

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өндірістік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

Асанбаев Айдар Берикович

«Теміркендік концентрат пен конвертерлік шлактан жинақталған шихтадан
легіріленген болат алу»

ДИПЛОМДЫҚ ЖҰМЫС

5B070900 – Metallургия мамандығы

Алматы 2020

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және өнеркәсіптік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

ҚОРҒАУҒА ЖІБЕРІЛДІ

Кафедра меңгерушісі

техн. ғыл. канд.,

_____ М.Б.Барменшинова

« ____ » _____ 2020 ж.

ДИПЛОМДЫҚ ЖҰМЫС

Тақырыбы: «Теміркендік концентрат пен конвертерлік шлактан жинақталған шихтадан легіріленген болат алу»

5B070900 – Metallургия

Орындаған

А.Б.Асанбаев

Ғылыми жетекші

PhD, лектор

_____ Г.М.Койшина

« ____ » _____ 2020 ж.

Алматы 2020

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті

Металлургия және Өндірістік инженерия институты

Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту кафедрасы

5B070900 – Metallургия

БЕКІТЕМІН

Кафедра меңгерушісі

техн. ғыл. канд,

_____ М.Б.Барменшинова

«__» _____ 2020 ж.

Дипломдық жұмыс орындауға

ТАПСЫРМА

Білім алушы: Асанбаев Айдар Берикович

Тақырыбы: «Теміркендік концентрат пен конвертерлік шлактан жинақталған шихтадан легіріленген болат алу»

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

Аяқталған жұмысты тапсыру мерзімі «20» мамыр 2020 ж.

Дипломдық жұмыстың бастапқы берілістері: Оксидті материалдардың химиялық құрамы және тәжірибелік зерттеулер жүргізуге арналған әдістеме.

Дипломдық жұмыста қарастырылатын мәселелер тізімі:

а) металлургиялық шлактарды технологиялық өндеу жолдарына әдеби шолу;

б) тәжірибелік зерттеулер жүргізу;

Графикалық материалдардың тізімі: Жұмыс бойынша _____ слайд.

Ұсынылатын негізгі әдебиет: 25 атау

Дипломдық жұмысты дайындау
КЕСТЕСІ

Бөлімдер атауы, қарастырылатын мәселелер тізімі	Ғылыми жетекшіге мен кеңесшілерге көрсету мерзімдері	Ескерту
Кіріспе	06.03.2020 ж.	
Әдеби шолу	04.04.2020 ж.	
Тәжірибелік зерттеулер	19.04.2020 ж.	
Қорытынды	05.05.2020 ж.	

Дипломдық жұмыс бөлімдерінің кеңесшілері мен
норма бақылаушының аяқталған жұмысқа қойған
қолтаңбалары

Бөлімдер атауы	Ғылыми жетекші мен кеңесшілер, аты, әкесінің аты, тегі (ғылыми дәрежесі, атағы)	Қол қойылған күні	Қолы
Тәжірибелік зерттеулер	Г.М.Койшина PhD, лектор		
Норма бақылау	Таймасова А.Н. техн.ғ-ң.магистрі		

Ғылыми жетекші _____

Г.М.Койшина

Тапсырманы орындауға алған білім алушы _____

А.Б.Асанбаев

Күні

«____»_____2020ж.

АҢДАТПА

Дипломдық жұмыс жұмыс 38 парақтан, 1 суреттен, 17 кестеден 12 әдебиеттен тұрады.

Негізгі сөздер: темір кені, оттекті-конвертер, легірлеу, фосфор, шлак, хром, ванадий, никель.

Зерттеу мәні темірді тікелей алу жолдары болып табылады.

Жұмыстың мақсаты: экологиялық мәселелерді (металлургиядағы) шешу үшін және процесс шығындарын қысқарту үшін ғылыми-әдістемелік тәсілдерді әзірлеуден тұрады.

Зерттеу нәтижелері бойынша 2 процесстен тұратын технологиялық схема ұсынылды.

Алынған нәтижелер қара металлургия қалдықтарының санын төмендетуге мүмкіндік береді.

АННОТАЦИЯ

Диссертация состоит из 38 страниц, 1 главы, 17 страниц и 12 ссылок.

Ключевые слова: железная руда, кислородный конвертер, легирование, фосфор, шлак, хром, ванадий, никель.

Предметом исследования является прямое извлечение железа.

Целью работы является разработка научно-методических подходов к решению экологических проблем (в металлургии) и снижение технологических затрат.

По результатам исследования предложена технологическая схема, состоящая из 2 процессов.

Полученные результаты позволят снизить количество отходов черной металлургии.

ANNOTATION

The dissertation consists of 38 pages, 1 chapter, 17 pages and 12 links.

Key words: iron ore, oxygen converter, alloying, phosphorus, slag, chromium, vanadium, nickel.

The subject of the study is the direct extraction of iron.

The aim of the work is to develop scientific and methodological approaches to solving environmental problems (in metallurgy) and reduce technological costs.

Based on the results of the study, a technological scheme consisting of 2 processes is proposed.

The results obtained will reduce the amount of waste from ferrous metallurgy.

МАЗМҰНЫ

Кіріспе	8
1 Мәселенің күйіне шолу жасау	10
1.1 Темір кені концентратын өндіру процестері	10
1.2 Конвертерлерде болат өндіру және конвертерлік шлактардың шығуы	10
1.3 Жоғарыдан үрленетін оттекті-конвертер процесі	11
1.4 Берілген немесе қосарланған үрлеу кезіндегі конвертердегі процестер	14
1.5 Шлактарды қайта өңдеу және металлургиядағы қалдықсыз технология	19
1.6 Легірлеу	21
2 Тәжірибелік зерттеулер	25
2.1 Тәжірибелік зерттеулерде қолданылатын шихта материалдарының сипаттамасы	25
2.2 Зерттеу әдістемесі	26
2.3 Тізбекті фазалық түрлену әдісі.	26
2.4 Тәжірибелік зерттеу жұмыстарын жүргізу	26
3 Эксперименттік зерттеулер және олардың нәтижелері	32
3.1 Тәжірибе жүргізуге эксперименттік қондырғыларды дайындау	32
Қорытынды	38
Қолданылған әдебиеттер тізімі	39
Қосымша А	41
Қосымша Б	42
Қосымша В	47

КІРІСПЕ

Нарық талабы жаңа материалдар мен технологияларды үнемі іздестіруге, материал мен энергия үнемдеуге, экологиялық қауіпсіздікті қамтамасыз етуге, сондай-ақ болаттың сапасына өсіп келе жатқан талаптар кезінде оларды тез арада пайдалануға себепші болады. Сапаға қойылатын талаптардың артуы техниканың қазіргі заманғы даму деңгейіне сәйкес келетін жаңа болат балқытатын процестерді құруға алып келді. Мұндай технологиялардың бір элементі, тікелей жолмен темір алу болып табылады.

Темірді тікелей алудың жылдам және кең таралуы көптеген оң сәттерге байланысты, олардың бастылары:

- металлургиялық коксты жұмсамауға, оны отынның басқа түрлерімен ауыстыруға мүмкіндік бар;
- металлдағы қоспалардан, оның ішінде фосфордан, күкірттен толық босатылған таза түрде алу мүмкіндігі;
- сапасы жоғары, легіріленген болат алу мүмкіндігі;
- құнды компоненттер (хром, ванадий, никель) бар кенді қолдану мүмкіндігі;
- кеуекті темір өндіру үшін тиімді. Ол болат балқыту процестерінде, сондай-ақ темір ұнтағын дайындау үшін қолданылады.

Легірлеу-материалдардың құрамына негізгі материалдың физикалық, механикалық және химиялық қасиеттерін өзгерту (жақсарту) үшін қоспалар қосу. Легірлеу бірқатар технологиялық процедуралардың жалпылама түсініктемесі болып табылады, көлемді (металлургиялық) және беттік (ионды, диффузиялы және т.б.) легірлеуді ажыратады. Легірлегіш элементтер ретінде никель, хром, марганец, кремний, ванадий, вольфрам, азот, мыс, кобальт қосылады. Материалға беріктік беру үшін көп жағдайда титан қосылады.

Металлургия қоршаған табиғи ортаны ластау саласында көшбасшы болып табылатынын атап өту қажет.

Металлургиялық ластану, табиғи объектілер мен ортаның жай-күйіне айтарлықтай теріс әсер етіп қана қоймай, сонымен қатар халық денсаулығының нашарлауына да ықпал етеді.

Қара металлургия кәсіпорындарында құрылыс материалдарын өндіру кезінде жарамды қатты қалдықтардың көп мөлшері қалыптасады. Оларға домна, мартен, болат балқытатын және вагранкалы шлактарды, газ тазарту жүйелерінің шаң тәріздес қалдықтарын жатқызуға болады. Осы қалдықтарды жинау, сақтау және көму ірі экономикалық және экологиялық проблема болып табылады.

Қазақстанның қара металлургиясында жиналған қалдықтардың жалпы саны (темір кені, хром-кен және марганец - кен салалары) 6,2 млрд.тоннадан астам құрайды, оның ішінде: ілеспе өндіру және аршу – 92,8%, байыту – 6,1% және металлургиялық қайта бөлу – 1,1%. Қалдықтармен алып жатқан жер көлемі – 15 мың Га.

Қазіргі заманғы металлургиялық кешендер кәсіпорын аумағына іргелес полигондармен жабдықталған. Полигондарда жүздеген тонна өндіріс қалдықтары сақталады. Сондай-ақ қалдықтар шлам алаңдарында, үйінділерде жиналады.

1 Мәселенің күйіне шолу жасау

1.1 Темір кені концентратын өндіру процестері

Темір кені концентратын өндіру үшін, бар процестер байланыстырушы қоспалардан тұратын шихтаны дайындауға негізделген. Бентонит, оның сумен қоспасы, әктас, хлорлы кальций және басқа компоненттер бункерараластырғышта араластырылады және содан кейін барабанды, тарелкалы немесе тостаған окомковательдерге бағытталады.

Темір кені концентратын өңдеуге ұсынылатын тәсілдерді және темір кені концентратын өңдеуге арналған желіні қолдану қысқы уақытта тасымалдау кезінде МЕСТ-қа сәйкес байыту бөлігінен шығу бойынша рұқсат етілген ылғалдылығы 4% болатын темір кені концентратын алуға мүмкіндік береді. Технология темір кені концентратын мұзданудан "алдын алуға" және қысқы уақытта оның аязға төзімділігі мен сусымалылығын арттыруға мүмкіндік береді.

Технология, құрамында темір 54,4%, құрамында күкірт 0,04%, ылғалдылығы 4% бар профилактикалық темір кені концентратын алуға мүмкіндік берді. Алынған концентрат металлургиялық комбинаттар үшін МЕСТ талаптарына жауап береді, өңдеу алдында кептіруді талап етпейді және оны қысқы уақытта тиеу және тасымалдау кезінде аязға төзімділікке ие болады [1].

Алынған темір кені концентратын пайдалану, қысқы жағдайларда тиеу және тасымалдау кезінде ылғалды концентратты кептіруге жұмсалатын энергетикалық және материалдық шығындарды үнемдеуге мүмкіндік берді.

1.2 Конвертерлерде болат өндіру және конвертерлік шлактардың шығуы

Оттекті конвертер, шойынды болатқа өңдеу үшін арналған пеш. Шойынды металлдың үстіңгі жағынан, фурма арқылы байытылған оттегіні үрлеу арқылы болатқа өңдейді. Оттекті конвертер отынды қажет етпейді. 1 т шойын өңдеуге қажетті ауа саны 350 текше метрді құрайды.

Қазіргі уақытта сыйымдылығы 20-дан 450 т-ға дейінгі конвертерлер жұмыс істейді, онда балқыту ұзақтығы 30-50 мин құрайды.

Процесс болатты жаппай өндіру тәсілдерінің арасында басты рөл атқарады. Оттекті-конвертер тәсілінің мұндай табысы іс жүзінде кез келген құрамды шойынды қайта өңдеу, 10-нан 30%-ға дейін металл сынықтарын пайдалану, болаттың кең сортаментін сонымен қоса, легірленген болат алу,

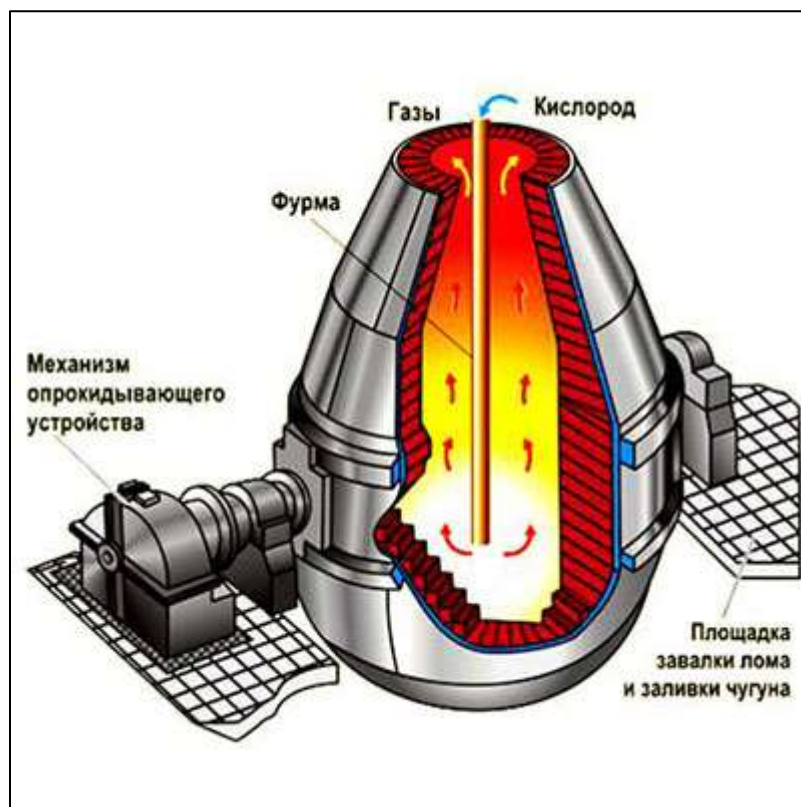
жоғары өнімділік, құрылысқа арналған аз шығындар, өнімнің жоғары икемділігімен қоса жоғары сапалы болат алу болып табылады [2].

