісіз болғанымен, сұлбаға оларды **2-ережеге** сай енгіземіз. Қажет болған жағдайда бұл ереже бойынша оларды нөлге теңестіру ешқандай қиыншылық тудырмайды. Сонымен, есептеулер жүргізу үшін келесі сұлбаны аламыз.

4.2.2. Балқыту шарттарын таңдау

Алғашқы сатыда, пеште процесті жүргізудің қандай шарттарының болуын қалайтынымызды анықтауымыз керек. Сұлбада әрқайсысының құрамында бірнеше компоненттері бар көптеген тиелетін және шығатын ағындар болуы мүмкін.

Сульфидті мыс (мыс-мырышты, мыс-никельді, т.б.) шикізаттарын өңдейтін Ванюков процесі үшін, жиі, келесі шарттардың орындалуын қалаймыз:

1. Штейндегі мыстың (не болмаса басқа бағалы металдың) белгілі бір қажетті мөлшерінің болуы;
2. Пештегі шлақтың сұйық ағынды (тұтқырлығы аз) түрінде болуы;
3. Пештен, газдармен бірге шығатын SO_2 -ні пайдалану үшін, оның газдарда белгілі бір қажетті концентрациясының болуы.

Бұл параметрлерді екінші сатыда беруіміз керек: әуелі мазмұнды (сөзбен) жазылған түрінде, ал кейін – формалданған түрінде.

Жоғарыда тағы бір маңызды параметр – температураны ескермедік. Температура не тиелетін, не пештен шығатын параметрлерге жатпайды. Оны ішкі параметр деп атайық. Мұндай (ішкі) параметрлер бірнешеу болуы мүмкін. Температуранан басқа оларға оттегі мен күкірттің парциалды қысымын, т.б. жатқызуға болады.

Енді, екінші сатының екі ережесін сипаттайық:

3-ереже: Процестің аяғында (пештен шыққанда) не алуды қалайтындығыңызды мазмұнды (сөзбен) жазып, сипаттаңыз.

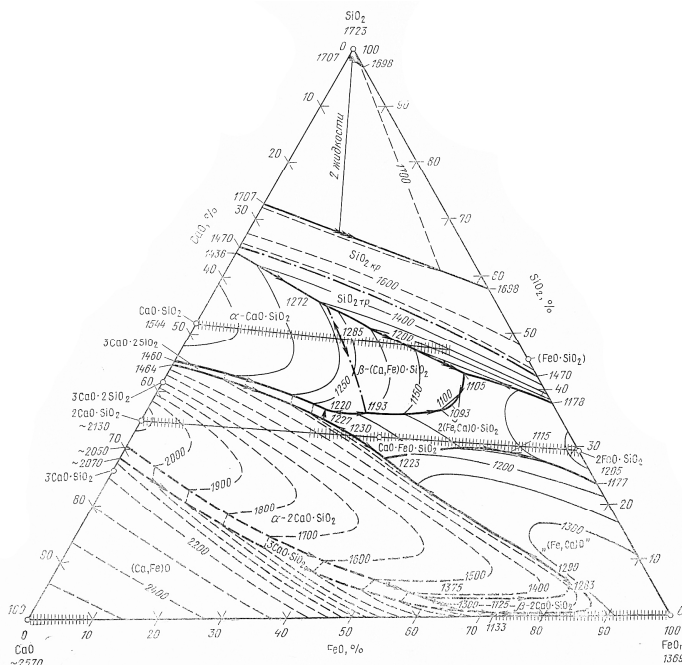
4-ереже: Қабылданған инженерлік шешімдерді формалдаңыз.

М ы с а л. Есепті мазмұнды (сөзбен) жазу түрі:

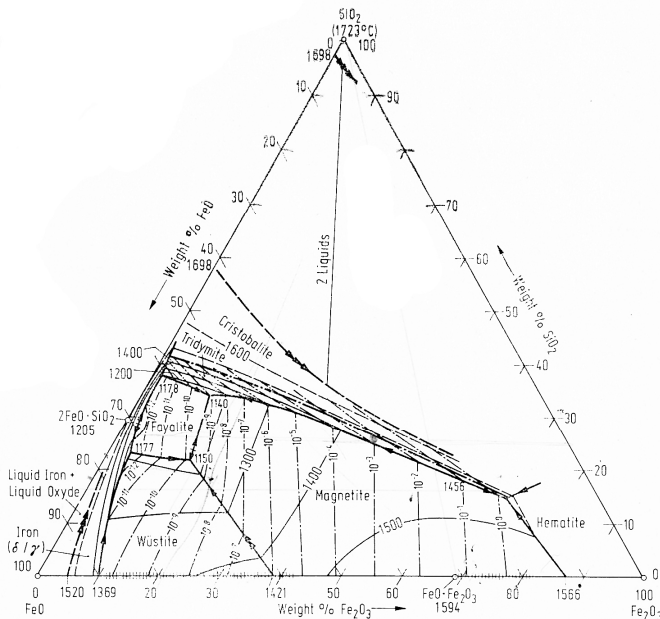
1. Жетекшімен консультациядан кейін, штейндегі мыстың құрамы 55 % (мас.) болу керек деп алайық.

2. Пештің оптималды жұмысын қамтамасыз ету үшін, оның температурасын 1520 К шамасында ұстап тұру керек.

3. Шлақтың аз тұтқырлығын қамтамасыз ету үшін, «Шлактардың Атласын» [47] қолданамыз. FeO-CaO-SiO_2 диаграммасында (4.2-сурет) шлактардың бастапқы балку температуралары көрсетілген.



4.2-сурет. FeO-CaO-SiO₂ диаграммасының күйі



4.3-сурет. FeO-SiO₂-Fe₂O₃ диаграммасының күйі

Шлактардың балку температурасы неғұрлым төмен болса, біздің белгіленген 1520 К температурасында, олардың тұтқырлығы соғұрлым аз болады. Диаграммдан алынған тандалған шлақтың құрамы келесідей: 38 % SiO₂ және 15 % CaO.

4. Күкірт қышқылын өндіру цехының жұмысын қамтамасыз ету үшін, пештен шығатын газдардағы SO₂ концентрациясын 40 %-дан жоғары деп алайық.

5. Магнетит (Fe₃O₄) бойынша шлақтың гетерогенизациясын болдыртпау үшін шарттар жасаймыз. Шлакта темір, FeO және Fe₂O₃ қосылыстарына сәйкес келетін, Fe²⁺ және Fe³⁺ формаларында болады.

Fe₂O₃ қосылысы қатты дербес фазаға түспеуі үшін (шлақтың гетерогенизациясы болмау үшін) процесте оттегінің қажетті парциалды қысымын қамтамасыз ету керек. Тандалған штейн (55 % Cu) және газ құрамына (40 % SO₂), А.Язава

диаграммасы бойынша (1.6-сурет, 1-тарау), 10^{-4} Па-ға тең оттегінің парциалды қысымы келеді.

Бұл оттегінің қажетті парциалды қысымын қамтамасыз ету үшін, FeO-SiO₂- Fe₂O₃ диаграммасынан (4.3-сурет), FeO-ның Fe₂O₃-ке қатынасы 4-ке тең болу керектігін табамыз. Осы жағдайда шлақтың гетерогенизациясы болмайды.

6. Ванюков процесінің штейндерін конвертерлеу кезінде алынатын конвертерлі шлақтың барлық көлемін, қайтадан пешке тиейміз, шешім қабылдаймыз.

Енді қабылданған шешімдерді формалды түрде жазайық:

1. $\% \text{Cu}^{\text{шт.}} = 55;$
2. $T^{\text{шл.}} = 1520 \text{ K};$
3. $\% \text{SiO}_2 = 38;$
4. $\% \text{CaO} = 15;$
5. $\% \text{FeO} / \% \text{Fe}_2\text{O}_3 = 4;$
6. $\% \text{SO}_2 \geq 40;$
7. $M^{\text{кш}} = (\% \text{Fe}^{\text{шт.}} / \% \text{Fe}^{\text{кш.}}) * M^{\text{шт.}}.$

Соңғы теңдеу, Ванюков процесінен алынған штейндегі темірдің барлық мөлшері, конвертерлі шлаққа өтеді деген туындыдан шығады:

$$\begin{aligned}\text{Fe}^{\text{шт.}} &= \% \text{Fe}^{\text{шт.}} * M^{\text{шт.}} / 100; \\ \text{Fe}^{\text{кш.}} &= \% \text{Fe}^{\text{кш.}} * M^{\text{кш.}} / 100.\end{aligned}$$

4.2.3. Есептің параметрлерін таңдау

Есептің параметрлерін жазуда келесі жолдарды қолдануға кеңес береміз:

1. Есептің параметрлеріне барлық ағындардың массасы және оларға қосылатын ЖҮ ағыны жатады. Ағындардың массасын, жоғарыда енгізілген әр ағынның атауына сәйкес келетін жоғарғы индексі бар үлкен «М» әрпімен белгілеуді ұсынамыз.

