

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА МЕТАЛУРГІЇ ЧОРНИХ МЕТАЛІВ І ЛИВАРНОГО
ВИРОБНИЦТВА

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до випускної атестаційної роботи бакалавра
зі спеціальності 136 – Металургія

Розробка і вдосконалення технології виробництва залізородних окатишів
основністю 0,35 річною продуктивністю 5 млн т

Виконав: Студент групи ЗМТ 20-1 _____ Денис Марченко

Керівник кваліфікаційної роботи _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Нормоконтролер _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Завідувач кафедри _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2024 р.

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до роботи бакалавра на тему «Розробка і вдосконалення технології виробництва залізорудних окатишів основністю 0,35 річною продуктивністю 5 млн т»: _____ с., _____ рис., _____ табл., _____ літературних джерел

Вивчено отримання високоякісних офлюсованих окатишів з магнетитового концентрату.

Об'єктом розробки є технологія отримання високоякісних офлюсованих окатишів основністю 0,35 з магнетитового залізорудного концентрату.

В технологічній частині виконані розрахунки шихти, технологічної схеми, та схеми ланцюга апаратів, також запропоновані основні проектні рішення.

В спеціальній частині розглянуто можливість використання модифікуючих добавок в шихті огрудкування з метою вдосконалення технології виробництва залізорудних окатишів.

Одержані окатиші з вмістом заліза 61,91%. Міцність при стисканні – 225 кг/окат. Відновленість – 78,7%. Міцність при відновно-тепловій обробці, у %: фракції більше 5 мм – 54,3-76,1; фракції менше 0,5 мм – 6,2-12,7.

Визначені показники роботи фабрики з річною продуктивністю 5 млн т по виробництву окатишів. Технічна оцінка проекту показала доцільність його впровадження.

ОКАТИШІ, ПОДРІБНЕННЯ, КОНЦЕНТРАТ, ВИПАЛЮВАННЯ,
ОГРУДКУВАННЯ

ЗМІСТ

Вступ	
1. Загальна частина	
2. Технологічна частина	
2.1 Вихідні данні для розрахунку шихти.....	
2.2 Розрахунок питомих витрат компонентів шихти.....	
2.3 Розрахунок хімічного складу окатишів.....	
2.4 Розрахунок технологічної схеми виробництва окатишів.....	
2.5 Вибір і розрахунок потреби в основному технологічному обладнанні.....	
2.6 Зведені дані по виробництву окатишів річною продуктивністю 4,5 млн т готової продукції в рік.....	
3.	Спеціальна
частина.....	
3.1. Вибір складу і кількості модифікуючих добавок.....	
3.2. Вплив модифікуючих добавок на фазовий склад і формування структури окатишів	
3.3. Дослідження металургійних властивостей окатишів при відновно-тепловій обробці	
3.4. Напівпромислові випробування досліджуваних окатишів ЦГЗК	
Висновки	
.....	
Список використаної літератури	

До властивостей зміцнених окисним випалом залізородних окатишів відносяться: хімічний і мінералогічний склад, гранулометричний склад, механічні й теплофізичні властивості, металургійні властивості, фазовий склад. Однак до основних металургійних властивостей окатишів відносяться: міцність при транспортуванні (холодна міцність), міцність при відновно-тепловій обробці (гаряча міцність), відновлюваність, інтервал розм'якшення й структурні характеристики .

Частка окатишів у шихті доменних печей може досягати 100 %, відповідно підвищуються й вимоги до їхньої якості. На основі досвіду роботи доменних печей сформульовані загальні вимоги, які повинна задовольняти залізородна сировина: максимально можливий вміст заліза; мінімальний вміст оксиду кремнію; основність, близька до основності шлаку; мінімальний вміст шкідливих домішок; здатність витримувати, без руйнування, значну кількість перевантажень; забезпечення оптимальних газодинамічних умов роботи доменної печі за рахунок відповідної фракції; збереження необхідних характеристик на міцність у процесі відновно-теплової обробки та ін.

Міцність на стискання характеризує опір окатишів на руйнування стискаючим навантаженням, якщо вони перебувають у ємкостях великої висоти (бункери, штабелі на складах і т.п.). Показники міцності на удар і стирання у барабані характеризують опір окатишів на руйнуюче і стираюче навантаження при численних перевантаженнях і транспортуванні від виробника до споживача. Міцність і стирання при низькотемпературному відновленні до 800 °С і ступені відновлення характеризують опір окатишів руйнуванню при відновленні у верхній частині шахти доменної печі. Усадка шару, перепад тиску газу в шарі й ступінь відновлення при високотемпературному (до 1050 °С) відновленні характеризують в'язкопластичні властивості окатишів у нижній частині доменної печі.

На підставі аналізу й узагальнення відомостей про виробництво залізородної сировини на різних фабриках, умов її зберігання й транспортування від виробника до споживача, а також ефективності використання агломерату й окатишів у доменних печах були розроблені величини показників комплексу металургійних властивостей залізородних матеріалів вимогам, що максимально відповідають доменній плавці.