Оттекті-конвертер процесінің технологиясында маңызды мәселе ол шлақтың түзілуі болып табылады. Шлак түзілуі фосфорды, күкіртті және басқа қоспаларды жою барысын едәуір шамада анықтайды, балқытылатын болаттың сапасына, жарамды шығысына және футеровканың сапасына әсер етеді. Жоғарыдан үрлеумен оттекті конвертеріндегі балқыту пешінің шлак құрамы, %: 40-50 CaO; 10-25 FeO; 13-23 SiO₂; 5-15 MnO; 4-6 MgO; 1-3 P₂O₅.

Оттегі конвертердегі шлак түзілуі. Жоғарыдан оттегімен үрлеумен оттекті-конвертер процесінің ерекшелігі – шойын құйылғаннан кейін, дереу, әкті ерітуге ықпал ететін (FeO) жоғары концентрациясы бар шлақты қалыптастыру. Бұл ерекшелікті пайдалану үшін әктің бірінші бөлігін (жалпы шығынның 30-50%) конвертердің түбіне немесе болат сынығына, немесе үрлеудің басында отырғызады. Екінші және үшінші бөліктерді 2-3 минут аралықпен барлық әктің 90 %-ын үрлеудің бірінші жартысында енгізетіндей етіп отырғызады. Физикалық және химиялық белсенді шлақтың қарқынды қалыптасуы, шығарындыларсыз, сондай-ақ шлақты жүктеп алмастан, фурма кесігінің деңгейін реттеумен, сондай-ақ сусымалы қоспалармен қамтамасыз етеді.

1.3 Жоғарыдан үрленетін оттекті-конвертер процесі

Конвертердің алмұрт тәрізді формасы және концентрлі мойны бар. Бұл конвертер қуысына оттегі фурмасын енгізу, газ шығару, шойын құю және сынықтар мен шлак құраушы материалдарды құю үшін жақсы жағдайларды қамтамасыз етеді. Конвертердің қаптамасын қалыңдығы 20-дан 100 мм-ге дейін дәнекерленген болат беттерден жасайды. Конвертердің орталық бөлігінде аудару құрылғысымен қосылатын цапфалар бекітіледі. Конвертерді бұру механизмі цапфаны приводпен байланыстыратын беріліс жүйесінен тұрады. Конвертер көлденең осьтің айналасына 0,01-ден 2 айн/мин дейінгі жылдамдықпен 360° бұрылуы мүмкін. Сыйымдылығы 200 т-дан асатын үлкен жүкті конвертерлер үшін екі жақты привод қолданылады, мысалы, әрбір цапфаға екеуден төрт қозғалтқыш.



1.1 Сурет – Бұрылыс механизмінің екі жақты приводы бар сыйымдылығы 300 т конвертер

Конвертердің дулыға бөлігінде болат шығаруға арналған летка бар. Летка арқылы болат шығару шлақтың металға түсу мүмкіндігін болдырмайды. Летка суға батырылған отқа төзімді балшықпен жабылады [3].

Процесс барысы. Оттегі конвертердегі болат өндіру процесі келесі негізгі кезеңдерден тұрады: металл сынықтарын тиеу, шойын құю, оттегімен үрлеу, шлак құраушы материалдарды тиеу, болат пен шлақты төгу. Конвертерді жүктеу болат сынықтарын тиеуден басталады. Сынықтары бұрылып тұрған конвертерге мойны арқылы лотоктық типті тиегіш машиналардың көмегімен жүктейді. Содан кейін құю крандарының көмегімен сұйық шойын құйылады, конвертерді тік күйге орнатады, фурманы енгізеді және кемінде 99,5% O_2 таза оттегін беруді қамтиды. Үрлеудің басталуымен бір мезгілде шлак құрушылар мен темір кендерінің бірінші порциясын (жалпы санының 40-60%) жүктейді. Сусымалы материалдардың қалған бөлігін конвертерге, бір немесе бірнеше бөліктермен, үрлеу процесінде көбінесе үрлеу басталғаннан кейін 5-6 минуттан кейін береді.

Шойынның барлық қоспаларының тотығуы үрлеудің басынан басталады. Бұл ретте үрлеудің басында ең қарқынды кремний мен марганец тотығады. Бұл металлдардың тотығуы салыстырмалы төмен температураларда (1450 – 1500 °C және одан аз) басталады. Бұл элементтердің оттегіге жақын болуымен түсіндіріледі.

Оттекті-конвертерлік процесте көміртегінің тотығуы маңызды, себебі балқытудың температуралық режиміне, шлак түзілуіне және фосфордан, күкірттен, газдан және металл емес қоспалардан металды рафинирлеу процесіне әсер етеді.

Оттекті - конвертерлік өндірістің өзіндік ерекшелігі ваннаның көлемі бойынша да, үрлеу барысында да көміртектің бірқалыпты емес тотығуы болып табылады.

Үрлеудің алғашқы минутынан көміртегінің тотығуымен бірге, бір мезгілде дефосфорация процесі – фосфорды жою басталады. Фосфордың ең қарқынды жойылуы металдың салыстырмалы төмен температурасында, үрлеудің бірінші жартысында жүреді, ал шлактың құрамында жоғары болған кезде (FeO); шлак негізділігі және оның саны тез артады. Оттекті-конвертер процесі $<0,02\%$ P болатын дайын болат алуға мүмкіндік береді [4].

Оттекті-конвертерлік процессі күкіртті жою процесі, фосфорды жою үшін қолайлы деп санауға болмайды. Себебі, шлактың көп мөлшері (FeO) және шлактың жоғары негізділігі ($> 2,5$) үрлеудің екінші жартысында ғана пайда болады. Оттекті-конвертерлік процессі кезінде десульфаризация дәрежесі 30-50% шегінде болады және дайын болаттағы күкірт мөлшері 0,02-0,04% құрайды.

Көміртегінің берілген құрамына жеткенде үрлеу тоқтатылып, фурманы көтереді, конвертерді еңкейту арқылы металды (металл мен шлактың араластырылуын азайту үшін) ковшқа құяды.

Алынған металл құрамында оттегінің жоғары мөлшері бар, сондықтан балқытудың соңғы операциясы болып, болат құю ковшында жүргізілетін металды қышқылдандыру болып табылады. Бұл мақсат үшін болатты арнайы бұрылатын желоб бойынша ағызумен бір мезгілде ковшқа қышқылдандырғыш пен легірлегіш қоспалар түседі. Конвертерден шығатын шлакты мойны арқылы шлаковозда, конвертердің астында орнатылған шлак ковшына құяды.

Оттекті-конвертер процесінің ағымы температуралық режиммен байланысты. Үрлеу санының өзгеруімен және конвертерге салқындатқыш-металл сынықтарын, темір рудасын, әктасты енгізумен реттеліп өзгертіледі. Конвертерден шығару кезіндегі металдың температурасы шамамен 1600°C .

Үрлеу кезінде конвертерде шығатын газдардың едәуір мөлшері пайда болады [5].

Шығатын газдардың жылуын пайдалану және оларды шаңнан тазарту үшін әрбір конвертерде котел-утилизатор және газдарды тазалауға арналған қондырғы жабдықталған.

1.4 Берілген немесе қосарланған үрлеу кезіндегі конвертердегі процестер

1976 жылы ТМД қара металлургия институты жоғары фосфорлы шойынды қайта жасау үшін Ф-ҚМИ процессімен аталған процесс әзірленді. Бұл процесс түбті фурмалар арқылы (табиғи газдың қорғау ортасының қабығында оттегімен) және жоғарыдан (таза оттегімен) бір мезгілде үрлеуді қарастырады.

ГФР – да 1967-1968 жылдары "Eisenwerk-Gesellschaft Maximilians-hutte"

("Maxhutte") компаниясының зауыттарының бірінде көмірсутектердің сақиналы ағындарымен қоршалған, төменнен оттегі ағындарымен үрлеу әдісі кең өнеркәсіптік ауқымда сыналды.

Оттегінің ағысы "салқындатқышпен" - табиғи газбен (метан, пропан, бутан және т.б.) қоршалған фурма көмегімен конвертердің түбінен жоғарыфосфорлы шойынды үрлеу процесі үлкен қолданысқа ие болды. Технологияның бірқатар нұсқаларында оттегімен бірге ваннаға ұнтақталған әк үрленеді. Процесс OBM (Охуден Bottom Maxhutte – оттегі – түбі – Максхютте) деп аталды.

Жоғарыдан оттегіні беретін конвертерлермен салыстырғанда оттегі төменнен үрленетін конвертерлер біршама аз көлемімен ($0,5-0,9\text{ м}^3/\text{т}$) ерекшеленеді. Бұл ұнтақ тәрізді әктасты төменнен үрлеген кезде (әсіресе көмірсіздендіру кезінде) процесс ауытқусыз және шамадан тыс қайнауысз өтеді. Шамадан тыс қайнау, ванна көлемінің жекелеген учаскелерінде металдың қатты тотығуынан туындайды. Конвертердің түбінің орталық бөлігіне, қабырғалардан біраз қашықтықта оттегіні беру үшін фурмаларды (түптерді толтыру кезінде) орнатады. Әр фурма әдетте екі концентрациялы құбырдан тұрады, ішкі құбыр бойынша оттегі, ал ішкі және сыртқы арасындағы саңылауға – қорғаныс газы немесе сұйық отын беріледі. Жоғары температураның әсерінен ішкі және сыртқы құбырлар арасындағы қуыс арқылы түсетін көмірсутектер ыдырайды, оған белгілі бір жылу мөлшері шығындалады $\text{C}_x\text{H}_y \rightarrow x\text{C} + y / 2\text{H}_2 - Q$. Әдетте метаннан тұратын табиғи газдың шығыны оттегі шығынынан 6-7%-ды құрайды, пропан шығыны $\sim 3,5\%$. Көмірсутектер ыдыраған кезде пайда болатын көміртегі мен сутегі ішінара жанады, ішінара металда ерітіледі. Ваннадан шыққан сутегі мен көміртек тотығы жылу бөлігін алып кетеді. Есептеулер, көміртегі мен сутегінің фурма аймағындағы ішінара жағудан пайда болған жылу, көмірсутегінің қыздыру мен ыдырауына және шығатын газдармен жылу шығынын ұлғайтуға қарағанда аз екенін көрсетті. Осыған байланысты төменнен үрлеу кезінде жоғарғыға қарағанда салқындатқыштардың (сынықтар немесе темір кендері) біршама аз (2-3%-ға) мөлшері өңделеді [6].

Фурмалар алдындағы қысымды және ішкі құбырдың өлшемін анықтау кезінде алдын ала есептеулер және моделирование көмегімен екі соңғы жағдайды ескереді:

а) ағынның шамадан тыс жоғары турбуленттілігі кезінде оттегінің қорғаныш газымен араласуы бірден фурмадан шыққан аймақта жүреді және фурманың тұрақтылығы төмен болады;

б) оттегі мен газдың белгілі бір шығындары кезінде араласу жағдайын және оттегінің сіңу дәрежесін нашарлататын металл ваннасы арқылы ағындардың арналық сипаты болуы мүмкін (газ фазасына ваннадан ағады).

Конвертерді төңкеру кезінде (сынамалар алу, өлшеу, металл температурасын, балқытуды шығару үшін) фурмаға металдың ағып кетуін болдырмау үшін, олар арқылы оттегі емес, қандай да бір инертті газ беріледі. Көбінесе аргон немесе азот қолданылады. Осылайша, бұл үрлеуде ваннаны төменнен оттегімен ғана емес, инертті газбен үрлеу мүмкіндігі бар.

Көміртектендіру реакцияларының қолайлы жағдайы:



Төменнен үрлеу процесі, балқыту барысында металл мен шлақтың аз тотығуын қамтамасыз етеді. Егер жоғарыдан үрлеу кезінде шлак ішіндегі темір шала тотығының концентрациясы барлық балқыту барысында кемінде 15 - 25 % -ды құраса және операция соңында одан да өссе, онда төменнен үрлеу кезінде шлақтағы темір шала тотығының құрамы 5-7%-дан аспайды және көміртегінің төмен концентрациясы кезінде ғана 15-25%-ға дейін өседі.

Жұмыс мәліметтері бойынша жоғарғы және төменнен үрлеу кезінде шлақтың тотығу деңгейін салыстыру (1.2) суреттегі жұмыс мәліметтері бойынша [7].

Фурмаларды қорғау үшін берілетін құрамдас бөліктердің ыдырау және тотығу өнімдерімен газ фазасын сұйылту. Көміртегі тотығын бөлу үшін өте қолайлы жағдайлары, төменнен үрлеу кезінде металдың тотығуы тіпті $P = 100$ кПа кезіндегі тепе-теңдіктен төмен болуына әкеліп соғады.

Егер операцияның аяқталуы таза оттегіде емес, қоспаға оттегі және инертті газ беріп жүргізілсе, үрлеудің соңында металдың тотығуы көміртегінің төмен концентрациясы кезінде азайтылуы мүмкін. Бұл қоспада оттегінің үлесі аз болса, металл мен шлақтың тотығуы аз болады. Әрине, толығымен инертті газдан

тұратын қоспаны үрлеу тек қысқа мерзімді болуы мүмкін, себебі инертті газбен үрлеу кезінде ванна салқындатылады.

Төменнен үрлеу кезінде марганецтің тотығу жағдайлары өзгереді.