2. Пештен шығатын ағындардағы компоненттердің массаларын да есептің параметрлері деп санау керек. Бұл

параметрлерді, әр ағынның атауына сәйкес, жоғарғы индексі бар, химиялық нышандармен жазамыз, мысалы, $\text{CaO}^{\text{шл}}$, $\text{CO}_2^{\text{г}}$. Егер, есептің параметрлері ретінде массаларды емес, проценттерді алсақ, онда есеп түзу сызықты болмай шығады. Ал ағындағы компоненттердің массаларын және ағындардың өздерінің массаларын біле отырып, олардың проценттік құрамын өте оңай табуға болады.

3. Процестің ішкі параметрлері – ағындардың температура-сы, оттегі мен күкірттің парциалды қысымдары, т.б. бөліп алып, бөлек жазу керек.

ЕСКЕРТУ: Әр ағынның құрамына **Қал.** (қалғаны) компонентін енгізуді ұмытпау керек, себебі, мұны істемесек, материалдық баланста үйлеспеушілік пайда болады, ал мұны, кейін шеттету өте күрделі болады. **Қал.** компоненті жоқ ағындарға штейн, жылытылған үрлеу, ауа мен оттегі жатады.

Әдетте шаңға, пешке тиелетін ағындардың барлық қатты компоненттері өтеді.

Егер тиелетін ағындардың біреуі ылғалды болса, онда пештен шығатын газдардың құрамында су $\text{H}_2\text{O}^{\text{г}}$ пайда болады.

М ы с а л. Пешке кіретін ағындар үшін:

$\text{M}^{\text{Кт}}$	$\text{M}^{\text{Әф}}$	$\text{M}^{\text{Кф}}$	$\text{M}^{\text{Кш}}$	$\text{M}^{\text{А}}$
$\text{M}^{\text{О}}$				
$\text{Cu}^{\text{Кт}}$	$\text{CaO}^{\text{Әф}}$	$\text{SiO}_2^{\text{Кф}}$	$\text{Cu}^{\text{Кш}}$	$\text{N}^{\text{А}}$
$\text{N}^{\text{О}}$				
$\text{Fe}^{\text{Кт}}$	$\text{SiO}_2^{\text{Әф}}$	$\text{MgO}^{\text{Кф}}$	$\text{SiO}_2^{\text{Кш}}$	$\text{O}^{\text{А}}$
$\text{O}^{\text{О}}$				
$\text{Zn}^{\text{Кт}}$	$\text{MgO}^{\text{Әф}}$	$\text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Кф}}$	$\text{FeO}^{\text{Кш}}$	
$\text{S}^{\text{Кт}}$	$\text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Әф}}$	$\text{Қал}^{\text{Кф}}$	$\text{M}^{\text{ОТ}}$	
$\text{SiO}_2^{\text{Кт}}$	$\text{CO}_2^{\text{Әф}}$		$\text{C}^{\text{ОТ}}$	
$\text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Кт}}$	$\text{Қал}^{\text{Әф}}$			
$\text{CaO}^{\text{Кт}}$				
$\text{Қал}^{\text{Кт}}$				

Пештен шығатын ағындар үшін:

M^{IIIr}	$M^{IIIл}$	M^{Γ}	M^{III}
Cu^{IIIr}	$SiO_2^{IIIл}$	SO_2^{Γ}	Cu^{III}
S^{IIIr}	$CaO^{IIIл}$	O^{Γ}	Fe^{III}
O^{IIIr}	$Al_2O_3^{IIIл}$	N^{Γ}	Zn^{III}
Fe^{IIIr}	$MgO^{IIIл}$	CO_2^{Γ}	S^{III}
Zn^{IIIr}	$ZnO^{IIIл}$		SiO_2^{III}
	$FeO^{IIIл}$		CaO^{III}
	$Fe_2O_3^{IIIл}$		MgO^{III}
	$Cu_2O^{IIIл}$		$Al_2O_3^{III}$
	$Қал^{IIIл}$		$Қал^{III}$

Ішкі параметрлер:

$$T^{Kr}, T^{\Theta\phi}, T^{K\phi}, T^{Kш}, T^A, T^O, T^{OT}, \\ T^{IIIr}, T^{IIIл}, T^{\Gamma}, T^{III}.$$

Барлық параметрлердің дұрыс тандап алынғанына көз жеткізу үшін, процестің материалдық балансының жобасын кесте түрінде құрастыруды ұсынамыз (4.1-кесте). Мұнда, компоненттердің нақты мөлшерлерінің орнында «+» таңбалары тұр.

4.1-кесте

Материалдық баланс матрицасының жобасы

Ағын	Компонент				
	1	2	3	...	K
1	+	+	-		-
2	-	-	+		-
...					
n	+	+	+		+

ЕСКЕРТУ: «+» таңбасы, ағында элементтің бар екендігін көрсетеді;

«-» – ағында элемент жоқ;

K – процестегі элементтер саны;

n – ағындардың саны.

Мысал. Мысал үшін 4.2-кестесін толтырайық.

4.2-кесте

Мысалдың материалдық балансының матрицасының жобасы

Ағын	Cu	Fe	Zn	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Қал.	N	O	C
Кт	+	+	+	+	+	+	+	-	+	-	-	-
Кф	-	-	-	-	+	+	-	-	+	-	-	-
Әф	-	-	-	-	+	+	+	+	+	-	+	+
Кш	+	+	-	-	+	-	-	-	-	-	+	-
А	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-
О	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-
ОТ	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+
Шт	+	+	+	+	-	-	-	-	-	-	+	-
Шл	+	+	+	+	+	+	+	+	+	-	+	-
Г	-	-	+	+	-	-	-	-	-	+	+	+
Ш	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Біз негізі процестің материалды балансы матрицасының кестесін тұрғыздық, енді, «+» таңбасының орнына тиісті сандарды қоюымыз керек. Сонымен, есептеудің нәтижесінде, нені қалайтынымыздың жобасын алдық. Кейбір компоненттердің ағын құрамында бірнеше түрде (формада) болатынын еске түсіре кетейік. Сондықтан, егер ағындағы компонент, кестенің жоғарғы жағында жазылған қосылысына сәйкес келмесе, онда оған тән «+» таңбасын ерекше белгілеп (мысалы, оны дөңгелекшемен ерекшелеп) жазу керек (4.3-кесте). Мысалы, $\text{Cu}_2\text{O}^{\text{Шл}}$ – бұл есептің параметрі, ал таблицадағы «+» таңбасы, шламта таза мыстың бар екендігін көрсетіп тұр.

Бұл жағдайларда келесі ережелерді қолданамыз:

5-ереже. Белгіленген элементтердің саны бірге тең болуы мүмкін емес.

6-ереже. Белгіленген элементтер параметрлердің жинақ кестесіне сәйкес келуі керек.

М ы с а л.

4.3-кесте

Белгіленген элементтері бар мысалдың материалдық
балансының жобасы

Ағын	Cu	Fe	Zn	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Қал.	N	O	C
Кт	+	+	+	+	+	+	+	-	+	-	-	-
Кф	-	-	-	-	+	+	-	-	+	-	-	-
Әф	-	-	-	-	+	+	+	+	+	-	+	+
Кш	+	+	-	-	+	-	-	-	-	-	+	-
А	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-
О	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-
ОТ	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+
Шт	+	+	+	+	-	-	-	-	-	-	+	-
Шл	+	⊙+	+	+	+	+	+	+	+	-	⊙+	-
Г	-	-	+	+	-	-	-	-	-	+	+	+
Ш	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Осымен, кішкене ескертуден кейін, есептің 3-сатысын аяқтаймыз.

ЕСКЕРТУ: Осындай кестелер мен тексерулер не үшін керек деген сұрақ тууы мүмкін. Студенттерді дайындау тәжірибесі көрсеткендей: 1-студенттермен есептелген бірде-бір материалдық баланс аяғына дейін дұрыс орындалмаған; 2- материалдық балансты түзеу үшін студенттердің апталары немесе айлары өтеді; біздің ұсынып отырған жолымыз, біріншілей қарағанда, күрделі болғанымен, материалдық балансты дұрыс, тез және толық құрылымды етіп есептеуге мүмкіндік береді.

4.2.4. Белгісіз параметрлерді анықтау

Сонымен, 2-сатыда, процесті жүргізу барысында нені алғымыз келетінін анықтадық, ал 3-сатыда, есептің барлық параметрлерін жазып шықтық. Енді ғана, есептің қандай параметрлері белгісіз екендігін анықтайтын кезек келді. Әдетте, сұлбада рециклдар болмаса, мысалы 4 және 5-сұлбалар, онда бастапқы пешке тиелетін ағындардың құрамы белгілі болады.