Для оцінки комплексу металургійних властивостей окатишів у світовій практиці використовують різні методики. За кордоном для оцінки міцності окатишів у холодному стані застосовують спосіб ASTM, для визначення міцності окатишів при відновно-тепловій обробці одержали поширення метод Ліндера поряд з методом «Кобе стіл». У закордонних методиках використовують ізотермічне відновлення. Вітчизняні методи по визначенню холодної міцності зводяться до випробувань у стандартному барабані. Метод по визначенню міцності при відновленні аналогічний методу Ліндера, але спрощений.

Таким чином, до окатишів як шихтового матеріалу для відбудовних агрегатів висувають певні вимоги, яким вони повинні відповідати як по

хімічному складу й фізико-механічним властивостям, так і по властивостях у процесі відновно-теплової обробки. Аналіз металургійних властивостей залізорудних окатишів показав, що вони не відповідають усім вимогам доменної плавки. У зв'язку із цим слід розглянути сучасні напрямки поліпшення металургійних властивостей окатишів.

Ефективними засобами підвищення якості окатишів є:

- добавка твердого палива в шихту для одержання залізорудних окатишів;
- використання залізовмісних відходів металургійного виробництва;
- застосування феритних сумішей;
- застосування різних сполучних і ін.

Найбільш перспективним на даний момент є добавка твердого палива в шихту для виробництва окатишів. Слід проаналізувати вплив характеристик твердого палива й технологічних параметрів випалу окатишів на їхні металургійні властивості.

У цей час більшість фабрик огрудкування використовують у якості теплоносія природний газ і рідке паливо. Однак, враховуючи перспективи розвитку енергетики, швидке виснаження запасів нафти й газу в порівнянні із запасами вугілля, слід визнати, що збільшення масштабів використання вугілля дозволить уникнути енергетичної кризи. До теперішнього часу обставини змінилися таким чином, що необхідність економії теплоти при виробництві окатишів стала ще більш актуальною.

У розвиток поставлених завдань систематизовані й узагальнені результати опублікованих робіт з дослідження мінералогічного складу окатишів, зміну його в процесі високотемпературної обробки в окисних і відновних умовах, і вплив цих умов на показники якості залізорудної сировини й результати доменної плавки.

Мінералогічний склад окатишів, насамперед, залежить від складу застосовуваної шихти. При обробці багатих залізорудних концентратів і окисних шихт мінералогічний склад відносно однорідний, його коливання зростають із застосуванням більш бідних руд і при офлюсуванні. У перших двох випадках продукт складається головним чином з оксидів заліза, силікатів і склоподібного шлаків, крім того, можуть бути присутніми ще й ферити кальцію (силікати кальцію, заліза й магнію, а іноді й алюмосилікати).

Оптимальні металургійні властивості окатиші набувають при високо-температурній термообробці за участю рідких силікатних фаз. Таким чином, склад і властивості силікатного розплаву, що формує структуру окатишів, мають визначальне значення. Відомо вплив складу розплавів у системі $\text{FeO}-\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{CaO}-\text{SiO}_2$ на їх в'язкість, поверхневий натяг, змочування і просочення окатишів.

Однією з важливих характеристик силікатного розплаву є його в'язкість. При рідиннофазному спіканні в'язкість силікатного розплаву обумовлює силу в'язкого опору, що перешкоджає розтіканню розплаву по поверхні частинок. Тому всяке зменшення в'язкості розплаву сприяє підвищенню швидкості

спікання твердих частинок, яка значною мірою залежить від кількості заліzosилікатного розплаву, швидкість формування якого визначається процесами твердофазного феритоутворення та умовами розчинення в феритному розплаві кремнезему шихти. При охолодженні в'язкість розплаву і характер її зміни від температури характеризують його здатність до склування. Чим вище в'язкість розплаву і плавніше характер її зміни від температури, тим більшу схильність до склування має розплав.

У процесі нагрівання і відновлення окатишів всі складові його фази (рудні, феритні, силікатні) відновлюються, оскільки містять в своєму составі оксиди заліза. Від того, як довго, на скільки і за яких температурах буде відновлюватися силікатна зв'язка окатишів, залежить міцність окатишів у процесі відновлення. Кількість і властивості розплавів, а також склад зв'язок змінюється при використанні твердого палива в шихті для виробництва доменних окатишів. Формування їх складу відбувається в результаті розвитку окисно-відновних реакцій при окислюванні вуглецю твердого палива в окатишах. Вивченню процесу горіння вуглецю твердого палива в суміші з залізорудними матеріалами в умовах просмокування теплоносія присвячено значне число робіт, узагальнених у монографіях.