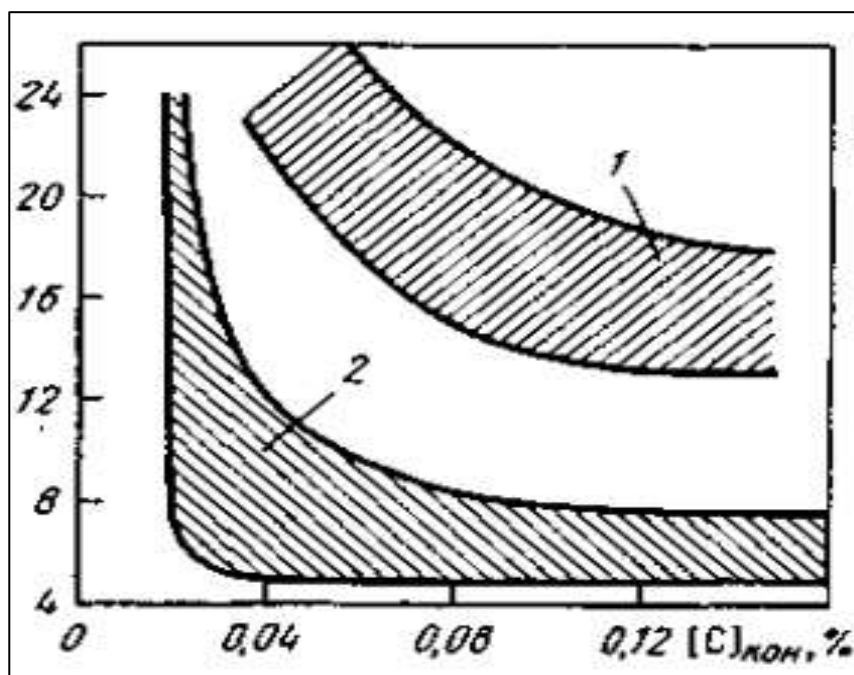
Реакцияның тепе-теңдік константасы



$$K = a_{(\text{MnO})} / [\text{Mn}] \cdot a_{(\text{FeO})}, \quad (1.4)$$

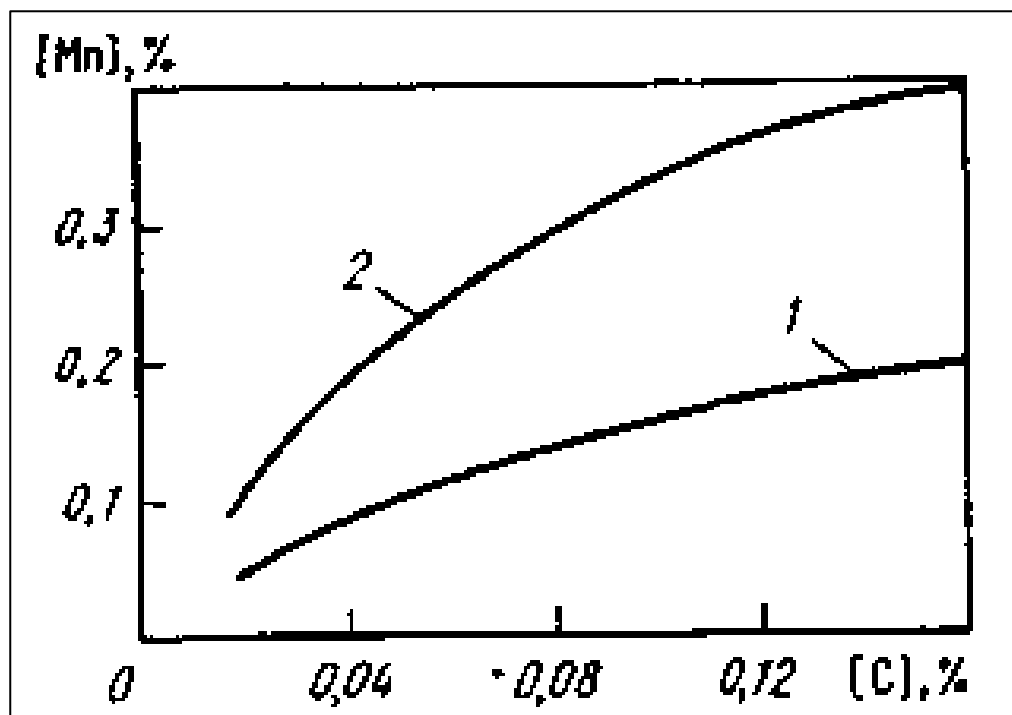
$$[\text{Mn}] = 1/K \cdot a_{(\text{MnO})} / a_{(\text{FeO})}. \quad (1.5)$$

Төменнен үрлеу кезінде шлақтың тотығуы жоғардан үрлеуден қарағанда айтарлықтай төмен болғандықтан, балқыту барысында марганец мөлшері жоғары болады. Үрлеу барысында шойында 0,5-0,8% Mn болат болған кезде марганец мөлшері 0,25-0,50% шегінде ауытқып, <0,20% мәндерге дейін көміртегінің өте төмен концентрациясы кезінде ғана түседі (1.3) суреттегі жұмыс мәліметтері бойынша.



Жоғарыдан оттегімен (1) және төменнен үрлеуде (2) оттекті-конвертер процесінде (оттегімен бірге төменнен ұнтақ тәрізді әк беріледі)

1.2 Сурет – Шойынды қалыпты үрлеуде соңғы шлаққа темірдің (тотықтар түрінде) үлесі



1-жоғарыдан үрлеу; 2-төменнен оттегімен және ұнтақ тәрізді әкпен үрлеу

1.3 Сурет – Конвертерде үрлеу барысы бойынша, көміртегі құрамына байланысты марганец құрамының өзгеруі

Металлды көміртегінің төменгі құрамына дейін үрлеу керек (яғни балқытудың соңында тотықтырғыш шлақты алуға қол жеткізу) және содан кейін металлды ковште көміртектендіру керек. Жоғары фосфорлы шойындарды қайта өңдеу кезінде металда фосфордың төмен концентрациясын алу шлак жүктелген жағдайда ғана мүмкін болады [8].

Аса қарқынды үрлеумен, сондай-ақ оттегіден мен көмірсутектерден басқа заттарды енгізумен байланысты уақыт бірлігінде шығатын газдардың көлемі жоғарғы үрлеумен салыстырғанда шамамен 20%-ға көп; шығатын газдарда балқыту шаңы шамамен бес есе аз болады, алайда бұл шаң бөлшектерінің орташа мөлшері айтарлықтай кіші (газ көпіршіктері бар ваннадан өте ұсақ бөлшектер кетеді). Конвертерден шығатын газдардың құрамының елеулі айырмашылығы олардағы көміртегі мен сутегі тотығының жоғары құрамы болып табылады (Үрлеудің жекелеген сәттерінде 20-30%-ға дейін, мысалы, көмірсіздендіру кезеңінің соңында). Газдардың мұндай құрамы шаң ұстағыш қондырғылардың жұмысына, ең алдымен еңбекті қорғау және қауіпсіздік техникасы тұрғысынан өте жоғары талаптар қояды [9].

LBE процесі деп аталатын аралас процесс кең таралған, (1.4) суреттегі жұмыс мәліметтері бойынша, және 1977ж. 60-т өнеркәсіптік конвертерде алғаш рет сыналған бұл процестің мәні конвертерде шойынды оттегімен, төменнен,

отқа төзімді кеуекті қондырмалар арқылы үрлеу операциясы аяқталғанға дейін бірнеше минут бұрын аргонның, аргонның азотпен немесе азоттың қоспаларын біраз ($<1,7\text{м}^3/\text{т}$) береді.

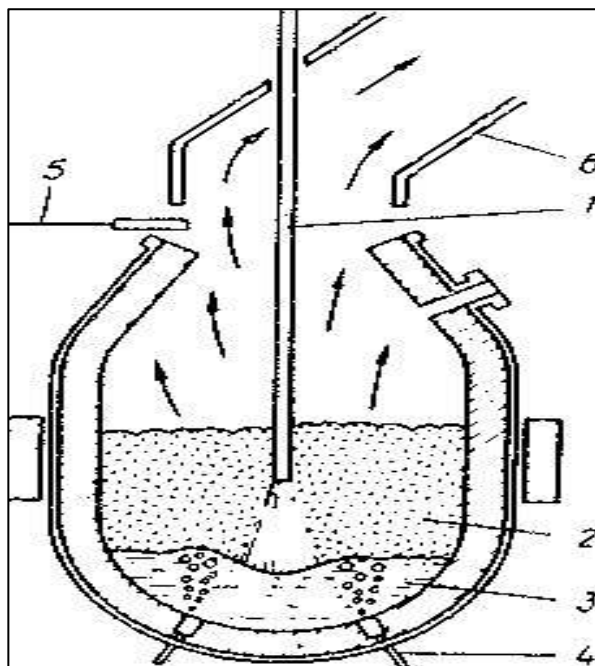
Төменнен үрлеуді беру болаттың кәдімгі маркалары үшін жоғарыдан оттегімен үрлеу аяқталғаннан кейін 1-2 минуттан соң және төмен көміртекті болат үшін 48 минуттан кейін тоқтатылады [10].

Шлакпен металды араластыру жағдайларының жақсаруы, көміртегінің құрамына байланысты (металдағы көміртекпен өзара әрекеттесудің нәтижесінде) шламтағы темірдің мөлшерін 14-22% дан 6-18%-ға дейін азайтуға, ваннаның тотықтануын төмендетуге, әктас пен доломит шығынын ($\sim 12\text{кг}/\text{т}$), қышқылдандырғыштардың шығынын (алюминий $0,3\text{-}0,4\text{кг}/\text{т}$, ферромарганец $0,2\text{-}0,7\text{ кг}/\text{т}$), оттегі шығынын $\sim 1,2\text{м}^3/\text{т}$ (қождың тотығу әлеуетін неғұрлым тиімді пайдалану нәтижесінде) азайтуға мүмкіндік береді. Және де темірдің шлампен жоғалымын, металдың шығуының $0,5\%$ артуы есебінен, төмендетуге болады.

Балқытудың соңында металды инертті газбен үрлеу оны газдар мен қосындылардан тазарту шарттарын жеңілдетеді. 1982 жылға қарай әлемде тек LBE-процессімен 30-дан астам конвертер жұмыс істеді (соның ішінде Францияда 15, Люксембургте 6, Австралияда 5 және т.б.) біріктірілген үрлеумен конвертерлердің жалпы саны шамамен 100-ге жетті [11].

Оттегімен үрлеудің уақытының азайтылуы (ваннаны төменнен үрлеп қарқынды араластыру кезінде) және металдың қорытынды сатысында аз тотыққан шлампен араластыру, металда фосфордың төмен құрамын алу жағдайларын қиындатуы мүмкін.

Көміртек жоғары болған жағдайда, қиыншылықтар туындауы мүмкін. Бұл мәселені шешудің мысалы KG-LI процесі болуы мүмкін. Бұл ретте ұнтақ тәрізді әкті шлам пайда болған сәтте, оттегі ағынымен, жоғарғы фурма арқылы үрлейді. Төменгі фурмалар арқылы араластыру газы (аргон немесе азот) үрленеді. Бұл процесс құрамында 9% Ni және фосфордың аса төмен мөлшері бар, жоғары көміртекті болатты балқыту үшін табысты қолданылады.



1-оттегіні беруге арналған фурма; 2-шлак; 3-металл; 4-аргонды немесе азотты беруге арналған кеуекті қондырғылар; 5-шығатын газдардың құрамын бақылау; 6-газдарды және балқыту тозаңын бұру

1.4 Сурет – LBE-конвертерінің "Stelco зауытының" (Канада) схемасы

Аталған мысалдар жиынтықталған үрлеудің көптеген нұсқаларын кеңінен пайдалану сапалы болаттардың өндірісіндегі түрлі мәселелерін шешуге мүмкіндік беретінін көрсетеді. Бұл ретте, кәдімгі конвертерлерді құрамдастырылған үрлеуге қайта жабдықтау жоғарғы үрлеуді төменгі үрлеумен ауыстырудан оңайырақ екенін ескеру қажет.

1.5 Шлактарды қайта өңдеу және металлургиядағы қалдықсыз технология

Металлургиялық шлактардың негізін CaO , SiO_2 , MgO және FeO оксидтері құрайды. Шлактағы SiO_2 құрамының жоғарылауы оларды қышқылға, ал әктің жоғарылауы негізгілерге жақындатады. Темір оксидтерінің құрамы бойынша, атап айтқанда, FeO , шлактарды тотыққан және тотықсызданған болып бөлінеді. FeO -ның елеулі мөлшері шлакты тотыққан қылады.

FeO -дан басқа, шлактарда темірдің Fe_3O_4 және Fe_2O_3 жоғары оксидтері бар. Шлакта күкірт сульфидтері немесе Ca , Mn және Fe сульфаттары түрінде болады.

Кейбір жағдайларда шлактарда Ti , B , V оксидтері және басқа қосылыстар бар [12].

Шлакқа кіретін оксидтер үш топқа бөлінеді: қышқылдық - негізгі оксидтермен тиісінше силикаттар, фосфаттар және сульфаттар түзеді (SiO_2 , P_2O_5 , SO_2 , SO_4); негізгі-қышқыл оксидтермен тиісті тұздар түзеді (CaO , MgO , FeO); амфотерлік-басқа компоненттердің құрамына байланысты қышқылды ретінде және негізгі ретінде де бола алатын (Al_2O_3). Металлургиялық шлактарды әдетте басты қышқыл оксиді SiO_2 құрайды, олар көбінесе силикатты түзілімдерді құрайды, сондықтан кейде оларды SiO_2 құрамындағы оттегі атомдары санының негізгі оксидтерге кіретін оттегі атомдарының санына қатынасы бойынша жіктейді.

Металлургиялық шлактар балқытылатын металдың түрлері бойынша домна, мартен, конвертерлік, электр болат пешінің, ферроқорытпа, вагранкалы болып бөлінеді. Оларды екі топқа біріктіруге болады: бастапқы металлургиялық процестердің шлактары – домна және ферроқорытпа, қайталама процестердің шлактары - болат балқыту және вагранка.

Болат балқыту шлактары. Болат балқыту процесінің шлактары тазалау әсеріне ие және болатты фосфор мен күкірт сияқты зиянды қоспалардан тазартады. Сонымен бірге олар металды тотығудан газ фазасымен қорғайды. Электрметаллургиялық процестерде шлак қосымша жүктеме кедергісінің рөлін атқарады [13].

Балқыту агрегатында үздіксіз қозғалыста бола отырып, жоғары температуралық балқытпа футеровканы механикалық ыдырау есебінен, сондай-ақ футеровка компоненттерін химиялық еріту есебінен бұзады. Белгілі болғандай, кез келген жүйе тепе-теңдік күйге жетуге ұмтылады. Нәтижесінде металдан шлакқа бағалы, металға қажетті элементтердің қатары өтеді, бұл ашытқыш, легірлеуші қоспалардың жоғары шығынын тудырады.