Шынында да, тиелетін ағындардың құрамы белгісіз болса, процестің материалдық балансын есептеу мүмкін емес. Сондықтан, есептің қандай параметрлері белгісіз екендігін анықтайтын ережелерді жазып көрсетейік:

7-ереже. Барлық пешке тиелетін бастапқы ағындардың құрамы белгілі болу керек.

8-ереже. Процестің белгісіз параметрлері – барлық пештен шығатын ағындардың массалары, олардың құрамындағы компоненттердің массалары және жылу ағыны.

Мысал. Бізде барлық параметрлердің кестесі құрылып, тексерілді, сондықтан белгісіздерді бөліп жазу және оларды есептеу ешқандай қиыншылықтар туғызбайды.

1. M^{Kr}	13. Cu^{IIIr}	27. SO_2^{Γ}
2. M^{Kf}	14. S^{IIIr}	28. O^{Γ}
3. M^{Φ}	15. O^{IIIr}	29. N^{Γ}
4. M^{Ksh}	16. Fe^{IIIr}	30. CO_2^{Γ}
5. M^A	17. Zn^{IIIr}	31. Cu^{III}
6. M^O	18. $SiO_2^{III_{II}}$	32. Fe^{III}
7. M^{OT}	19. $CaO^{III_{II}}$	33. Zn^{III}
8. ЖҮ	20. $Al_2O_3^{III_{II}}$	34. S^{III}
9. M^{IIIr}	21. $MgO^{III_{II}}$	35. SiO_2^{III}
10. $M^{III_{II}}$	22. Қал ^{III_{II}}	36. CaO^{III}
11. M^{Γ}	23. $Zn^{III_{II}}$	37. $Al_2O_3^{III}$
12. M^{III}	24. $FeO^{III_{II}}$	38. MgO^{III}
	25. $Fe_2O_3^{III_{II}}$	39. Қал ^{III}
	26. $Cu_2O^{III_{II}}$	

Сонымен, мысалда барлығы 39 белгісізді бөліп жаздық. Бұлардың мәнін табу үшін 39 теңдеуді құруымыз керек. Оларды шешу – күрделі нәрсе емес. Теңдеулерді не қолдан, не компьютердің көмегімен шешуге болады, соңғысыны қолданған ыңғайлырақ. Мұндағы негізгі бас қиыншылық – бұл теңдеулерді

калай құру керек және не артық, не жеткіліксіз теңдеулер құруды қалай шеттеу керектігінде. Дәл осыны, біз келесі сатыда қарастырамыз.

4.2.5. Теңдеулер жүйесін жазу

Енді біз, белгісіз параметрлерді анықтауға мүмкіншілік беретін теңдеулер жүйесін жазуға жеттік. Әдетте, (біз мұны келтірілген мысалдардан көріп отырмыз) белгісіздер саны өте көп, сондықтан, теңдеулерді жүйесіз құрастыра бастасақ, бірденеден не айырылып, не ұмытып қалуымыз мүмкін. Бұл жағдайда келесі ережені ұғып алған жөн:

9-ереже. Процестің материалдық және жылу баланстары белгілі бір жүйеге негізделіп құрылуы керек.

Қазір бұл жүйені жалпы түрде көрсетеміз, бірақ, оны мысал ретінде көрсеткенде, оның мәні айқындау болатыны сөзсіз.

Сонымен, біз алдағы сатыдан кейін, бізде N белгісіз бар екендігін анықтадық. Бұл белгісіздер келесі топтарға бөлінеді:

1. $N^{\text{тиел.}}$ – құрамында қатты компоненттері бар тиелетін ағындардың белгісіз саны (яғни, ауа, оттегі, ЖҮ ағындары ескерілмегенде).

2. $N^{\text{шығ.}}$ – шығатын ағындардың саны (қайтарымды ағындарды шығатын ағындар деп санаймыз).

3. $\sum_{i=1} N_i^{\text{комп.}}$ – компонент.

4. Үш ерекше ағындар: Ауа (**А**), оттегі (**О**), жылытылған үрлеу (**ЖҮ**).

Барлық белгісіздердің саны келесі өрнекпен анықталады:

$$N = N^{\text{тиел.}} + N^{\text{шығ.}} + \sum_{i=1} N_i^{\text{комп.}} + 3.$$

Біздің құрастыратын теңдеулер саны да N -ге тең болуы керек. Оларды келесі топтарға бөлейік:

1. Пешке тиелетін ағындардың мөлшерін анықтайтын теңдеулер. Олардың саны $N^{\text{тиел.}}$ -ге тең болуы керек.

2. Төменде көрсетілген, шығатын ағындар үшін құрылатын теңдеулер:

$$M^{\text{шығ.}} = K_i^1 + K_i^2 + K_i^3 + \dots + K_i^{N_{\text{комп.}}},$$

(мысалы, $M^{\text{шт.}} = S^{\text{шт.}} + \text{Cu}^{\text{шт.}} + \text{Fe}^{\text{шт.}} + \dots$).

3. Компонент баланстарының теңдеулері, яғни, пешке тиелетін ағындардағы компоненттердің массаларының қосындысы, олардың шығатын ағындардағы массаларының қосындысына тең болуы керек. Мұндай теңдеулердің саны, материалдық баланстың жобасындағы матрицасында қанша вертикаль бағанасы болса, соншаға тең болады.

4. Компоненттердің бөлініп таралуын (L) анықтайтын теңдеулер. Олардың саны төмендегідей болуы керек:

$$L = \sum_{i=1}^{N^{\text{шығ.}}} N_i^{\text{комп.}} - K.$$

Бұл, есептеудің ең қиын бөліктерінің бірі. Тура осы жерде, біз керекті теңдеулер санын жинай ала алмаймыз. Сондықтан, 3 ережені құрастырып, жазайық:

10-ереже. Егер компонент i шығатын ағындарында болса, онда ол үшін 4-тармақта ($i - 1$) теңдеуі құрылуы керек.

11-ереже. Егер компонент пештен шығатын ағындарда бірнеше түрде (формада) болса, онда ол үшін 4-тармақта тағы да ($j - 1$) теңдеуі құрылуы керек.

12-ереже. Егер компонент бір ғана шығатын ағынға және онда бір ғана формада болса, онда ол үшін 4-тармақта теңдеу мүлдем құрылмайды.

10 мен 11-ережелер керекті теңдеулер санын жазуға мүмкіндік бере ме? Бұған орай, дәлелі керек жоқ, нақтылы ережені келтірейік:

13-ереже. 10, 11 және 12-ережелер l теңдеулер құруға мүмкіндік береді.

5. Процестің жылу балансының теңдеулері – үшеу. Бұлардың біреуі, ең бастысы – баланстың өзі, ал қалған екеуі – инженерлік шешімдер. Соңғысын айқынырақ сипаттайық: процеске қажетті ішкі параметрлерін (ағындардың температураларын) үш жолмен – жылытылған үрлеу, үрлеуді оттегімен байыту және отын беру арқылы іске асыра аламыз. Ендігі кезеңде, көрсетілген жолдардың қайсысын таңдайтынымызды шешуіміз керек. Көрсетілген инженерлік шешімдердің теңдеулерін келесі түрде жазуға болады:

$JY = 0$ – үрлеуді жылытуға мүмкіншілік жоқ;

$O_2 = 0$ – зауытта техникалық құралдар мен оттегі станциясы жоқ.

$JY = \Delta H_{Дж}$ – үрлеуді белгілі бір температураға дейін жылыту;

$O_2 = 0$ мүмкіншілігі бар, бұл ауаның әрбір килограммына $\Delta H_{Дж}$ жылу береді;

$JY = 0$ – үрлеуді жылытуға мүмкіншілік жоқ, ал оттегінің ресурстары $O_2 = 0,2 M^{Kт.}$ шектеулі.

ЕСКЕРТУ: Теңдеу жүйесінің құрылымын түзетіп алғаннан кейін, олардың қалай жазылуы керек екендігін көрсетуімізге болар еді, бірақ, бұл жағдайда, көптеген белгілерді енгізуге тура келеді. Сондықтан, келесі мысалда, 5-сатының барлық есептеу жолын толығымен істеп шығамыз.

М ы с а л. Теңдеулердің бірінші тобы пешке тиелетін қатты ағындарды анықтайды. Барлық тиелетін ағындар саны – 7, олардың төртеуі қатты: Кт, Кф, Әф, Кш. Сондықтан бұл тармақта 4 теңдеуді жазуымыз керек.

Концентраттың ағыны цехты жобалау тапсырмасында берілген, демек:

$$1. M^{Kт} = 2000 \text{ т/таул.}$$

Бұл теңдеу біздің тәулік балансын есептейтінімізді көрсетіп тұр. Негізінде, бұл теңдеудің басқа да жазылу түрлері бар, мысалы, есептеуді 100 кг концентратқа жүргізу кезінде:

$$M^{Kт} = 100 \text{ кг,}$$

немесе 100 кг шикізатқа:

$$M^{Kт} + M^{Kф} + M^{Әф} = 100.$$

Кварцты флюс ағыны, Ванюков пешіне, шлакта қажетті құрамды кварц алу үшін беріледі, бұдан, келесі теңдеуді жазуға болады:

$$2. (\text{SiO}_2^{\text{Шл}} / \text{M}^{\text{Шл}}) * 100 = 38.$$

Эктасты флюс ағынын, шлакта СаО концентрациясының белгілі мөлшерін алу үшін жүктейді, сондықтан бұдан:

$$3. (\text{CaO}^{\text{Шл}} / \text{M}^{\text{Шл}}) * 100 = 15.$$

Конвертерлі шлак ағыны (**Кш**) түгелімен, конвертерден Ванюков пешіне тиеледі, сондықтан:

$$4. \text{M}^{\text{Кш}} = (\text{Fe}^{\text{Шл}} / 50) * 100, \quad \text{мұнда } 50 - \text{Кш-тағы } \% \text{Fe}.$$

Екінші топтың теңдеулері арнайы сипаттауды қажет етпейді:

$$5. \text{M}^{\text{Шр}} = \text{Cu}^{\text{Шр}} + \text{S}^{\text{Шр}} + \text{O}^{\text{Шр}} + \text{Fe}^{\text{Шр}} + \text{Zn}^{\text{Шр}}.$$

$$6. \text{M}^{\text{Шл}} = \text{SiO}_2^{\text{Шл}} + \text{CaO}^{\text{Шл}} + \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Шл}} + \text{MgO}^{\text{Шл}} + \text{ZnO}^{\text{Шл}} + \text{FeO}^{\text{Шл}} + \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{Шл}} + \text{Cu}_2\text{O}^{\text{Шл}} + \text{Қал}^{\text{Шл}}.$$

$$7. \text{M}^{\text{Г}} = \text{SO}_2^{\text{Г}} + \text{O}_2^{\text{Г}} + \text{N}_2^{\text{Г}} + \text{CO}_2^{\text{Г}}.$$

$$8. \text{M}^{\text{Ш}} = \text{Cu}^{\text{Ш}} + \text{Fe}^{\text{Ш}} + \text{Zn}^{\text{Ш}} + \text{S}^{\text{Ш}} + \text{SiO}_2^{\text{Ш}} + \text{CaO}^{\text{Ш}} + \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Ш}} + \text{Қал}^{\text{Ш}}.$$

Компоненттер балансының теңдеулері. Бұл теңдеулерді жазу үшін, 4.2-кестесінде берілген материалдық баланстың матрицасы өте қажет болады.

Мыс бойынша баланс:

$$9. (\% \text{Cu}^{\text{Кт}} * \text{M}^{\text{Кт}} / 100) + (\% \text{Cu}^{\text{Кш}} * \text{M}^{\text{Кш}} / 100) = \text{Cu}^{\text{Шр}} + \text{Cu}_2\text{O}^{\text{Шл}} (2\text{W}_{\text{Cu}} / \text{W}_{\text{Cu}_2\text{O}}) + \text{Cu}^{\text{Ш}}.$$

Мұнда $\% \text{Cu}^{\text{Кт}}$ пен $\% \text{Cu}^{\text{Кш}}$ – белгілі сандар – мыстың концентрат және конвертерлі шламдағы құрамдары; W_{Cu} пен $\text{W}_{\text{Cu}_2\text{O}}$ – мыс және оның оксидінің молекулярлық массалары, бұлар да алдын ала белгілі сандар (төменгі есептеулерде де заттардың молекулярлық массаларын «W» таңбасымен сипаттаймыз).

Темір бойынша баланс:

$$10. (\% \text{Fe}^{\text{Кт}} * \text{M}^{\text{Кт}} / 100) + (\% \text{Fe}^{\text{Кш}} * \text{M}^{\text{Кш}} / 100) = \text{Fe}^{\text{Шр}} + \text{FeO}^{\text{Шл}} (\text{W}_{\text{Fe}} / \text{W}_{\text{FeO}}) + \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{Шл}} (2\text{W}_{\text{Fe}} / \text{W}_{\text{Fe}_2\text{O}_3}) + \text{Fe}^{\text{Ш}}.$$

Мырыш бойынша баланс:

$$11. (\% \text{Zn}^{\text{Кт}} * \text{M}^{\text{Кт}} / 100) = \text{Zn}^{\text{Шр}} + \text{ZnO}^{\text{Шл}} (\text{W}_{\text{Zn}} / \text{W}_{\text{ZnO}}) + \text{Zn}^{\text{Ш}}.$$

Күкірт бойынша баланс:

$$12. (\% \text{S}^{\text{Кт}} * \text{M}^{\text{Кт}} / 100) = \text{S}^{\text{Шр}} + \text{SO}_2^{\text{Г}} (\text{W}_{\text{S}} / \text{W}_{\text{SO}_2}) + \text{S}^{\text{Ш}}.$$

К в а р ц бойынша б а л а н с:

$$13. (\%SiO_2^{Kт} * M^{Kт} / 100) + (\%SiO_2^{Кф} * M^{Кф} / 100) + (\%SiO_2^{Эф} * M^{Эф} / 100) + (\%SiO_2^{Кш} * M^{Кш} / 100) = SiO_2^{Шл} + SiO_2^{Ш}.$$

А л ю м и н и й о к с и д і бойынша б а л а н с:

$$14. (\%Al_2O_3^{Kт} * M^{Kт} / 100) + (\%Al_2O_3^{Кф} * M^{Кф} / 100) + (\%Al_2O_3^{Эф} * M^{Эф} / 100) = Al_2O_3^{Шл} + Al_2O_3^{Ш}.$$

К а л ь ц и й о к с и д і бойынша б а л а н с:

$$15. (\%CaO^{Kт} * M^{Kт} / 100) + (\%CaO^{Эф} * M^{Эф} / 100) = CaO^{Шл} + CaO^{Ш}.$$

М а г н и й о к с и д і бойынша б а л а н с:

$$16. (\%MgO^{Эф} * M^{Эф} / 100) = MgO^{Шл} + MgO^{Ш}.$$

Қал. бойынша б а л а н с:

$$17. (\%Қал^{Kт} * M^{Kт} / 100) + (\%Қал^{Кф} * M^{Кф} / 100) + (\%Қал^{Эф} * M^{Эф} / 100) = Қал^{Шл} + Қал^{Ш}.$$

А з о т бойынша б а л а н с:

$$18. (\%N_2^A * M^A / 100) + (\%N_2^O * M^O / 100) = N_2^Г.$$

О т т е г і бойынша б а л а н с:

$$19. (\%O_2^A * M^A / 100) + (\%O_2^O * M^O / 100) + (\%O_2^{Эф} * M^{Эф} / 100) + (\%O_2^{Кш} * M^{Кш} / 100) = O_2^Г + O^{Шг} + Cu_2O^{Шл} (W_O/W_{Cu_2O}) + FeO^{Шл} (W_O/W_{FeO}) + Fe_2O_3^{Шл} (3W_O/W_{Fe_2O_3}) + ZnO^{Шл} (W_O/W_{ZnO}) + SO_2^Г (2W_O/W_{SO_2}) + CO_2^Г (2W_O/W_{CO_2}).$$

К ө м і р т е г і бойынша б а л а н с:

$$20. (\%C^{Эф} * M^{Эф} / 100) + (\%C^{Or} * M^{Or} / 100) = CO_2^Г (W_C/W_{CO_2}).$$

Енді 4-тармақтың теңдеулерін құрастыруға кірісеміз. Олар 16 болуы керек. Бұл жерде, **10, 11-ережелерін** пайдалануымыз керек.

Мыс үш өнім ағындары арасында бөлініп таралады және айта кететіні, ол барлығында бір формада болады. Сондықтан мыс үшін біз екі теңдеу жазуымыз керек.