Сонымен қатар, шлакта металдың белгілі бір саны қалып қояды, бұл тек жарамды металдың жалпы шығуын төмендетеді ғана емес, сонымен қатар басқа өндіріс пен ауыл шаруашылығында қолданылатын өнімге шлакты одан әрі өңдеуді қиындатады.

Шлактардың тағайындалуына және олардың болат балқыту процестеріндегі функцияларына байланысты оларға физика-химиялық қасиеттері бойынша белгілі бір талаптар қойылады. Әдетте, болат балқыту шлактары сұйық жылжымалы болуы, жоғары рафинирлеу қабілеті және тұтқырлығы төмен болуы, сондай-ақ пештің футеровкасына қатысты инертті немесе аз агрессивті болуы тиіс.

Қышқыл футеровкалы агрегаттардағы болат өндірісінің көлемі аса көп емес екенін ескере отырып, одан әрі тек негізгі шлактар ғана қарастырылатын болады. Қазіргі уақытта болат балқыту шлактары болат өндірісінің түрлері

бойынша (мартен, конвертерлік және электробалқыту), сондай-ақ балқыту кезеңдері бойынша (бастапқы және соңғы) болып жіктеледі. Елдегі болат балқыту өндірісінің шлактарының ең көп санын мартендік шлактар құрайды, олар бастапқы (шойын агрегаттарына берілгеннен кейін балқыту процесінде жүктелетін) және балқытудың соңында пештен шығарылатын соңғы болып бөлінеді. Мартен шлактарының үлес шығуы орта есеппен 180кг/т болатты құрайды [14].

Құрамында ванадий бар шойындарды НТМК-де өңдеу кезінде шлақтың екі түрі пайда болады: ванадий (ванадий мөлшері 9%-ға жетеді), ол ванадий алуға арналған жартылай өнім және конвертерлік болат өндіру кезінде алынатын "болат шлагы". Бұл шлақтың шығуы аз және болаттың шығуынан 5-7% ғана құрайды.

1.6 Легірлеу

Легірлеу – материалдардың құрамына негізгі материалдың физикалық, механикалық және химиялық қасиеттерін өзгерту (жақсарту) үшін қоспалар қосу. Легірлеу бірқатар технологиялық процедуралардың жалпылама түсініктемесі болып табылады, көлемді (металлургиялық) және беттік (ионды, диффузды және т.б.) легірлеуді ажыратады.

Әртүрлі салаларда әртүрлі легірлеу технологиялары қолданылады.

Металлургияда легірлеу негізінен балқымаға немесе шихтаға қорытпаның механикалық, физикалық және химиялық қасиеттерін жақсартатын қосымша заттарды енгізумен жүргізіледі. Металдар мен қорытпалардың үстіңгі қабатының әр түрлі қасиеттерін (қаттылығын, тозуға төзімділігін, коррозияға төзімділігін және т.б. арттыру) өзгерту үшін беттік легірлеудің әртүрлі түрлері қолданылады. Легірлеу металлургиялық өнім мен металл бұйымдарының сапасын арттыру мақсатында металл материал алудың әртүрлі кезеңдерінде жүргізіледі.

Легірленген болат – қарапайым қоспалардан басқа, қандай да бір химиялық және физикалық талаптарға сәйкес келуі үшін қажетті қосымша заттармен асылдандырылған болат.

Қарапайым болат темірден, көміртектен және қоспалардан тұрады, онсыз бұл материалды елестету мүмкін емес. Легірленген болатқа легірлеуші деп аталатын қосымша заттар қосылады. Олар болаттың белгілі бір жағдайларда қажетті қасиеттерге ие болуы үшін қолданылады [15].

Көптеген жағдайларда темірге, қоспаларға және көміртекке қоспалайтын элементтер ретінде никель, ниобий, хром, марганец, кремний, ванадий, вольфрам, азот, мыс, кобальт қосылады. Сондай-ақ мұндай материалда молибден және алюминий сияқты заттар сирек кездеседі. Материалға беріктік беру үшін көп жағдайда титан қосылады.

Кейбір легірлеуші элементтер, мысалы, никель, кремний, кобальт, мыс, көміртегімен химиялық қосылыстар (карбидтер) түзбейді және негізінен ферритте бөлінеді.

Басқа элементтер – вольфрам, хром, ванадий, марганец, молибден, титан және т.б. – көміртегімен карбидтер құрайды.

Болаттың құрамында карбидтердің болуы оның қаттылығын және беріктігің артуына ықпалын тигізеді, ал аспаптық болатта кескіш қасиеттерге де ықпал етеді.

Болаттың мұндай түрі үш негізгі санаты бар. Легірленген болаттың қандай да бір топқа қатынасы, онда болаттың және қоспалардың, сондай-ақ легірленген қоспалардың қанша болуына байланысты.

Легірлеуші элементтері бар болаттың үш негізгі түрі бар:

а) Төмен легірленген болат. Ол екі жарым пайыз легірлеуші қосымша элементтердің бар болуымен сипатталады.

б) Орташа легірленген болат. Бұл материал құрамында 2.5-10% дейін легірлеуші қосымша заттар бар.

в) Жоғары легірленген болат. Бұл түрге қоспалардың саны он пайыздан асатын болат материалдар жатады. Мұндай болаттағы осы компоненттердің саны елу пайызға жетуі мүмкін.

Легірленген болаттың тағайындалуы. Легірленген болат қазіргі өнеркәсіпте кеңінен қолданылады. Ол беріктігінің жоғары деңгейіне ие, бұл одан әртүрлі металл прокатын кесу және шабуға арналған жабдықты жасауға мүмкіндік береді. Өз мақсаты бойынша легірленген болаттар 3 түрге бөлінеді, оның ішінде негізгі түрлері:

а) конструкциялық легірленген болат,

б) аспаптық легірленген болат,

в) ерекше химиялық және физикалық қасиеттері бар легірленген болат.

Легірленген болаттардың сипаттамалары әртүрлі болуы мүмкін. Олар негізгі элементтердің арақатынасының арқасында бөлінеді. Мұндай түрдегі болаттар кез келген жағдайда коррозияның пайда болуына берік және төзімді болып табылады [16].

Легіріленген болаттардың қасиеттері әртүрлі. Олар негізінен болат материалдардың жекелеген түрлерін өндіру кезінде легірлеуші ретінде қолданылатын қоспалармен анықталады.

Қосылған легірлегіш компоненттерге байланысты болат келесі сапаға ие болады:

Беріктігі. Бұл қасиет оның құрамына хром, марганец, титан, вольфрам қосылғаннан кейін пайда болады.

Коррозияға төзімділігі. Бұл сапа хром, молибден әсерінен пайда болады.

Қаттылық. Болат хром, марганец және басқа элементтердің арқасында қаттылығы жоғарылайды.

Хромның болат құрамында карбидтерді құруға ұмтылуы басқа легірлеуші қоспалардың арасында орташа болып табылады. Хром болаттың термиялық беріктікке қабілеттілігін, олардың коррозияға және тотығуға төзімділігін арттырады, жоғары температураларда беріктіктің жоғарылауын қамтамасыз етеді, сондай-ақ жоғары көміртекті болаттардың абразивті тозуына қарсылықты арттырады.

Болат құрамындағы хром карбидтері тозуға төзімді. Олар болат лезвиелерінде төзімділікті қамтамасыз етеді. Хромды болаттан пышақтардың жүздерін жасау бекер емес. Күрделі хромо-темірлі карбидтер аустениттің қатты ерітіндісіне өте баяу кіреді де, сондықтан мұндай болаттарды шыңдауға қыздыру үшін қыздыру температурасында ұзақ уақыт ұстау қажет. Хром болаттардағы ең маңызды легірлеуші элемент болып саналады. Болатқа хромды қосу фосфор, қалайы, сүрме және мышьяк сияқты қоспаларды түйіршіктердің шекарасына сегрегациялауға итермелейді, бұл болатта босансуды тудыруы мүмкін.

Марганец. Болаттағы марганец құрамының артуымен беріктік шегі біршама артады, ал салыстырмалы ұзартылуы керісінше төмендейді. Болатта көміртегінің мөлшері аз болған сайын марганецтің әсері көбірек байқалады.

Марганецтің құрамы бірдей жақсартылған болаттың механикалық қасиеттерінің жалпы кешеніне әсері. Марганец құрамының 0,45-тен 1,35%-ға дейін артуы 0,25-0,28% С болатын болаттың механикалық қасиеттеріне салыстырмалы әлсіз әсер етеді; марганецтің болаттың құрамында салыстырмалы көп болуы (2,79%-ға дейін) кезінде иілгіштіктің және соққы тұтқырлығының бір мезгілде айтарлықтай төмендеуі кезінде беріктік көрсеткіштерінің айтарлықтай жоғарылауы байқалады [17].

Марганец құрамының 0,45-тен 1,35%-ға дейін артуы тұтқырлықтың температуралық қорының біршама жоғарылауын тудырады, бірақ бұл жағдайда 2,79% Mn болат сынғыш бұзылуға жоғары бейімділігін көрсетті.

0,35-0,40% термиялық жақсартылған болаттың тұтқырлығына марганецтің жоғары мөлшерінің әсер етуінің теріс әсері В. Д. Садовский мен Н. П. Чупраковаға да орнатылды, олар "тек 1,5% аспайтын марганецтің құрамы кезінде ғана жақсы соққы тұтқырлығына сенуге болады" деген қорытынды жасады.

Алайда, болаттағы көміртегі құрамының төмен болуы кезінде марганецтің Елеулі мөлшерінің болуы (3-5% дейін) термиялық жақсартылған болаттың тұтқырлығының нашарлауын туындатпайтыны туралы нұсқаулар бар.

0,09-0,14% шегінде көміртегі болған жағдайда, тіпті 4% Mn болғанда да, соққы тұтқырлығы өте жоғары деңгейде сақталады, ал беріктік шегі мен аққыштық шегі өседі.

0,25-0,37% болатта марганец құрамының 3%-дан жоғары ұлғаюы тұтқырлықтың төмендеуімен қатар жүреді. И.Е. Конторович былай деп есептейді: "құрамында көміртегі аз болаттар (0,12-0,15%) және марганец 3-5% болатын болаттардың жоғары механикалық қасиеттері бар. Тұтқырлықтың күрт төмендеуі марганецтің дәл осындай құрамда көміртегі мөлшері жоғары болаттарда ғана анықталады".

2 Тәжірибелік зерттеулер

2.1 Тәжірибелік зерттеулерде қолданылатын шихта материалдарының сипаттамасы

Конвертерлік шлактардың үйінділерде жиналуы өсіп келуде. Осыған карамастан, оларды қайта өңдеу әзірге өнеркәсіптікте маңызылығын таба алмауда. Бұл, шлакта темірдің мөлшері 22,0-26,0% шегінде ауытқуына байланысты. Шлактан осыншама темір концентрациясын шығару экономикалық тұрғыдан тиімсіз.

Дегенмен, шлактың құрамында әдетте бағалы легірлеуші металдар болып табылатын марганец, хром және ванадий оксидтері бар. Сондықтан, конвертерлік шлакты қайта өңдеу технологиясын әзірлеу, ең алдымен шихта қоспасын дайындауға негізделу қажет. Құрамында 60% және одан да көп темір бар өнеркәсіптік қалдықтар және құрамында темірі 22,0-26,0% болатын конвертерлік шлактан шихта құрастырылады. Темір концентрациясы бойынша көрсетілген компоненттердің 50-55% деңгейіндегі қоспасы, жаңа технологиялық процестің экономикалық тиімділігін қамтамасыз етеді [18].

Металлургиялық кәсіпорындарда жиналатын конвертерлік шлакпен қатар,жүйелі,құрамында темір бар өнеркәсіптік қалдықтар бар – бұл 60-62,0% деңгейінде темірі бар конвертерлік шлам; құрамында 68,0-70,0% деңгейінде темірі бар табакты прокатты өңдеуден темір оксиді және прокатты окалина.

Тәжірибелік жұмыстарды жасау үшін темірдің қызыл тотығы (окалина), конвертерлік шлак және редуционер-реагент ағаш көмірі қолданылылып шихта дайындалды. Тәжірибелік зерттеу жұмысын жүргізуге арналған шихта материалдарының химиялық құрамы 2.1-ші кестеде көрсетілген.

2.1 Кесте – Оксидті материалдардың химиялық құрамы

Материалдар дың атаулары	Химиялық құрамы, %											
	Fe _{обш.}	FeO	Fe ₂ O ₃	Mn	MnO	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	P	S
Темір тотығы (окалина)	68,2	—	98,0	—	—	—	—	—	—	—	0,03	0,02
Конвертерлік шлак	19,86	11,37	—	3,8	4,9	14,09	3,44	35,2	2,54	3,73	1,29	0,058
Ағаш көмірі *	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,37
Ескерту: * – қалғаны күл A ^c = 1,63.												

2.2 Зерттеу әдістемесі

Зерттеу әдістемесі АКММ (Адсорбциялық-автокаталитикалық механизмге) негізделген [18].

2.3 Тізбекті фазалық түрлену әдісі.

Шихта құрамындағы металл оксидтерінің тізбектей фазалық түрленуі нәтижесінде бөлінетін оттегінің мөлшері және осы редукция процесіне жұмсалатын көміртегінің мөлшері академик-профессор С.М.Тлеугабулов әдістемесі бойынша есептелді [19].

2.4 Тәжірибелік зерттеу жұмыстарын жүргізу

100 грамм болатты балқыту үшін дисперсиялық темір кені, марганец және хромит материалының шығынын анықтау үшін шихтаны есептеу жүргізілді. Қабылданған әдістемеге сәйкес шихтаны металдандыру мен балқытудың эксперименталдық зерттеулері жүргізілді, ол шихтаның есебі мен металл шығымының есебінде келтірілген. Эксперимент жүргізу үшін шихта дайындалды. Компоненттердің арақатынасын келесі зерттеу операцияларының белгіленген әдістемесі бойынша анықтаймыз [20].