Концентратты 1 % шаңға (**III**) өтеді деп алайық. Онда мыс үшін 2-теңдеуді, келесі түрде жазуға болады:

$$21. Cu^{Ш} = 0,01(\%Cu^{Kт} * M^{Kт} / 100).$$

$$22. (Cu_2O^{Шл} / M^{Шл}) * 100 = 0,5 \text{ (тәжірибе мәліметтері бойынша).}$$

Темір үш өнім ағындары арасында бөлініп тарайды, бірақ шламта екі формада болады, сондықтан, ол үшін $2+1=3$ теңдеу құрастыруымыз керек. Шламтағы темір үшін теңдеуді, мысқа жазғандай етіп құрастырайық:

$$23. \text{Fe}^{\text{III}} = 0,01(\% \text{Fe}^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

Штейндегі темірдің мөлшерін берудің орнына, біз, штейндегі мыстың қажетті мөлшерін берейік – бұл, темірдің штейндегі мөлшерін анықтайтын болады:

$$24. (\text{Cu}^{\text{IIIг.}} / \text{M}^{\text{IIIг.}}) * 100 = 40.$$

Шламтағы $\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{IIIл.}}$, $\text{FeO}^{\text{IIIл.}}$ -мен келесі қатынас арқылы байланысады (2-сатының 5-теңдеуін кара):

$$25. \text{M}_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{IIIл.}} / \text{M}_{\text{FeO}}^{\text{IIIл.}} = 4.$$

Мырыш 3 ағын өнімдері арасында бөлініп таралады, сондықтан ол үшін біз 2-теңдеуді жазамыз:

$$26. \text{Zn}^{\text{III}} = 0,01(\% \text{Zn}^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

Мырыштың штейнге шығуының шламқа шығуына қатынасын 1:1,5 деп алып (Ванюков пешінің мәліметтері бойынша), келесі теңдеуді жазуымызға болады:

$$27. \text{M}_{\text{Zn}}^{\text{IIIг.}} / \text{M}_{\text{ZnO}}^{\text{IIIл.}} (\text{W}_{\text{Zn}} / \text{W}_{\text{ZnO}}) = 1 / 1,5.$$

Қалған теңдеулер сипатталуынсыз құрылады:

$$28. \text{S}^{\text{IIIг.}} / \text{M}^{\text{IIIг.}} = 0,25, \text{ (Мостовичтің ережесі бойынша).}$$

$$29. \text{S}^{\text{III}} = 0,01(\% \text{S}^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

$$30. \text{SiO}_2^{\text{III}} = 0,01(\% \text{SiO}_2^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

$$31. \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{III}} = 0,01(\% \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

$$32. \text{CaO}^{\text{III}} = 0,01(\% \text{CaO}^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

$$33. \text{MgO}^{\text{III}} = 0,01(\% \text{MgO}^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

$$34. \text{Қал.}^{\text{III}} = 0,01(\% \text{Қал.}^{\text{Kт}} * \text{M}^{\text{Kт}} / 100).$$

$$35. \text{O}^{\text{IIIг.}} / \text{M}^{\text{IIIг.}} = 0,02 \text{ (Аветисянның берілуі бойынша).}$$

$$36. \text{O}_2 = 0 \text{ (Оттегінің толық пайдалануы).}$$

Соңында, 5-тармақтың теңдеулерін құрастырайық.

Процестің автогенді режимін санайық.

$$37. \text{ЖҮ} = 0.$$

$$38. \text{ОТ} = 0.$$

$$39. \sum \Delta \text{Hi} * \text{Mi} = \sum \Delta \text{Hj} * \text{Mj} + \text{Qжог.},$$

мұнда i – тиелетін ағындар;

j – шығатын ағындар;

ΔH – ағындардың жылу сыйымдылығы;

Qжог. – жоғалған жылу.

Сонымен біз, 39 белгісізі бар 39 теңдеуді құрдық.

4.2.6. Балқытудың түрлі варианттарын есептеу

Енді, негізгі теңдеулердің барлығы жазылып болғаннан кейін, біз есептеудің өзін жүргізейік. Ол не қолдан, не ЭЕМ-ның көмегімен жүргізілуі мүмкін. Есептеудің ұсынылып отырған жолын пайдалана отырып, әр студент, өз варианты үшін ЭЕМ-да санау мақсатымен, ешқандай қиындықсыз, есептеудің математикалық программасын жаза алады.

I вариант.

Автогенді режимде жүретін және құрамында 55 % мысы бар штейнге балқыту процесінің есептеулерін жүргізейік. Теңдеулер жүйесі мен олардың қорытындылары төменде көрсетілген.

Теңдеулер жүйесі:

1. $1x1 = 2000$;
2. $-38x10 + 100x18 = 0$;
3. $-15x10 + 100x19 = 0$;
4. $50x4 - 100x16 = 0$;
5. $1x9 - 1x13 - 1x14 - 1x15 - 1x16 - 1x17 = 0$;
6. $1x10 - 1x18 - 1x19 - 1x20 - 1x21 - 1x22 - 1x23 - 1x24 - 1x25 - 1x26 = 0$;
7. $1x11 - 1x27 - 1x28 - 1x29 - 1x30 = 0$;
8. $1x12 - 1x31 - 1x32 - 1x33 - 1x34 - 1x35 - 1x36 - 1x37 - 1x38 - 1x39 = 0$;
9. $0,2x1 + 0,03x4 - 1x13 - 0,889x26 - 1x31 = 0$;
10. $0,27x1 + 0,5x4 - 1x16 - 0,778x24 - 0,7x25 - 1x32 = 0$;
11. $0,02x1 - 1x17 - 0,802x23 - 1x33 = 0$;
12. $0,38x1 - 1x14 - 0,5x27 - 1x34 = 0$;
13. $0,06x1 = 0,9x2 + 0,03x3 + 0,25x4 - 1x18 - 1x35 = 0$;
14. $0,03x1 + 0,02x2 + 0,01x3 - 1x20 - 1x37 = 0$;
15. $0,02x1 + 0,51x3 - 1x19 - 1x36 = 0$;
16. $0,04x2 - 1x21 - 1x38 = 0$;
17. $0,02x1 + 0,04x2 + 0,05x3 - 1x22 - 1x39 = 0$;
18. $0,79x5 + 0,05x6 - 1x29 = 0$;
19. $0,291x3 + 0,22x4 + 0,21x5 + 0,95x6 - 1x15 - 0,198x23 - 0,222x24 - 0,3x25 - 0,11x26 - 0,5x27 - 1x28 - 0,727x30 = 0$;

- 20. $0,109x_3 + 1x_7 - 0,273x_{30} = 0$;
- 21. $-0,2x_1 + 100x_{31} = 0$;
- 22. $-0,5x_{10} + 100x_{26} = 0$;
- 23. $-0,27x_1 + 100x_{32} = 0$;
- 24. $-55x_9 + 100x_{13} = 0$;
- 25. $-0,1x_{24} + 1x_{25} = 0$;
- 26. $-0,02x_1 + 100x_{33} = 0$;
- 27. $1x_{17} - 0,535x_{23} = 0$;
- 28. $-0,25x_9 + 1x_{14} = 0$;
- 29. $-0,38x_1 + 100x_{34} = 0$;
- 30. $-0,06x_1 + 100x_{35} = 0$;
- 31. $-0,03x_1 + 100x_{37} = 0$;
- 32. $-0,02x_1 + 100x_{36} = 0$;
- 33. $-0,01x_1 + 100x_{38} = 0$;
- 34. $-0,01x_1 + 100x_{39} = 0$;
- 35. $-0,02x_9 + 1x_{15} = 0$;
- 36. $1x_{28} = 0$;
- 37. $1x_7 = 0$;
- 38. $1x_8 = 0$;
- 39. $45x_1 + 354x_2 + 254x_3 + 150x_4 - 150x_9 - 160x_{10} + 91x_{27} - 300x_{29} + 85x_{30} = 100000$.

Белгісіздердің сандық мәндері:

- $X_1 = 2000,0$;
- $X_2 = 618,34$;
- $X_3 = 500,43$;
- $X_4 = 226,23$;
- $X_5 = 249,10$;
- $X_6 = 685,24$;
- $X_7 = 0,0$;
- $X_8 = 0,0$;
- $X_9 = 716,45$;
- $X_{10} = 1965,47$;
- $X_{11} = 1577,43$;
- $X_{12} = 20,0$;
- $X_{13} = 394,05$;

X14 = 179,11;
X15 = 14,33;
X16 = 113,12;
X17 = 15,84;
X18 = 746,88;
X19 = 294,82;
X20 = 76,77;
X21 = 24,53;
X22 = 89,55;
X23 = 29,62;
X24 = 630,42;
X25 = 63,04;
X26 = 9,83;
X27 = 1146,57;
X28 = 0,0;
X29 = 231,05;
X30 = 199,81;
X31 = 4,0;
X32 = 5,4;
X33 = 0,4;
X34 = 7,6;
X35 = 1,2;
X36 = 0,4;
X37 = 0,6;
X38 = 0,2;
X39 = 0,2.

Есептеу нәтижесінде алынған белгісіздердің сандық мәндерін, келесі формулалар бойынша, балқыту өнімдерінің құрамына оңайлықпен аударуға болады:

$$\%K^{\text{IIIr}} = K^{\text{IIIr}} \cdot 100 / M^{\text{IIIr}},$$

$$\%K^{\text{IIIл}} = K^{\text{IIIл}} \cdot 100 / M^{\text{IIIл}},$$

$$\%K^{\text{Г}} = K^{\text{Г}} \cdot 100 / M^{\text{Г}},$$

$$\%K^{\text{III}} = K^{\text{III}} \cdot 100 / M^{\text{III}},$$

мұнда K – әр ағынға (фазаға) сәйкес компонент.

Көрсетілген формулармен есептеулер жүргізу арқылы, алынатын өнімдердің келесі құрамдарын табамыз:

Штейн:	Шлак:	Газдар:	Шаң:
Cu – 55%;	SiO ₂ – 38%;	SO ₂ – 72,67%;	Өздеріңіз
S – 25%;	CaO – 15%;	O ₂ – 0%;	есептеп
O – 2%;	Al ₂ O ₃ – 3,9% ;	N ₂ – 14,65%;	шығарыңыз.
Fe – 15,7%;	MgO – 1,3%;	CO ₂ – 12,68%.	
Zn – 2,3%;	ZnO – 1,5% ;		
	FeO – 32,1% ;		
	Fe ₂ O ₃ – 3,21%;		
	Cu ₂ O – 0,5% ;		
	Қал. – 4,6%;		

II вариант

Енді штейн құрамында 40 % мысы бар, процестің автогенді режимін санап шығайық. Штейннің мыспен байытылуын 24-теңдеу анықтайды, сондықтан, бұл теңдеуді келесі теңдеуге ауыстыру керек:

$$-40x_9 + 100x_{13} = 0.$$

Теңдеулердің толық жүйесі мен белгісіздердің сандық мәні төменде көрсетілген.

Теңдеулер жүйесі:

1. $1x_1 = 2000$;
2. $-38x_{10} + 100x_{18} = 0$;
3. $-15x_{10} + 100x_{19} = 0$;
4. $50x_4 - 100x_{16} = 0$;
5. $1x_9 - 1x_{13} - 1x_{14} - 1x_{15} - 1x_{16} - 1x_{17} = 0$;
6. $1x_{10} - 1x_{18} - 1x_{19} - 1x_{20} - 1x_{21} - 1x_{22} - 1x_{23} - 1x_{24} - 1x_{25} - 1x_{26} = 0$;
7. $1x_{11} - 1x_{27} - 1x_{28} - 1x_{29} - 1x_{30} = 0$;
8. $1x_{12} - 1x_{31} - 1x_{32} - 1x_{33} - 1x_{34} - 1x_{35} - 1x_{36} - 1x_{37} - 1x_{38} - 1x_{39} = 0$;
9. $0,2x_1 + 0,03x_4 - 1x_{13} - 0,889x_{26} - 1x_{31} = 0$;
10. $0,27x_1 + 0,5x_4 - 1x_{16} - 0,778x_{24} - 0,7x_{25} - 1x_{32} = 0$;
11. $0,02x_1 - 1x_{17} - 0,802x_{23} - 1x_{33} = 0$;
12. $0,38x_1 - 1x_{14} - 0,5x_{27} - 1x_{34} = 0$;

13. $0,06x_1 = 0,9x_2 + 0,03x_3 + 0,25x_4 - 1x_{18} - 1x_{35} = 0;$
14. $0,03x_1 + 0,02x_2 + 0,01x_3 - 1x_{20} - 1x_{37} = 0;$
15. $0,02x_1 + 0,51x_3 - 1x_{19} - 1x_{36} = 0;$
16. $0,04x_2 - 1x_{21} - 1x_{38} = 0;$
17. $0,02x_1 + 0,04x_2 + 0,05x_3 - 1x_{22} - 1x_{39} = 0;$
18. $0,79x_5 + 0,05x_6 - 1x_{29} = 0;$
19. $0,291x_3 + 0,22x_4 + 0,21x_5 + 0,95x_6 - 1x_{15} - 0,198x_{23} -$
 $-0,222x_{24} - 0,3x_{25} - 0,11x_{26} - 0,5x_{27} - 1x_{28} - 0,727x_{30} = 0;$
20. $0,109x_3 + 1x_7 - 0,273x_{30} = 0;$
21. $-0,2x_1 + 100x_{31} = 0;$
22. $-0,5x_{10} + 100x_{26} = 0;$
23. $-0,27x_1 + 100x_{32} = 0;$
24. $-40x_9 + 100x_{13} = 0.$
25. $-0,1x_{24} + 1x_{25} = 0;$
26. $-0,02x_1 + 100x_{33} = 0;$
27. $1x_{17} - 0,535x_{23} = 0;$
28. $-0,25x_9 + 1x_{14} = 0;$
29. $-0,38x_1 + 100x_{34} = 0;$
30. $-0,06x_1 + 100x_{35} = 0;$
31. $-0,03x_1 + 100x_{37} = 0;$
32. $-0,02x_1 + 100x_{36} = 0;$
33. $-0,01x_1 + 100x_{38} = 0;$
34. $-0,01x_1 + 100x_{39} = 0;$
35. $-0,02x_9 + 1x_{15} = 0;$
36. $1x_{28} = 0;$
37. $1x_7 = 0;$
38. $1x_8 = 0;$
39. $45x_1 + 354x_2 + 254x_3 + 150x_4 - 150x_9 - 160x_{10} +$
 $+91x_{27} - 300x_{29} + 85x_{30} = 100000.$

Белгісіздердің сандық мәндері:

- $X_1 = 2000,0;$
 $X_2 = 492,00;$
 $X_3 = 492,13;$
 $X_4 = 639,14;$
 $X_5 = 91,71;$

X6 = 551,78;
X7 = 0,0;
X8 = 0,0;
X9 = 1016,41;
X10 = 1937,23;
X11 = 1293,13;
X12 = 20,0;
X13 = 406,56;
X14 = 254,10;
X15 = 20,33;
X16 = 319,56;
X17 = 15,84;
X18 = 736,15;
X19 = 290,58;
X20 = 74,16;
X21 = 19,48;
X22 = 84,09;
X23 = 29,62;
X24 = 630,42;
X25 = 63,04;
X26 = 9,69;
X27 = 995,59;
X28 = 0,0;
X29 = 100,04;
X30 = 196,49;
X31 = 4,0;
X32 = 5,4;
X33 = 0,4;
X34 = 7,6;
X35 = 1,2;
X36 = 0,4;
X37 = 0,6;
X38 = 0,2;
X39 = 0,2.

Айта кететін жай, бұл вариантта, автогенді режимге жету үшін, үрлеуді оттегімен көбірек байыту керек екендігі көрініп тұр.

Алынған өнімдердің құрамын өз беттеріңше есептеуді ұсынамыз.

III вариант

Штейн құрамында 50 % мысы бар процестің жартылай автогенді режимін санап өтейік. Бұл вариантта, пешке концентраттың жалпы салмағынан 3 % отын тиеледі деп алайық. Онда, 24, тендеу келесідей болып жазылады:

$$-50x_9 + 100x_{13} = 0.$$

Отынның массасын өрнектейтін 37-тендеу, келесі тендеуге ауысады:

$$M^{\text{OT}} / M^{\text{Кт}} = 0,03 \quad \text{немесе} \quad -0,03x_1 + x_7 = 0.$$

Бұл варианттың да толық тендеу жүйесі мен белгісіздердің сандық мәндері төменде көрсетілген.