2.1-кестеде көрсетілгендей, конвертерлік шлакта темір концентрациясы 19,86% деңгейінде болғанымен оны қайта өңдеудің экономикалық орындылығын білдірмейді. Бірақ, болатты легірлеуші металлдар ретінде 3,8% және 3,44% деңгейіндегі марганец пен хром құрамы оларды алуға қызығушылық тудырады.

Конвертерлік шлак бірлігінен, металл шығымын мына формула бойынша анықтауға болады:

$$I_{M/K} = (R_{Fe} \cdot Fe + R_{Mn} \cdot Mn + R_{Cr} \cdot 0,6842 \cdot Cr_2O_3) = 10^{-2} (0,98 \cdot 19,86 + 0,75 \cdot 3,8 + 0,8 \cdot 0,6842 \cdot 3,44) = 10^{-2} \cdot (19,46 + 2,85 + 1,88) = 10^{-2} \cdot 24,19 = 0,242 \text{ кг/кг.} \quad (2.1)$$

Талдау бойынша бір конвертерлік шлактан алынған металл шығымы 0,242 кг/кг құрайды, оны тотықсыздандырып балқытумен өңдеу энергияның көп шығынын талап етеді және бұл мақсатқа сай емес. Шлак шығымы:

$$L_{\text{шл}} = 10^{-2}(\text{SiO}_2 + \text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{MgO} + 0,2 \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3 + 0,25 \cdot \text{MnO} + 0,8 \cdot (\text{P} + \text{S})) = \\ = 10^{-2}(14,09 + 35,2 + 2,54 + 3,74 + 0,2 \cdot 3,44 + 0,25 \cdot 4,9 + 0,8 \cdot (1,29 + 0,058)) = \\ = 0,5856 \text{ кг/кг.} \quad (2.2)$$

Шлактың шығымы металл шығымынан 2,5 есе артық, бұл конвертерлік шлактың тікелей тотықсыздандыра балқытуына энергия шығынын ақтамайды.

Конвертерлік шлакты қайта өңдеу тиімділігі темір оксиді түріндегі, құрамында темір бар өнеркәсіптік қалдықтарды пайдаланған кезде жоғарылайды, ол кезде беттік болат бетін өңдеу кезінде түзіледі.

Сондықтан шихтадан металдың шығуын арттыру үшін конвертерлі шлакқа темір кен концентратының белгілі бір мөлшерін немесе темірдің жоғары концентрациясы бар өнеркәсіптік қалдықтың белгілі бір мөлшерін қосу қажет. Мұндай компонент темір оксиді, оның жалпы темірдің концентрациясы $\text{Fe} = 68,2\%$ құрайды. Конвертерлік шлак пен темір оксидінің қоспасынан жасалған шихтаны жасау үшін 0,45 және 0,55 массалық арақатынасты қабылдады.

1 Шихтаның кен бөлігі мына жолдардан тұрады 1 – 45%, 2 – 55%. Орташаланған химиялық құрамы мынадай формула бойынша белгіленеді:

$$B = 0,45 \cdot X_{(1)} + 0,55 \cdot X_{(2)}, \quad (2.3)$$

$$\text{Fe}_{\text{общ.}} = 0,45 \cdot 68,2 + 0,55 \cdot 19,86 = 30,69 + 10,92 = 41,61\%,$$

$$\text{FeO} = 0,55 \cdot 11,37 = 6,25\%,$$

$$\text{Mn} = 0,55 \cdot 3,8 = 2,09\%,$$

$$\text{MnO} = 0,55 \cdot 4,9 = 2,69\%,$$

$$\text{S} = 0,45 \cdot 0,002 + 0,55 \cdot 0,058 = 0,040\%,$$

$$\text{P} = 0,45 \cdot 0,03 + 0,55 \cdot 1,29 = 0,723\%,$$

$$\text{SiO}_2 = 0,55 \cdot 14,09 = 7,75\%,$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = 0,55 \cdot 3,44 = 1,89\%,$$

$$\text{CaO} = 0,55 \cdot 35,2 = 19,36\%,$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 0,55 \cdot 2,54 = 1,39\%,$$

$$\text{MgO} = 0,55 \cdot 3,73 = 2,05\%.$$

2.2 Кесте - Оксидті материалдар қоспасының орташаланған химиялық құрамы

Fe	FeO	Mn	MnO	S	P	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	CaO	Al ₂ O ₃	MgO
41,61	6,25	2,09	2,69	0,040	0,723	7,75	1,89	19,36	1,39	2,05

Темір оксиді мен конвертерлік шлак қоспасынан металдың шығымы:

$$I_M = (R_{Fe} \cdot Fe + R_{Mn} \cdot Mn + R_{Cr} \cdot 0,6842 \cdot Cr_2O_3 + 0,5) = 10^{-2} (0,98 \cdot 41,61 + 0,75 \cdot 2,09 + 0,8 \cdot 0,6842 \cdot 1,89 + 0,5) = 10^{-2} \cdot (40,78 + 1,57 + 1,034 + 0,5) = 0,4388 \text{ кг/кг.} \quad (2.4)$$

Темір шығымы-0,4087

Марганец шығымы-0,0157

хромның шығымы-0,01034

калғандарының шығымы-0,004.

Металл құрамы: $[Mn] = 1,57 / 0,4388 = 3,58\%$ $[Cr] = 1,034 / 0,4388 = 2,35\%$

$[C] = 0,52\%$

$[Si] = 0,35\%$

$[S] = 0,02\%$

$[P] = 0,03\%$

Жоғары металл оксидтерінің концентрациясын анықтаймыз-Fe, Mn:

$$\begin{aligned} Fe_2O_3 &= 1,4285 \cdot (Fe - 0,777 \cdot FeO) = 1,4285 \cdot (41,61 - 0,777 \cdot 6,25) \\ &= 1,4285 \cdot (41,614,856) = 52,49\%, \end{aligned} \quad (2.5)$$

$$\begin{aligned} MnO &= 1,2909 \cdot (Mn - 0,7746 \cdot MnO) = 1,2909 \cdot (2,09 - 0,7746 \cdot 2,69) = \\ &= 1,2909 \cdot (2,09 - 2,08) = 0,012\%. \end{aligned} \quad (2.6)$$

Шихтаны тотықсыздандыру, металлдандыру және балқыту процесінде келесі оксидтердің оттегісі газдандырылады: $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO$; $MnO \rightarrow Mn$.

Аталған оксидтердің оттегісі CO түріндегі қатты көміртекпен өзара әрекеттескен кезде газдандырылады. Түзілетін газдағы CO қатынасы оксидтердің тотықсыздану сатысына және процесс температурасына байланысты [21].

2 шихтаның кен бөлігі мына жолдан тұрады 1 – 50%, 2 – 50%. Орташаланған химиялық құрамы мынадай формула бойынша белгіленеді:

$$B = 0,50 \cdot X_{(1)} + 0,50 \cdot X_{(2)}, \quad (2.7)$$

$$Fe = 0,50 \cdot 68,2 + 0,50 \cdot 19,86 = 34,1 + 9,93 = 44,03\%,$$

$$FeO = 0,50 \cdot 11,37 = 5,68\%,$$

$$Mn = 0,50 \cdot 3,8 = 1,9\%$$

$$MnO = 0,50 \cdot 4,9 = 2,45\%,$$

$$S = 0,50 \cdot 0,03 + 0,50 \cdot 1,29 = 0,66\%,$$

$\text{SiO} = 0,50 \cdot 14,09 = 7,04\%$,
 $\text{Cr}_2\text{O}_3 = 0,50 \cdot 3,44 = 1,72\%$,
 $\text{CaO} = 0,50 \cdot 35,2 = 17,6\%$,
 $\text{Al}_2\text{O}_3 = 0,50 \cdot 2,54 = 1,27\%$,
 $\text{MgO} = 0,50 \cdot 3,73 = 1,86\%$.

2.3 Кесте - Оксидті материалдар қоспаларының орташаланған химиялық құрамы

Fe	FeO	Mn	MnO	S	P	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	CaO	Al ₂ O ₃	MgO
44,03	5,68	1,9	2,45	0,03	0,66	7,04	1,72	17,6	1,27	1,86

Темір оксиді мен конвертерлік шлак қоспасынан металдың шығуы:

$$I_M = (R_{\text{Fe}} \cdot \text{Fe} + R_{\text{Mn}} \cdot \text{Mn} + R_{\text{Cr}} \cdot 0,6842 \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3 + 0,5) = 10^{-2} (0,98 \cdot 44,03 + 0,75 \cdot 1,9 + 0,8 \cdot 0,6842 \cdot 1,72 + 0,5) = 10^{-2} (43,15 + 1,42 + 0,94 + 0,5) = 0,4601 \text{ кг/кг}. \quad (2.8)$$

Темір шығымы-0,4315

Марганец шығымы-0,0142

хромның шығымы-0,0094

қалғандарының шығымы-0,005.

Металл құрамы: $[\text{Mn}] = 1,42 / 0,4601 = 3,09\%$ $[\text{Cr}] = 0,94 / 0,4601 = 2,04\%$

$[\text{C}] = 0,48\%$

$[\text{Si}] = 0,34\%$

$[\text{S}] = 0,02\%$

$[\text{P}] = 0,03\%$

Жоғары металл оксидтерінің концентрациясын анықтаймыз – Fe, Mn:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 1,4285 \cdot (\text{Fe} - 0,777 \cdot \text{FeO}) = 1,4285 \cdot (44,03 - 0,777 \cdot 5,68) = 1,4285 \cdot (44,03 - 4,41) = 56,59\%, \quad (2.9)$$

$$\text{MnO} = 1,2909 \cdot (\text{Mn} - 0,7746 \cdot \text{MnO}) = 1,2909 \cdot (1,9 - 0,7746 \cdot 2,45) = 1,2909 \cdot (0,95 - 1,89) = 0,012\%. \quad (2.10)$$

Шихтаны тотықсыздандыру, металлизациялау және балқыту процесінде келесі оксидтердің оттегісі газдандырылады: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}$; $\text{MnO} \rightarrow \text{Mn}$
 Аталған оксидтердің оттегісі CO түрінде қатты көміртекпен өзара әрекеттескен

кезде газдандырылады. Түзілетін газдағы СО қатынасы оксидтердің тотықсыздану сатысына және процесс температурасына байланысты.

Қабылданған әдістемеге сәйкес шихтаны металдандыру мен балқытудың эксперименталдық зерттеулері жүргізілді, ол шихтаның есебі мен металл шығымының есебінде келтірілген. Эксперимент жүргізу үшін шихта дайындалды. Компоненттердің арақатынасын келесі зерттеу операцияларында белгіленген әдістеме бойынша анықтаймыз [22].

3 Эксперименттік зерттеулер және олардың нәтижелері

3.1 Тәжірибе жүргізуге эксперименттік қондырғыларды дайындау

Шихта компоненттерін ұсақтағыш, түйіршікті материалдарды ұсақтауға арналған стандартты электровибрациялы қондырғы болып табылады. Ол (3.1) суретте көрсетілген және 0,2 мм ден кем фракция алуды қамтамасыз етеді.



3.1 Сурет– Электровибрациялы ұсақтағыш

Шихта құрып, араластырдық, бұдан әрі ылғалданған шихта (3.2) суретте көрсетілген чашкалы түйіршіктегішке аударылды. Түйіршіктерді кептіру үшін (3.3) суретте көрсетілген кептіру пешін қолданамыз.



3.2 Сурет–Чашкалы түйіршіктегіш



3.3 Сурет– Кептіру пеші



3.4 Сурет - Күйдіру пеші

Қатты көміртек пен ұсақ дисперсті марганецті және хромитті концентраттардың қоспаларындағы темірдің, марганецтің және хром оксидтерінің қатты фазалы редукциясын зерттеу. Зерттеу әдістемесінде көрсетілгендей, 0,3-0,7 шегінде берілген массалық қатынаста марганец және хромит кендерін байытудан болған ұсақ қалдықтарды алдын ала араластырылып, 2-бөлімнің 2.1-кестесінде ұсынылған олардың химиялық құрамы бойынша көміртегі мен құрамында көміртегі бар редукционердің стехиометриялық шығынын анықтаймыз. Оксидті материалдар компоненттерінің химиялық талдауынан көрініп тұрғандай, марганецте де, хромит концентраттарында да темір оксидтері бар. Сондықтан көміртектің стехиометриялық шығыны 0,98; марганец – 0,75; хром – 0,80 дәрежесіне дейін темірді тотықсыздандыруға есептелген. Марганец және хромит материалдары қоспасының жиынтық салмағы 20,0 гр мөлшерінде қабылданды. Шихта қоспасының осы мөлшеріне көміртекті редукционердің қажетті мөлшерін қосты – бұл жағдайда ағаш көмірі. Үш компоненттен тұратын шихтаны араластырып, ұнтақтағышта ұсақтады.

Эксперимент жүргізу үшін құбырлы электр пеші және газға арналған кіру және шығу патрубкасы болатын кварцты түтікшеден жасалған герметизацияланған эксперименталды ұяшық дайындалды. Шихтаның

ұнтақталған қоспасы ұяшыққа және онымен бірге күйдіру пешіне салынған. Пешті 400 °C дейін қыздырып, реакциялық түтіктің жұмыс кеңістігі 4-5 минут бойы таза аргонмен үрленді. Температура 400 °C және Ar үрлеу шихта бетінде адсорбцияланған, құрамында оттегі бар газдарды CO₂ және H₂O толық жоюды қамтамасыз етеді. Пештің қыздыруын жалғастыра отырып, Fe, Mn және Cr тотығын көміртегімен редуциялау реакцияларының басталуын күтті, газдың бөліну температурасы мен уақытын белгіледі. Газ бөліну басталғаннан кейін жүйені одан әрі қыздыру, газ бөліну толық тоқтағанға дейін белгілі бір температураға дейін ұстай отырып жүзеге асырылады, сонымен бірге уақыты, температурасы, көлемі және газ құрамы тіркеліп отырды. Бөлінетін газ камерасында жиналып, талдау үшін сынама алынды. Осыдан кейін газ, камерада газ есептегіш арқылы шығарылды. Газ жиналуының және шығарудың мұндай реті камерада мезгіл-мезгіл шығарылатын газдың құрамын бақылауға, оның мөлшерін тіркеуге мүмкіндік берді.