Тендеулер жүйесі:

1. $1x_1 = 2000$;
2. $-38x_{10} + 100x_{18} = 0$;
3. $-15x_{10} + 100x_{19} = 0$;
4. $50x_4 - 100x_{16} = 0$;
5. $1x_9 - 1x_{13} - 1x_{14} - 1x_{15} - 1x_{16} - 1x_{17} = 0$;
6. $1x_{10} - 1x_{18} - 1x_{19} - 1x_{20} - 1x_{21} - 1x_{22} - 1x_{23} - 1x_{24} - 1x_{25} - 1x_{26} = 0$;
7. $1x_{11} - 1x_{27} - 1x_{28} - 1x_{29} - 1x_{30} = 0$;
8. $1x_{12} - 1x_{31} - 1x_{32} - 1x_{33} - 1x_{34} - 1x_{35} - 1x_{36} - 1x_{37} - 1x_{38} - 1x_{39} = 0$;
9. $0,2x_1 + 0,03x_4 - 1x_{13} - 0,889x_{26} - 1x_{31} = 0$;
10. $0,27x_1 + 0,5x_4 - 1x_{16} - 0,778x_{24} - 0,7x_{25} - 1x_{32} = 0$;
11. $0,02x_1 - 1x_{17} - 0,802x_{23} - 1x_{33} = 0$;

12. $0,38x_1 - 1x_{14} - 0,5x_{27} - 1x_{34} = 0;$
13. $0,06x_1 = 0,9x_2 + 0,03x_3 + 0,25x_4 - 1x_{18} - 1x_{35} = 0;$
14. $0,03x_1 + 0,02x_2 + 0,01x_3 - 1x_{20} - 1x_{37} = 0;$
15. $0,02x_1 + 0,51x_3 - 1x_{19} - 1x_{36} = 0;$
16. $0,04x_2 - 1x_{21} - 1x_{38} = 0;$
17. $0,02x_1 + 0,04x_2 + 0,05x_3 - 1x_{22} - 1x_{39} = 0;$
18. $0,79x_5 + 0,05x_6 - 1x_{29} = 0;$
19. $0,291x_3 + 0,22x_4 + 0,21x_5 + 0,95x_6 - 1x_{15} - 0,198x_{23} - 0,222x_{24} - 0,3x_{25} - 0,11x_{26} - 0,5x_{27} - 1x_{28} - 0,727x_{30} = 0;$
20. $0,109x_3 + 1x_7 - 0,273x_{30} = 0;$
21. $-0,2x_1 + 100x_{31} = 0;$
22. $-0,5x_{10} + 100x_{26} = 0;$
23. $-0,27x_1 + 100x_{32} = 0;$
24. $-50x_9 + 100x_{13} = 0.$
25. $-0,1x_{24} + 1x_{25} = 0;$
26. $-0,02x_1 + 100x_{33} = 0;$
27. $1x_{17} - 0,535x_{23} = 0;$
28. $-0,25x_9 + 1x_{14} = 0;$
29. $-0,38x_1 + 100x_{34} = 0;$
30. $-0,06x_1 + 100x_{35} = 0;$
31. $-0,03x_1 + 100x_{37} = 0;$
32. $-0,02x_1 + 100x_{36} = 0;$
33. $-0,01x_1 + 100x_{38} = 0;$
34. $-0,01x_1 + 100x_{39} = 0;$
35. $-0,02x_9 + 1x_{15} = 0;$
36. $1x_{28} = 0;$
37. $-0,03x_1 + x_7 = 0.$
38. $1x_8 = 0;$
39. $45x_1 + 354x_2 + 254x_3 + 150x_4 - 150x_9 - 160x_{10} + 91x_{27} - 300x_{29} + 85x_{30} = 100000.$

Белгісіздердің сандық мәндері:

- $X_1 = 2000,0;$
 $X_2 = 585,42;$
 $X_3 = 498,27;$
 $X_4 = 333,83;$

X5 = 277,23;
X6 = 803,36;
X7 = 60,0;
X8 = 0,0;
X9 = 794,62;
X10 = 1958,12;
X11 = 1785,39;
X12 = 20,0;
X13 = 397,31;
X14 = 198,65;
X15 = 15,89;
X16 = 166,92;
X17 = 15,85;
X18 = 744,08;
X19 = 293,72;
X20 = 76,09;
X21 = 23,22;
X22 = 88,13;
X23 = 29,62;
X24 = 630,42;
X25 = 63,04;
X26 = 9,79;
X27 = 1107,49;
X28 = 0,0;
X29 = 259,18;
X30 = 418,72;
X31 = 4,0;
X32 = 5,4;
X33 = 0,4;
X34 = 7,6;
X35 = 1,2;
X36 = 0,4;
X37 = 0,6;
X38 = 0,2;
X39 = 0,2.

Берілген жағдайда алынған өнімдердің құрамын өз беттеріңше есептеуді ұсынамыз.

Жоғарыда көрсетілген варианттардан да басқа есептеулерді жүргізуге болады. Мысалы, біз концентратты емес, ал өнімділігі 2000 $t/t_{\text{әул}}$ шихтаны өңдейтін болайық. Бұл жағдайда 1-теңдеуді келесі түрде жазу керек:

$$x_1 + x_2 + x_3 = 2000.$$

Тек қана концентрат қана емес, флюстар да шаңға өтетінін ескерсек (кварцты флюстың шаңға өтуін 2 %, ал әктас флюсының шаңға өтуін 1 % деп алған кезде), онда 30–34 теңдеулерді өзгеше, келесі түрде жазу керек:

$$30. \text{SiO}_2^{\text{Ш}} = 0,01(\% \text{SiO}_2^{\text{Кт}} * M^{\text{Кт}} / 100) + 0,02(\% \text{SiO}_2^{\text{Кф}} * M^{\text{Кф}} / 100) + 0,01(\% \text{SiO}_2^{\text{Әф}} * M^{\text{Әф}} / 100).$$

$$31. \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Ш}} = 0,01(\% \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Кт}} * M^{\text{Кт}} / 100) + 0,02(\% \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Кф}} * M^{\text{Кф}} / 100) + 0,01(\% \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{Әф}} * M^{\text{Әф}} / 100).$$

$$32. \text{CaO}^{\text{Ш}} = 0,01(\% \text{CaO}^{\text{Кт}} * M^{\text{Кт}} / 100) + 0,01(\% \text{CaO}^{\text{Әф}} * M^{\text{Әф}} / 100).$$

$$33. \text{MgO}^{\text{Ш}} = 0,01(\% \text{MgO}^{\text{Кт}} * M^{\text{Кт}} / 100) + 0,02(\% \text{MgO}^{\text{Кф}} * M^{\text{Кф}} / 100).$$

$$34. \text{Қал.}^{\text{Ш}} = 0,01(\% \text{Қал.}^{\text{Кт}} * M^{\text{Кт}} / 100) + 0,02(\% \text{Қал.}^{\text{Кф}} * M^{\text{Кф}} / 100) + 0,01(\% \text{Қал.}^{\text{Әф}} * M^{\text{Әф}} / 100).$$

Балқытуға ылғалды концентрат түсті делік. Онда, біз қосымша екі белгісізді – $M^{\text{Бл}}$ және $\text{H}_2\text{O}^{\text{Г}}$ енгізіп, қосымша екі теңдеуді құруымыз керек:

$$40. M^{\text{Бл}} = 0,06 M^{\text{Кт}},$$

мұнда, 0,06 – концентраттың ылғалдығы, бөлік өлшемінде.

$$41. \text{H}_2\text{O}^{\text{Г}} = M^{\text{Бл}}.$$

Сонымен қатар, процестің жылу балансын сипаттайтын 39-теңдеуді де өзгерту қажет – бұл теңдеу, берілген жағдайда судың булануына және жылытуына жұмсалатын жылу шығынын ескеруі керек.

Бұл көрсетілген варианттарды өз беттеріңше есептеп шығуды ұсынамыз.

БИБЛИОГРАФИЯЛЫҚ ТІЗІМ

1. *Васкевич А. Д.* Автогенные процессы в пирометаллургии цветных металлов // М.: Бюл. ВИНТИ по металлургии тяжелых цветных металлов, 1988. – Т.18. – С.3–67.
2. *Ванюков А. В., Быстров В. П., Васкевич А. Д.* Плавка сырья тяжелых металлов в расплаве // Тр. МИСиС, 1979. – С. 17.
3. Технология взвешенной плавки, разработанная концерном Оутокумпу, как ответ на новые требования к выплавке меди // Цв. мет. – 1996. – № 10. – С. 22–25.
4. *Мечев В.В., Быстров В.П., Тарасов А.В.* Автогенные процессы в цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1991. – 417 с.
5. Extractive Metallurgy of Copper. An International Symposium // Las Vegas.: Feb. 22–26, 1976. V.1. The Metallurgical Society of AIME. – P. 439–458.
6. Engineering and Mining Journal, 1975. – V.176. – № 12. – P.88,89.
7. American Metal Market, 1980. – V.88. – № 168. – P.8.
8. Journal of Metals, 1978. – V.30. – № 7. – P.16–26.
9. *Floyd J.M. and Lightfoot B.W.* Smelting opportunities with Sirosmelt technology. Paper to 113th AIME Annual Meeting. Los Angeles.: Feb. 26 to March 1, 1984.
10. *Ванюков А. В.* Комплексная переработка медного и никелевого сырья. – Ч.2. – Алма-Ата.: Наука, 1979. – С.8.
11. *Yazawa A.* Thermodynamic konsiderations of Copper Smelting // Can. Met. Quart. 1974. – V.13. – № 13. – P. 443–453.
12. *Yazawa A.* Thermodynamic Evaluation of Extractive Metallurgical Processes // Met. Trans, 1979. – № 10. – P.307–321.
13. *Krivsky W.A., Shuymann R.* // Trans. AIME, 1957. – V.209. – P.981–988.
14. *Bale C.W., Toguri J.M.* // Can. Met. Quart, 1976. – V.15. – № 4. – P.305–318.
15. *Ruddle R.W., Taylor B., Bates A.P.* // Trans. Inst. Min. Met. 1966. sec. – C. – P.C.1–C.12.
16. *Toguri J.M., Santander N.H.* // Can. Met. Quart, 1969. – V.8. – P.167–171.

17. *Toguri J.M., Santander N.H.* // *Met. Trans.*, 1972. – V.3. – P.586–588.
18. *Altman R., Kellog H.H.* // *Trans. Inst. Min. Met.*, 1972. – V.81. – P.163–175.
19. *Манфред Й.* Болгария: Металлургия. 1973. № 8/9. с.22–27.
20. *Зайцев В.Я., Цесарский В.С., Васкевич А.Д. и др.* Исследования процессов получения тяжелых цветных и благородных металлов: Науч.тр. МИСиС. – М.: Металлургия. 1976. – № 91. – С.17–28.
21. *Ванюков А.В., Уткин Н.И.* Комплексная переработка медного и никелевого сырья. – М.: Металлургия, 1988. – 432 с.
22. *Ванюков А. В., Зайцев В. Я.* Шлаки и штейны цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1969. – 389 с.
23. *Шмонин Ю.Б.* Пирометаллургическое обеднение шлаков цветной металлургии. – М: Металлургия, 1981. – 132 с.
24. *Липин Б.В.* О форме потерь цветных металлов со шлаками. // *Цв. мет.*, 1957. – № 9. – С. 31–33.
25. *Ланге А.* Выделение взвешенных частиц металлов и их соединений из шлаков Мансфельдского завода. Экспресс-информация ЦИИН ЦМ, 1959. – № 42. – С. 165–168.
26. *Аветисян Х.К.* Металлургия черновой меди. – М.: Металлургиздат, 1954. – 466 с.
27. *Ванюков А. В.* Комплексная переработка медного и никелевого сырья. – Ч. I. Алма-Ата: Наука, 1980. – 272 с.
28. *Есин О. А., Гельд П. В.* Физическая химия пирометаллургических процессов. – М.: Металлургия. – Ч.2, 1965. – 703 с.
29. *Васкевич А. Д.* Некоторые физико-химические и технологические особенности плавки сульфидных концентратов в жидкой ванне: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1981. – 25 с.
30. *Цесарский В. С., Ванюков А. В., Зайцев В. Я.* Влияние состава штейна на растворимость цветных металлов в шлаке при плавке медно-никелевого сырья // *Цв. мет.*, 1980. – №10. – С. 59–61.

31. *Сорокин М. Л., Досмұхамедов Н. К., Васкевич А. Д.* Равновесное давление кислорода и серы в газовых смесях // *Компл. исп. минер. сырья*, 1983. – № 5. – С. 79–81.

32. *Ванюков А.В., Быстров В.П., Васкевич А.Д.* и др. Плавка в жидкой ванне. – М.: Металлургия, 1988. – 208 с.

33. *Kellog H. H.* A computer model of the slag-fuming process for recovery of Zinc oxide // *Trans.AIME*, 1967. – V. 239. – P. 1439–1449.

34. *Goto S.* Equilibrium calculations between matte slag and gaseous phases in copper smelting. London: IMM, 1975. – P. 23–34.

35. *Васкевич А. Д., Сорокин М. Л.* Модель оксидной растворимости меди в шлаках // *Цв. мет.*, 1982. – № 7. – С. 25–28.

36. *Васкевич А.Д., Сорокин М.Л.* Общая термодинамическая модель растворимости меди в шлаках // *Цв. мет.*, 1982. – № 10. – С. 22–26.

37. *Hager J.P., Howard S.M., Jones J.H.* – *Met.Trans*, 1970. – V.1. – P. 415–422.

38. *Форсайт Дж., Макмольм М., Моулер К.* Машинные методы математических вычислений. – М.: Мир, 1980. – 256 с.

39. *Wang S. S., Santander N. H., Toguri J. M.* The Solubility of Nickel and Cobalt in Iron Silicate Slags // *Met. Trans*, 1974. – V.5. – P. 261–265.

40. *Минцис В. П., Цемехман Л. Ш.* Термодинамические активности компонентов в системе Ni-Cu // *Комп. исп. минер. сырья*, 1982. – № 5. – С. 31–34.

41. *Кукоев В. А., Бершак В. И., Гусельникова Н.Ю.* Изучение сульфидных включений, взвешенных в шлаках медной плавки на штейн // *Цв. мет.*, 1980. – № 2. – С. 12–15.

42. *Быстров В.П., Манцевич Н.М., Товкачев С.Е.* Использование сульфидизаторов в обеднении медьсодержащих шлаков. // *Цветные металлы*. 1989. № 6. С.26-29.

43. *Быстров В.П., Манцевич Н.М., Товкачев С.Е.* Взаимодействие медьсодержащего конвертерного шлака с элементарной серой // *Цв. мет.*, 1989. – № 8. – С.38–40.

44. *Розловский А.А.* Поведение мышьяка при производстве цветных металлов // *Цв. мет.*, 1975. – № 11. – С.17–19.

45. Досмухамедов Н.К. Физико-химические основы совершенствования технологии переработки медного и полиметаллического сырья. – М.: Руда и металлы, 2002. – 212 с.

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

47. Атлас шлаков /Пер. с нем. /Под ред. И.С. Куликова. – М.: Металлургия, 1985. – 208 с.

Мазмұны

Кіріспе.....	3
1. МЫС МЕТАЛЛУРГИЯСЫНДАҒЫ АВТОГЕНДІ ПРОЦЕСТЕР.....	4
1.1. Автогенді процестердің жалпы сипаттамасы	6
1.2. Автогенді процестердегі фазалық тепе-теңдік термодинамикасы.....	29
1.3. Металдардың шлактармен жоғалуы.....	36
1.4. Мөлшерлік термодинамикалық модельдерді тұрғызу қағидалары.....	49
2. АВТОГЕНДІ А.В. ВАНЮКОВ ПРОЦЕСІ (ВП).....	57
2.1. А.В.Ванюков ұсынған балқытудың жаңа қағидалары	57
2.2. Процестің теориялық негіздері мен ерекшеліктері.....	61
2.3. А.В. Ванюков процесін игеру кезеңдері.....	73
3. «ҚАЗАҚМЫС» КОРПОРАЦИЯСЫНЫҢ МЫС ӨНДІРУ ТЕХНОЛОГИЯСЫ.....	78
3.1. БМЗ-да мыс кендері мен концентраттарды штейнге балқыту әдістері.....	82
3.1.1. БМЗ-ғы автогенді «Ванюков процесі (ВП)»	84
3.2. ЖМЗ-да мыс кендері мен концентраттарын электрпешінде балқыту.....	91
3.3. Мыс штейндерін конвертерлеу.....	101
3.3.1. Конвертерлеу процесінің теориясы мен тәжірибесі.....	102
3.3.2. Конвертерлеу процесінің өнімдері.....	126
4. А.В. ВАНЮКОВ ПРОЦЕСІНІҢ МАТЕРИАЛДЫҚ ЖӘНЕ ЖЫЛУ БАЛАНСТАРЫН ЕСЕПТЕУ.....	129
4.1. Есептеу шарттары мен оның түрлері.....	129
4.2. Есептеу әдістемесі	130
4.2.1. Есептің сұлбасын таңдау.....	130
4.2.2. Балқыту шарттарын таңдау.....	135
4.2.3. Есептің параметрлерін таңдау.....	138
4.2.4. Белгісіз параметрлерді анықтау.....	142
4.2.5. Теңдеулер жүйесін жазу.....	144
4.2.6. Балқытудың түрлі варианттарын есептеу	150
Библиографиялық тізім.....	160

Оқулық басылым

Досмұхамедов Нұрлан Қалиұлы
Жүсіпбеков Сәрсен Сейітбекұлы

МЫС МЕТАЛЛУРГИЯСЫНДАҒЫ АВТОГЕНДІ ПРОЦЕСТЕР

АБО РБ бастығы
Редакторы
Компьютерде беттеген

З.А. Ғұбайдулина
Т.С. Жақсыбаева
Л.Т. Қасжанова

Басуға қол қойылды 12.03.2013 ж.
Пішімі 60x84 1/16. №1 баспаханалық қағаз.
Көлемі 10,5 есепті баспа табақ. Шартты баспа табағы 9,8.
Таралымы 300 дана. Тапсырыс №26.
Бағасы келісімді.

Қ.И. Сәтбаев атындағы
Қазақ ұлттық техникалық университетінің басылымы,
Ақпараттық-баспа орталығы.
Алматы қ., Сәтбаев көшесі, 22

ISBN 978-601-228-496-6



9