Тәжірибелер газ бөлінуі тоқтатқанға дейін жалғасты, бұл осы температурада немесе электр пешіндегі 1250-1290 °C температураға жеткенде Fe, Mn және Cr толық немесе шекті редуциясын білдіреді (температуралық шектеу). Эксперимент тоқтағаннан кейін жүйеге таза Ar беріп, алынатын қақпақтағы патрубоктарды өлшеу жүйесінен босатқан. Ar патрубок арқылы атмосфераға шықты. Реакциялық түтікше баяу пештен шығарылып, оны Ar үрлеу арқылы бөлме температурасына дейін суытқан. Күйдіру нәтижесінде сұр-күміс түсті кеуекті (кеуекті) КЛУМ алынды. Металдандырылған дәнекерленген композиттен жасалған сынамалар МЕСТ 15054 – 80 сәйкес Fe_{общ}, Mn_{общ},

Cr_{общ}, Fe_{мет}, Mn_{мет}, Cr_{мет}, Si_{мет}, FeO, MnO, CrO компоненттеріне талданды. Редуцияның дәрежесі мен жылдамдығын анықтады. Определяли степень и скорость редукиции.

Шихтаның редукия дәрежесі келесі формула бойынша анықталды, үлесі бірлік.:

$$R = \Delta O / \Sigma O_{\text{ш}}. \quad (3.1)$$

мұндағы газдандырылатын оттегінің жиынтық саны-CO және CO₂ түрінде;

$\Sigma O_{\text{ш}}$ – газдандырылатын шихта оттегінің жиынтық саны. Редукия жылдамдығы бірл./мин үлесі бойынша анықталады:

$$\omega_R = \Delta R / \Delta t. \quad (3.2)$$

мұндағы – редукция дәрежесінің өзгерісіне $R = R_{i+1} - R_i$, сәйкес келетін уақыт айырмашылығы (мин).

Редукция процесінің кинетикасын анықтайтын қатты отынның ең маңызды қасиеті оның реакциялық қабілеті болып табылады. Жоғары реакциялық қабілеті бар редуционерлерде жұмыс істеген кезде металдандыруды төмен температураларда және қызудың аз ұзақтығында жүзеге асыруға болады. Осы жұмыс шеңберінде ағаш көмірін қолдану арқылы металдарды редукциялау бойынша эксперименттер орындалды. Дайындалған шихталық материалды көлденең орналасқан электр пешінің реакциялық түтігіне кіргізіп, жоғарыда жазылған схема бойынша 1250-1290 °C температураға жеткенге дейін біркелкі қыздыру кезінде тәжірибелерді өткізді.

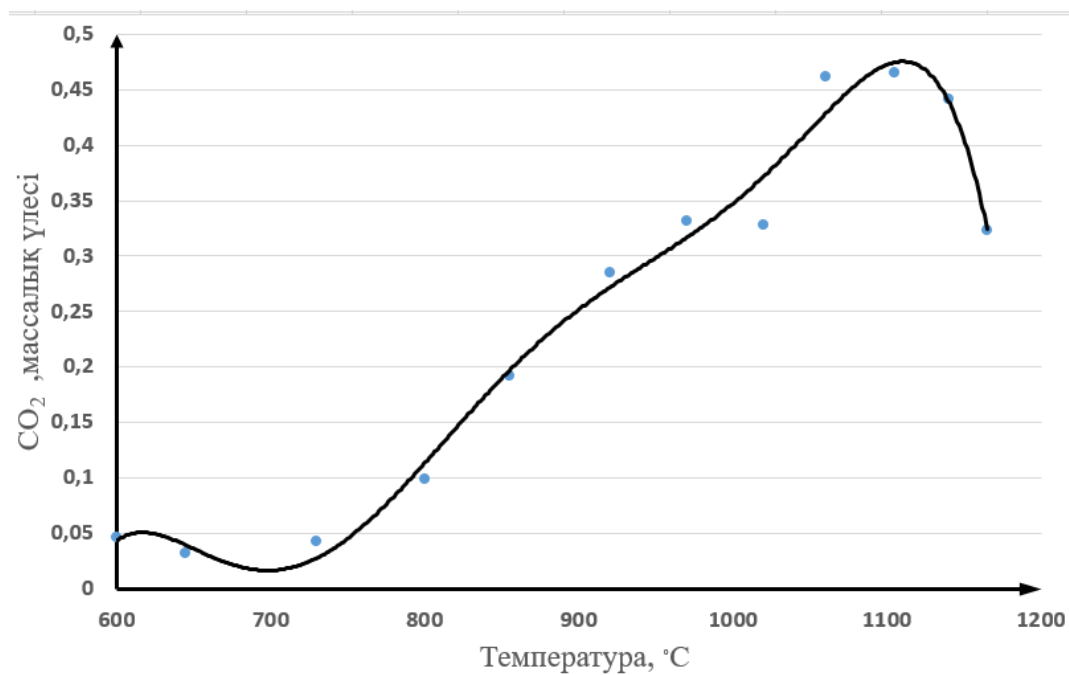
МТЛ үшін дайындалатын шихта легірлейтін металдар оксидінен және көміртекті материалдан тұрады. Шихтаны қыздыру кезінде оксидтердің CO және CO₂ реакцияларының газ тәрізді өнімдерін бөлумен қатты көміртекпен өзара әрекеттесуі орын алады. Алайда, MnO, Cr₂O₃ берік оксидтерінің редукциясы 1000-1200 °C температура аймағында аяқталмайды, онда сұйық фазаның пайда болуы және массаның бірігуі(спекание)болады. Металдандырылған материалды дайындауда бізге дәл осы құбылыс пайдалы. Пайда болатын сұйық фаза түйіршіктердің бетін жабады және тотыққан бөлшектердің пайда боуына жол бермейді, әсіресе ішкі көміртекті ұзақ сақтауда атмосфералық ауамен тотығу мүмкіндігін болдырмайды.

Көміртекті редуционері бар дисперсті, оксидті материалдар қоспаларының жұмсару температурасын анықтау бойынша, металдандырылған өнімді алу бойынша эксперименталды зерттеулер 3.4-суретте көрсетілген Тамман пешінде жүзеге асырылды. Пештің тұтынатын қуаты – 40 кВт, пеш трансформаторына берілетін кернеу – 380 В, пеш шиналарындағы ең жоғары кернеу – 15 В, ең жоғары рұқсат етілген температура 1800 °C, ең жоғары температураға дейін қыздыру уақыты – 30 минут.

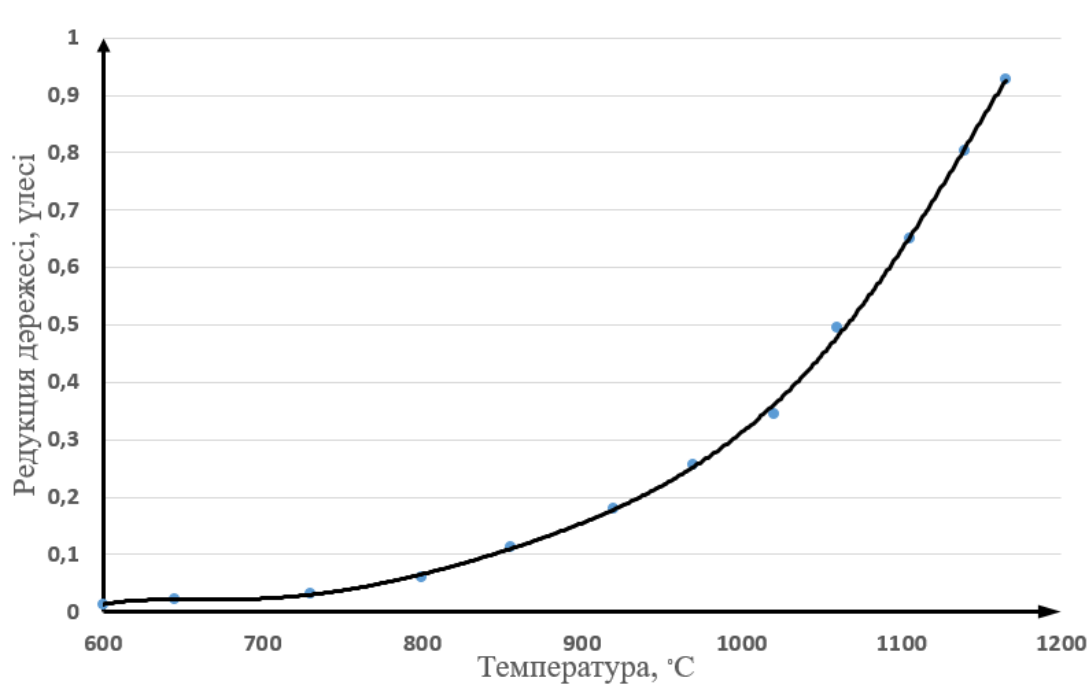
Пештің температурасын реттеу күштік трансформатордың бастапқы орамына қосылған тиристорлы кернеу реттегішінің көмегімен баяу жүргізіледі. Мұндай қосу шығыс шиналарында бірнеше мың төмен кернеулі амперде ток алуға мүмкіндік береді (0,5-тен 15 В-ке дейін).

3.1 Кесте-Дисперсті материалардың қоспасынан тұратын Fe,Mn және Cr ның редукциясы

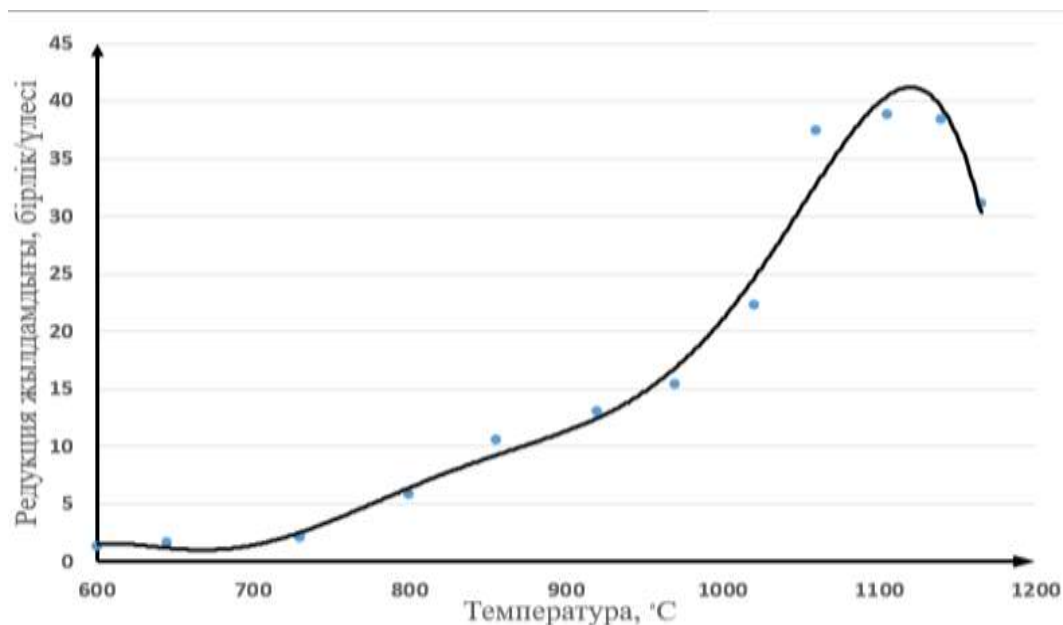
Уақыт, мин	T,°C	Vгаза, л	Газдың құрамы, %		ΔO(CO)	ΔO(CO ₂)	Δ O _i	ΔO	R	W
			CO ₂	CO						
0	500	Газ бөліне бастады								
10	600	0,12	73,3	26,7	0,0628	0,0458	0,1087	0,109	0,0135	1,35
15	645	0,19	68	32	0,034	0,032	0,066	0,175	0,0216	1,62
20	730	0,28	66,8	33,2	0,043	0,0427	0,0857	0,26	0,0322	2,12
25	800	0,54	73,4	26,6	0,1363	0,0988	0,2351	0,496	0,0613	5,82
30	855	1	70,8	29,2	0,2326	0,1919	0,4245	0,92	0,1139	10,52
35	920	1,54	63	37	0,243	0,2854	0,5284	1,448	0,1793	13,08
40	970	2,18	63,8	36,2	0,2916	0,331	0,6226	2,071	0,2563	15,4
44	1020	2,96	70,6	29,4	0,3933	0,3276	0,7209	2,792	0,3456	22,33
48	1060	4,33	76,4	23,6	0,7475	0,4619	1,2094	4,001	0,4952	37,4
52	1105	5,76	77,2	22,8	0,7884	0,4658	1,2542	5,256	0,6505	38,83
56	1140	7,19	78,4	21,6	0,8007	0,4412	1,2419	6,497	0,8042	38,43
60	1165	8,37	80,8	19,2	0,681	0,3236	1,0046	7,502	0,9285	31,08



3.5 Сурет – Бөлінетін газдағы CO₂-нің температураға тәуелділігі



3.6 Сурет – Редукция дәрежесінің температураға тәуелділігі



3.7 Сурет – Редукция жылдамдығының температураға тәуелділігі

3.2 Кешенді металданған қорытылған материалдардан легіріленген болатты балқыту бойынша зерттеулер

Металданған қорытылған материалдарды қайта балқыту тамман пешінде аргонның инертті (бейтарап) ортасында жүргізілді. Металл балқу температурасы 1530-1580°C болды.

3.2 Кесте – Конвертерлік шлак және темір оксиді қоспасынан металдың балқытылған үлгілеріне химиялық талдау

Массалық қатынас	Метал шығымы	Металдың химиялық құрамы, %					
		[Mn]	[Cr]	[Si]	[C]	[S]	[P]
0,45-0,55	0,4401	3,63	2,41	0,40	0,57	0,02	0,03
0,50-0,50	0,4723	3,14	2,09	0,39	0,53	0,02	0,03

Хром және кремний бойынша балқытылған металдардың химиялық құрамы болаттың стандартты маркаларындағы осы элементтердің құрамына сәйкес келетін шектерде болады. 3.1-кестеде конвертерлік шлактан және темір кені концентратынан және болаттың стандартты маркаларынан тұратын шихтадан балқытылған металдардың салыстырмалы химиялық құрамы көрсетілген.

ҚОРЫТЫНДЫ

Жалпы металлургиядағы және әсіресе қара металлургия қалдықтары көлемінің өсуі ,бағалы металдарды алу үшін шикізаттың қосымша көзі ретінде оларды пайдалану бойынша ,жаңа тәсілдер мен шешімдерді іздестіруді талап етеді.Жасалған тәжірибе нәтижесінде біз конвертерлік шлакты өңдеудің жаңа,инновациялық әдісін ойлап таптық. Конвертерлік шлакты қайта өңдеу технологиясын әзірлеу,ең алдымен шихта қоспасын дайындауға негізделген. Құрамында 60% және одан да көп темір бар өнеркәсіптік қалдықтар және құрамында темірі – 22,0-26,0% болатын конвертерлік шлактан шихта құрастырылады. Темір концентрациясы бойынша көрсетілген компоненттердің 50-55% деңгейіндегі қоспасы,жаңа технологиялық процестің экономикалық тиімділігін қамтамасыз етеді. Конвертерлік шлак және темір оксиді қоспасынан 0,45-0,55 және 0,50-0,50 қатынасында металдың балқытылған үлгілері алынды.Алынған үлгілерге сәйкес 0,45-0,55 қатынасында жасалған шихтада металл шығымының 0,03 бірлікке жоғарырақ екенін байқадық.Қабылданған әдістемеге сәйкес шихтаны металдандыру мен балқытудың эксперименталдық зерттеулері жүргізіліп, металдандырылған дәнекерленген композиттен жасалған сынамалар МЕСТ 15054 – 80 сәйкес $Fe_{общ}$, $Mn_{общ}$, $Cr_{общ}$, $Fe_{мет}$, $Mn_{мет}$, $Cr_{мет}$, $Si_{мет}$, FeO , MnO , CrO компоненттеріне талдау жасап,редукцияның дәрежесі мен жылдамдығын анықтадық.Алынған нәтижелер бойынша,редукция дәрежесінің температураға тәуелділігінің, редукция жылдамдығының температураға тәуелділігінің және бөлінетін газдағы CO_2 нің температураға қатынасының графикын құрдық. Графикте көріп тұрғанымыздай температура өскен сайын редукциясы дәрежесінің артқанын,редукция үшін ең тиімді температура 1100 °C екенін және 1200 °C температурада ең көп CO_2 газының бөлінуін байқадық.

Нәтижесінде темірді тікелей алу әдісімен , жоғары сапалы ,легірленген болат алдық. Бұл процесс тек экономика тұрғысынан ғана тиімді емес,сондай-ақ болашақта туындауы мүмкін үлкен экологиялық мәселелердің тиімді жауабы болып табылады.

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

- 1 Металлургия чугуна. Под ред Е.Ф. Вегмана. М.: Metallurgia, 1978, с.115-116.
- 2 Schreiter W. Seltene Metalle, В. III, Leipzig, 1962, S. 280.
- 3 Патент США 3928024, С 22 В 1/11, публ. 23.12.1975 г
- 4 Патент США 5397380, он же РСТ WO 09222573 от 23.12.92, С 22 В 1/11, С 22 В 3/04, публ. от 14 марта 1995 г.
- 5 VIII международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. 2, Ленинград, 1969 г., "Механобр".
- 6 Патент РСТ 93/10271, ИСМ 9-94.
- 7 Британская минеральная и петрографическая группа, Санта-Барбара, февраль 2000 г.
- 8 "Фосфор в железной руде Лиопи", Эрцметалл, т. 50, 4, апрель 1997 г, с. 268-274.
Австралийский институт горного дела и металлургии /Avstral. IMM/, 5/97, с. 197-202.
- 9 Основы металлургического производства (черная металлургия) Москва «Металлургия» 1988 г.
- 10 Энциклопедия «Радость познания», Том 1 «Наука и вселенная» Москва «МИР» 1983 г.
- 11 «Технология металлов и других конструкционных материалов» В.Т. Жадан, Б.Г. Гринберг, В.Я. Никонов. Издание второе.
- 12 Кудерин В.А. – Сталь, 1982, № 11, с. 18 – 22.
- 13 Носоченко О.В., Семенов В.И., Титова Т.М. и др. Металлургическая и горнорудная промышленность, 1983, №1, с. 12-13.
- 14 Еланский Г.Н., Кудрин В.А., Агеев Е.Е. и др. – Изв. Вузов. Черная металлургия, 1974, №7, с. 37-40.
- 15 Левин А.М., Андреев В.И., Монастырский А.В. и др. – Изв. вузов. Черная металлургия, 1982, № 12, с. 35-40.
- 16 Еланский Г.Л., Кудрин В.А., Тюрин Е.И. и др. – Сталь, 1975, №8, с. 691695.
- 17 Еланский Г.Н. В кН.: Проблемы качественной металлургии. Тула: ТПИИПО «Тулачермет», 1978, с. 15-35.
- 18 Арсентьев П.П., Квитко М.П. Конвертерный процесс с донным дутьем. М.: Металлургия, 1983. 128 с. 20 Коротких В.Ф., Агарышев А.И., Стников Р.А. и др. – Сталь, 1981, №1, с. 33-35.

21 Левин А.М., Андреев В.И., Монастырский А.В. и др. – Изв. вузов. Черная металлургия, 1982, №12, с. 35-40.

22 М.И Панфилов, Я. Ш. Школьник, Н. В. Орининский, В. А. Коломиец, Ю. В. Сорокин, А. А. Грабеклис. Раздел ГРНТИ: Общие вопросы металлургии: Металлургия, 1987 г.

А қосымшасы.

А.1 Зерттеу әдістемесі

Адсорбциялық-автокаталитикалық теория негізінде металдарды көміртекпен тікелей редукциялауды есептеудің белгілі әдістемесі екі сатылы реакцияны қарастырады:



Көрініп тұрғандай, алғашқы екі реакцияны қосу үшінші реакцияны береді, ол тек СО түрінде, газ тәрізді өнімнің құрылуымен ғана өтеді. Алайда мұндай әдістеме шындыққа сәйкес келмейді. MeO металдар оксидтері диссоциацияның серпімділігіне немесе Гиббс энергиясына байланысты "күшті" және "әлсіз" болып сипатталады. Мысалы, Fe₂O₃ және MnO₂ оксидтері өте "әлсіз" болып табылады, 800-900 °С температурада еркін диссоциацияланады және қатты көміртекпен өзара әрекеттескен кезде СО₂ түзіледі. Бұл үлкен мәнге ие. Бір атомдық металл бірлігінің редукциясына (А.3) реакциясы бойынша көміртегі шығыны 12 г/атомды құрайды. СО₂ оксиді келесі реакция арқылы көміртекпен тікелей әрекеттескен кезде:



Теориялық есептеулер әдістемесі және (А.4) реакциясының өту мүмкіндігін ескере отырып экспериментті ұйымдастыру, академик С. М. Тлеуғабылов әзірлеген диссоциациялы-адсорбциялық теорияға негізделген, ол осы жұмыстағы зерттеулерді ұйымдастыру үшін қабылданған.

Алынған элементтер марганец, хром, кремний және темір оксидтері түрінде берілгендіктен, олардың бірнеше оксидті түрлері бар. Газдандырылатын оттегі мөлшері және газ фазасының құрамы редукцияланатын металдардың тотығуы дәрежесіне байланысты.

Б қосымшасы

Б.2 Тізбекті фазалық түрлену әдісі.

Үш сатылы түрленуде әр сатыда газдандырылатын оттегінің көлемі барлық үш сатыда газдандырылатын оттегінің массасының массалық үлесі ретінде анықталды, яғни 0,4285 бастап. Айналудың үш сатысындағы газдандырылатын оттегінің массалық үлесі тиісінше:

$$\begin{aligned} \text{Fe}_2\text{O}_3 &\rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \\ \Delta\text{O}_1 &= 0,111 \cdot 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot \text{Fe}_{(\text{r})} = 0,111 \cdot 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot 36,77 = 0,0174, \end{aligned} \quad (\text{Б.1})$$

$$\begin{aligned} \text{Fe}_3\text{O}_4 &\rightarrow \text{FeO} \\ \Delta\text{O}_2 &= 0,222 \cdot 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot \text{Fe}_{(\text{r})} = 0,222 \cdot 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot 36,77 = 0,0349, \end{aligned} \quad (\text{Б.2})$$

$$\begin{aligned} \text{FeO} &\rightarrow \text{Fe} \\ \Delta\text{O}_3 &= 10^{-2} \cdot \Delta_{\text{Fe}}(0,4285 \cdot 0,667 \text{Fe}_{(\text{r})} \cdot 0,222 \text{FeO}) = 10^{-2} \cdot 0,999 \cdot (0,4285 \cdot 0,667 \cdot \\ &\quad \cdot 36,77 + 0,222 \cdot 6,25) = 0,1187. \end{aligned} \quad (\text{Б.3})$$

мұнда $\text{Fe}_{(\text{r})}$ – гематит түріндегі шихта материалындағы темірдің құрамы, %.

$$\text{Fe}_{(\text{r})} = \text{Fe}_{(\text{общ})} - 0,777 \cdot \text{FeO} = 41,63 - 0,777 \cdot 6,25 = 36,773. \quad (\text{Б.4})$$

Айналудың үшінші сатысына бастапқы шикізаттағы темір тотығының редукциясы кезінде газданатын оттегі саны қосылады. Сонда үшінші сатыда газдандырылатын оттегінің саны мынадай формула бойынша анықталды:

$$\begin{aligned} \Delta\text{O}''_3 &= 0,667 \cdot 0,4285 \cdot 10^{-1} \cdot \text{Fe}_{(\text{r})} + 0,286 \cdot 10^{-2} \cdot 0,777 \cdot \text{FeO} = 0,667 \cdot 0,4285 \cdot 10^{-2} \cdot \\ &\quad \cdot 36,773 + 0,286 \cdot 10^{-2} \cdot 0,777 \cdot 6,25 = 0,106. \end{aligned} \quad (\text{Б.5})$$

Редукция процесінде металдану дәрежесі металданған қорытылған материалда жалпы темірдің қатынасымен бағаланды (МСМ) $\Delta_{\text{мет}} = 0,999$

МСМ-да оттегінің кейбір қалдық мөлшеріне байланысты FeO түрінде қалады

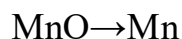
Темірдің редукциясы кезінде газдандырылатын оттегі:

Б қосымшасының жалғасы

$$\Delta O'_{Fe} = \Delta O_1 + \Delta O_2 + \Delta O_3 = 0,0174 + 0,0349 + 0,1187 = 0,171. \quad (Б.6)$$

Легірлеуші металдар оксидтерінің оттегін газдандыру. MnO_2 , MnO , Cr_2O_3 , SiO_2 оксидтері түрінде таба алатын Mn , Cr және Si қоспасындағы басқа металдардың параллельді редукциясы темірдің бірдей редукциясымен жүзеге асырылады.

Марганец сатылы редукцияланады:



Марганецтің және оның оксидтерінің массалық сипаттамалары темір қасиеттеріне өте жақын болғандықтан, газдандырылатын оттекті анықтау үшін $MnO \rightarrow Mn$ кезеңдерінде марганец үшін мына формуланы қолданамыз:

Төртінші сатыда

$$\begin{aligned} 2MnO &\rightarrow 2Mn + O_2 \\ MnO_{(o)} &= 2,695 \cdot 54 / 70 = 2,075, \end{aligned} \quad (Б.7)$$

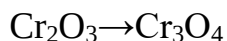
$$\Delta O_{4Mn} = 10^{-2} \cdot 0,8(0,2910 \cdot 0,0391 + 0,2253 \cdot 0,28) = 0,00528. \quad (Б.8)$$

Марганец оксидтерінің газдандырылатын оттегінің жиынтық саны:

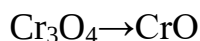
$$\Delta O'Mn = 0,00528, \text{ кг/кг шихта.}$$

Хром оксидтері марганец оксидтерінің редукциясымен ұқсас, сатылы түрде редукцияланады:

$$Cr_2O_{3(o)} = 1,892 \cdot 48 / 150 = 0,6,$$



$$\begin{aligned} \Delta O_1Cr &= 10^{-2} \cdot 0,4615 \cdot 0,111 \cdot \Delta O'Cr = 10^{-2} \cdot 0,4615 \cdot 0,111 \cdot 0,6 \\ &= 0,0003 \text{ кг/кг шихта,} \end{aligned} \quad (Б.9)$$



$$\begin{aligned} \Delta O_2Cr &= 10^{-2} \cdot 0,4615 \cdot 0,222 \cdot \Delta O'Cr = 10^{-2} \cdot 0,4615 \cdot 0,222 \cdot 0,6 \\ &= 0,0006 \text{ кг/кг шихта,} \end{aligned} \quad (Б.10)$$

Б қосымшасының жалғасы

$\text{CrO} \rightarrow \text{Cr}$:

$$\begin{aligned}\Delta O_3 \text{ Cr} &= 10^{-2} \cdot 0,4615 \cdot 0,667 \cdot \Delta O' \text{ Cr} = \\ 10^{-2} \cdot 0,4615 \cdot 0,667 \cdot 0,6 &= 0,0018 \text{ кг/кг шихта.}\end{aligned}\quad (\text{Б.11})$$

Хром оксидтерінің газдандырылған оттегінің жиынтық саны:

$$\begin{aligned}\Delta O'_{\text{Cr}} &= \Delta O_{1 \text{ Cr}} + \Delta O_{2 \text{ Cr}} + \Delta O_{3 \text{ Cr}} = 0,0003 + 0,0006 + 0,0018 = \\ &= 0,0027 \text{ кг/кг шихта.}\end{aligned}\quad (\text{Б.12})$$

Кремний кен материалдарында SiO_2 түрінде болады, кремний оксидінің газдалған оттегінің мөлшері кремний оксиді 0,1-0,3 шегінде оның металда күтілетін концентрациясы бойынша есептеледі%:

$$\Delta O_{\text{Si}}' = [\text{Si}] \cdot 10^{-2} \cdot l_m \cdot 1,1428 = 10^{-2} \cdot 0,2 \cdot 0,6 \cdot 1,1428 = 0,0013 \text{ кг/кг шихта.} \quad (\text{Б.13})$$

Сонымен, редукцияланатын легірілеуші металдар есебінен оттегінің келесі мөлшері газдандырылады:

$$\begin{aligned}\Delta O_{\text{лег.мет.}} &= \Delta O'_{\text{Cr}} + \Delta O'_{\text{Mn}} + \Delta O'_{\text{Si}} = 0,0013 + 0,00528 + 0,171 = \\ &= 0,17758 \text{ кг/кг шихта.}\end{aligned}\quad (\text{Б.14})$$

Газдандырылатын шихталық оттегі:

$$\Delta O_{\text{ш}} = \Delta O'_{\text{Fe}} + \Delta O_{\text{лег.мет.}} = 0,17758 + 0,171 = 0,348 \text{ кг/кг шихта.} \quad (\text{Б.15})$$

Шихтаның құрамындағы ұшқыш заттарды анықтау. Редукциялық күйдіру процесінде оттегіні газдандырумен қатар шихта ұшқыш заттар да алынып тастайды. Олардың саны әдетте белгілі және қыздыру кезінде пайда болатын шығын түрінде, шихта компоненттерінің химиялық құрамы бойынша беріледі.

Бұл жағдайда есептеу орташаланған шихтаның құрамы бойынша жүргізіледі, ол кезде ұшқыш заттар саны $V\%$ құрайды. Сонда ұшқыш заттардың нақты саны құрайды:

$$g_v = 10^{-2} \cdot V, \text{ кг/кг шихта.} \quad (\text{Б.16})$$

Б қосымшасының жалғасы

Шихтаның компоненттеріндегі ұшқыш заттар гидратты ылғал түрінде, карбонатты қосылыстардың көмірқышқыл газы түрінде болады. Гидраттардың көп бөлігінің ыдырауы 400-500 °С, карбонаттар үшін 700-900 °С температура кезінде жүреді. Ұшқыш заттар шихтадан, шихтаның (Fe, Mn, Cr, Si) металдары редукциясы кезінде пайда болатын газдалатын оттегіге қарағанда, әлдеқайда ерте және толық жойылады

Редукционердің көміртекті шығынын анықтау. Редукционердің көміртегі шығыны тапсырманы шешу үшін таңдалған методиканың принципіалды тәсіліне байланысты. Адсорбциялық-автокаталитикалық механизм бойынша редукция реакцияларына қатты көміртектің қатысуы тек қана (А.1)-(А.3) реакцияларының жүруімен көміртегі оксидінің регенерациясы арқылы анықталады.

Нәтижесінде газ тәрізді өнім ретінде тек қана көміртегі оксидін ғана көре аламыз.

Диссоциациялық-адсорбциялық механизм бойынша, қатты көміртектің металл оксидтерімен тікелей өзара әрекеттесуінің нәтижесі СО және СО₂ газ тәрізді фазасының бөлінуі жүреді. Газ компоненттерінің қатынасы жүйенің дисперсиялығына және процестің температурасына байланысты. Бұл теориялық жағдай СО және СО₂ түріндегі газ тәріздес өнімдерінің параллельді түзілуімен эксперименталды түрде расталған.

Егер осы оттегінің айналуының сатысында газдандырылатын оттегінің мөлшерін бір деп алатын болсақ, онда оның СО₂ түріндегі газдандырылатын үлесі ара қатынасынан анықтады:

$$\begin{aligned} \text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 &= 2\text{CO}_2 / (2\text{CO}_2 + \text{CO}) = 190 / (190 + 5) = 0,974 \\ &= \text{CO} / (2\text{CO}_2 + \text{CO}) = 5 / (190 + 5) = 0,026, \end{aligned} \quad (\text{Б.17})$$

$$\begin{aligned} \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} &= 2\text{CO}_2 / (2\text{CO}_2 + \text{CO}) = 110 / (110 + 45) = 0,7096 \\ &= \text{CO} / (2\text{CO}_2 + \text{CO}) = 45 / (110 + 45) = 0,2904, \end{aligned} \quad (\text{Б.18})$$

$$\begin{aligned} \text{FeO} \rightarrow \text{Fe} &= 2\text{CO}_2 / (2\text{CO}_2 + \text{CO}) = 50 / (50 + 75) = 0,40 \\ &= \text{CO} / (2\text{CO}_2 + \text{CO}) = 75 / (50 + 75) = 0,60. \end{aligned} \quad (\text{Б.19})$$

мұндағы – орташа өлшенген бөлу коэффициенті; СО, газ фазасындағы СО – құрамы, %. СО-ның бөлінуіне мынадай үлес жұмсалады:

Б қосымшасының жалғасы

$$\gamma_{0_1} = \text{CO}/(2\text{CO}_2 + \text{CO}). \quad (\text{Б.20})$$

Легірлейтін металдарды редукциялауға кететін көміртегі шығыны олардың тотықтарынан ,келесі теңдеулер бойынша есептеледі:

а)темір редукциясына

$$g'_{\text{C, Fe}} = 0,98 \cdot \Delta [\Delta O_i \cdot (1-0,5) \cdot i] = 0,98[\Delta O_1(1-0,5 \cdot 0,974) + \Delta O_2(1-0,5 \cdot 0,57) + \Delta O_3(1-0,5 \cdot 0,4)] = 0,98 \cdot [0,0174(1-0,5 \cdot 0,974) + 0,0349(1-0,5 \cdot 0,7096) + 0,1187(1-0,5 \cdot 0,4)] = 0,10618 \text{ кг/кг шихта}. \quad (\text{Б.21})$$

б) марганецтің редукциясына

$$g'_{\text{C, Mn}} = 0,75 \cdot \Sigma [\Delta O_{i \text{ Mn}} \cdot (1-0,5) \cdot i] = 0,75[0,000595(1-0,5 \cdot 0)] = 0,00044625. \quad (\text{Б.22})$$

в)хромның редукциясына

$$g'_{\text{C, Cr}} = 0,75 \cdot \Sigma [\Delta O_{i \text{ Cr}} \cdot (1-0,5) \cdot i] = 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot 1,89 \cdot 0,4615 = 0,0065. \quad (\text{Б.23})$$

г) кремний редукциясына

$$g'_{\text{C, Si}} = 0,75 \cdot \Delta O'_{\text{Si}} = 0,75 \cdot 0,0013 = 0,000975. \quad (\text{Б.24})$$

Жоғарыда аталған барлық металлдардың редукциясына көміртегінің жиынтық шығыны:

$$g_{\text{C}} = g'_{\text{C, Si}} + g'_{\text{C, Cr}} + g'_{\text{C, Mn}} + g'_{\text{C, Fe}} = 0,10618 + 0,00044625 + 0,0065 + 0,000975 = 0,11410. \quad (\text{Б.25})$$

В қосымшасы

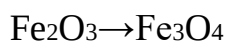
В.1 Тәжірибелік зерттеу жұмыстарын жүргізу

Шихтадағы газдандырылатын оттегінің мөлшерін анықтау

1) Темірді тотықсыздандыру кезінде. Ең алдымен шихтаның кен бөлігінің орташаланған құрамы бойынша жоғары және төмен оксидтердің арақатынасын бағалаймыз. Жалпы темір концентрациясы туралы деректер: $\text{Fe}=44,03\%$ және $\text{FeO}=5,68\%$, Fe_2O_3 және FeO байланысқан оттегінің мөлшерін бағалауға мүмкіндік береді.

$$\text{Fe}_{(\text{r})} = \text{Fe} - 0,777 \cdot \text{FeO} = 44,03 - 0,777 \cdot 5,68 = 39,62\%. \quad (\text{B.1})$$

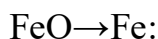
Бұдан әрі әдістеме бойынша тотықсыздандыру сатылары арқылы газдандырылатын оттегінің мөлшерін анықтаймыз:



$$\begin{aligned} \Delta \text{O}_1 &= 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot 0,111 \cdot \text{Fe}_{(\text{r})} = 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot 0,111 \cdot 39,62 = \\ &= 0,0188 \text{ кг/кг шихта}, \end{aligned} \quad (\text{B.2})$$

$$\begin{aligned} \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}: \Delta \text{O}_2 &= 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot 0,222 \cdot \text{Fe}_{(\text{r})} = 10^{-2} \cdot 0,4285 \cdot 0,222 \cdot 39,62 = \\ &= 0,0376 \text{ кг/кг шихта}. \end{aligned} \quad (\text{B.3})$$

Тотықсызданбаған темір FeO түрінде қалады және соңғы сатыда игерілу дәрежесінің тиісті мәніне көбейту ескерілуі мүмкін, яғни:



$$\begin{aligned} \Delta \text{O}_3 &= 10^{-2} \cdot \eta_{\text{Fe}} \cdot (0,4285 \cdot 0,667 \cdot \text{Fe}_{(\text{r})} + 0,222 \cdot \text{FeO}) = 10^{-2} \cdot 0,999 \cdot (0,4285 \cdot \\ &\cdot 0,667 \cdot 39,62 + 0,222 \cdot 5,68) = 0,125 \text{ кг/кг шихта}. \end{aligned} \quad (\text{B.4})$$

Темірді тотықсыздандыру кезіндегі газдандырылатын оттегі:

$$\Delta \text{O}_{\text{Fe}} = \Delta \text{O}_1 + \Delta \text{O}_2 + \Delta \text{O}_3 = 0,0188 + 0,0376 + 0,125 = 0,1814 \text{ кг/кг шихта}. \quad (\text{B.5})$$

1) марганец тотықсыздадыру кезінде. Бастапқы шихтада барлық марганец $\text{Mn}=0,95\%$, оның ішінде MnO түрінде:

$$\Delta \text{Mn}_{(\text{M})} = 0,7746 \cdot \text{MnO} = 0,7746 \cdot 2,45 = 1,897\%, \quad (\text{B.6})$$

В қосымшасының жалғасы

$$Mn_{(r)} = (Mn - 0,7746 \cdot MnO) = 1,9 - 1,897 = 0,003\% , \quad (B.7)$$

$MnO \rightarrow Mn$:

$$\begin{aligned} \Delta O_4 &= 10^{-2} \cdot 0,80 \cdot (0,4363 \cdot 0,667 \cdot 0,003 + 0,2253 \cdot 2,45) = \\ &= 0,00442 \text{ кг/кг шихта.} \end{aligned} \quad (B.8)$$

Марганецті тотықсыздандыру кезіндегі оттегі:

$$\Delta O_{Mn} = 0,00442 \text{ кг/кг шихта.}$$

1100 °C температурада көміртектің шығынын тотықсыздандыру ретінде анықтау.

Темірді тотықсыздандыруға:

$$\begin{aligned} Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4: &= 190/(190+5) = 0,95; \\ &= 5/(190+5) = 0,025, \end{aligned} \quad (B.9)$$

$$\begin{aligned} Fe_3O_4 \rightarrow FeO: &= 110/(110+45) = 0,7096; \\ &= 45/(190+45) = 0,2902, \end{aligned} \quad (B.10)$$

$$\begin{aligned} FeO \rightarrow Fe: &= 50/(50+75) = 0,40; \\ &= 50/(50+75) = 0,60, \end{aligned} \quad (B.11)$$

$$\begin{aligned} g'_{C,F} &= 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot Fe [0,4285 \cdot (0,111(1-0,5 \cdot 0,95) + 0,222 \cdot (10,5 \cdot 0,7096) + 0,667 \cdot \\ &(10,5 \cdot 0,4))] = 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot Fe [0,4285 \cdot (0,0582 + 0,1443 + 0,5336)] = \\ &= 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot Fe [0,4285 \cdot 0,7361] = 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot 44,03 \cdot 0,3154 = 0,75 \cdot 0,4403 \cdot 0,3154 = \\ &0,1041 \text{ г/г шихта.} \end{aligned}$$

(B.12)

Марганецті тотықсыздандыруға

$$\begin{aligned} MnO \rightarrow Mn &= 16/(16+92) = 0, \\ MnO \rightarrow Mn &= 92/(16+92) = 0,8519 , \end{aligned} \quad (B.13)$$

$$\begin{aligned} g'_{C, Mn} &= 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot Mn [0,1454 \cdot 0,667 \cdot (1-0,5 \cdot 0)] = \\ &= 0,00138 \text{ г/г шихта.} \end{aligned} \quad (B.14)$$

Хромит концентратынан хромды тотықсыздандыруға

В қосымшасының жалғасы

Концентратта хром Cr_2O_3 оксиді түрінде орналасқан. Оны қатты көміртекпен тотықсыздандыру тек CO газы пайда болуымен жүреді. Хром оксидінің оттегісінде хром бірлігіне жеткілікті оттегі бар.

$$\Delta\text{O}_{\text{Cr}}=48/104=0,4615\text{гр/гр Cr}.$$

Көміртегі шығыны:

$$g'_{\text{C, Cr}}=0,75 \cdot 10^{-2} \cdot \text{Cr}[0,4615 \cdot (1-0,5 \cdot 0)] = 0,75 \cdot 10^{-2} \cdot 1,72 \cdot 0,4615 = 0,0059\text{гр/гр шихта}, \quad (\text{B.15})$$

$$g'_{\text{др. уг}}=0,25 \cdot 0,08454 = 0,021\text{гр/гр шихта},$$

$$g'_{\text{др. уг}}=0,0059 + 0,021 = 0,0269\text{гр/гр шихта}.$$

Көміртегі-реагенттің жиынтық шығыны:

$$g'_{\text{C}} = g'_{\text{C, Fe}} + g'_{\text{C, Mn}} + g'_{\text{C, Cr}} = 0,1041 + 0,00138 + 0,0269 = 0,1324\text{гр/гр шихта}. \quad (\text{B.16})$$

Бұл көміртегі мөлшері 95,0% көміртегі бар, ағаш көмір түрінде беріледі. Көміртегі құрамын түзетумен ағаш көмірінің шығынын анықтаймыз:

$$g'_{\text{др. уг.}} = g'_{\text{C}} / (10^{-2} \cdot C_{\text{эф}}) = 0,1324 / 0,95 = 0,1393\text{гр/гр шихта}. \quad (\text{B.17})$$