Таким чином, незважаючи на значні досягнення щодо поліпшення металургійних властивостей залізорудної окускованої сировини для доменної плавки залишаються деякі явища, які вимагають подальших досліджень з метою наукового розуміння деяких процесів.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

На теперішній час відомі три принципово різні способи огрудкування матеріалів – спікання або агломерація, огрудкування або виробництво

окатишів та пресування або брикетування. Кожний з цих способів складається з багатьох операцій по підготовці компонентів шихти, їх усередненню, змішуванню, сушінню, нагріву та охолодженню, грохотінню, які відрізняються застосуванням устаткування або параметрами режимів його роботи, але як технологічні операції вони притаманні всім цим способам. Принципова різниця між технологіями огрудкування знаходиться в основній технологічній операції, якою можливо рахувати ту, де утворюється зв'язка дрібних зерен вихідної шихти, тобто де власне утворюються куски з пиловидного матеріалу необхідної міцності.

Технологія огрудкування або виробництва окатишів винайдена майже одночасно з технологією агломерації – на початку ХХ століття, але вона розвивалась до середини цього століття значно повільніше, хоч і проводились окремі наукові дослідження – не було сировинної бази. Бурхливий розвиток цієї технології розпочався тоді і там, де і коли розпочали у великих обсягах виробляти тонкомолоті концентрати, здатні утворювати більш-менш рівномірні по розміру кульки діаметром 10-15 мм – окатиші.

Зміцнення окатишів здійснюють нагрівом їх шару шляхом фільтрації через нього продуктів спалення будь-якого палива, або нагрівом у пересипному шарі. При цьому дрібні зерна шихти у кожному окатиші спікаються як у твердому стані, так і з утворенням деякої кількості розплаву, значно меншої, ніж при агломерації. Здійснюється випал окатишів на конвеєрних колосникових машинах, у шахтних печах та на комбінованих установках – конвеєрна колосникова машина – трубна піч – кільцевий охолоджувач, тобто на устаткуванні, однотипному з агломераційним устаткуванням. Відомі також безвипальні методи зміцнення окатишів – на зв'язці з рідкого скла або цементу, шляхом автоклавної обробки з утворенням гідросилікатної зв'язки або шляхом каталітичної карбонізації гашеного вапна з утворенням вапнякової зв'язки. Безвипальні окатиші у відношенні фізичної суті виготовлення та зміцнення аналогічно брикетам: при обкатуванні шихти за рахунок поступового додавання нових шарів частинок і багаторазових ударів утворюються достатньо тверді щільні кульки – окатиші.

При брикетуванні шихти відмірений її об'єм стискується та ущільнюється також до потрібної міцності, яка може бути остаточною, або достатньою для транспорту брикетів до зміцнюючого апарату – автоклаву, карбонізатора та ін.

Загальна кількість огрудкованої сировини у світовій металургії представлена до 70 % агломератом, до 30 % окатишами, решта – кускові багаті руди та брикети. Брикетів виробляється майже стільки, як і окатишів у металургії, але це – брикети головним чином з молодого бурого вугілля (більше 50 %) та з шихти, складеної із слабо спікшимся і неспікшимся кам'яним вугіллям для розширення бази коксування та одержання бездимного палива (біля 10-15 %).

Одержання сирих окатишів.

Сирі окатиші формуються при обкочуванні в спеціальних установках тонкодисперсного залізорудного матеріалу, зволоженого до певного ступеня. Здрібнений залізорудний порошок можна віднести до гідрофільних дисперсних систем, що характеризується інтенсивною взаємодією з водою. У такій системі прагнення до зменшення енергії реалізується як за рахунок зниження величини поверхневого натягу на границі розділу фаз (при взаємодії з водою), так і за рахунок укрупнення часток (в результаті їхнього зчеплення).

Таким чином, можна вважати, що в цілому дисперсна система залізорудний матеріал - вода має певне термодинамічне прагнення до огрудкування.

Теорія формування окатишів із залізорудних концентратів ще тільки створюється, тому поки не існує єдиного трактування механізму агрегації тонкоздрібнених рудних часток. Основною причиною такого положення є складність процесу, що представляє власне кажучи цілий комплекс різних явищ - змочування, капілярного насичення, осмосу, набрякання, поверхневого диспергування, розчинення тощо. Найбільш струнку схему утворення окатишів дав В.І. Коротич [1].

Критично розглянувши погляди прихильників теорії капілярної взаємодії, які користуються певним поширенням, В.І. Коротич показав, що ця теорія містить серйозні протиріччя. Капілярні сили можуть проявлятися лише в трифазних системах, тобто між частками матеріалу поряд з водою повинно перебувати повітря. Експерименти ж показують, що під дією динамічних навантажень надлишок води вижимается зі зразка, а частки зближаються до відстаней, порівнянних з товщиною плівок зв'язаної води. Система стає в такий спосіб двофазною, капілярні сили зникають і міцність зчеплення між частками обумовлена молекулярними силами.

Формула сил зчеплення, отримана В.І. Коротичем, аналогічна вираженню Тигершельда й Ільмони, що відбиває правильність експериментальних побудов останніх:

$$F = ksp \frac{1 - \epsilon}{\epsilon} ,$$

де F - сили зчеплення;

s - питома поверхня дисперсного матеріалу;

p - щільність матеріалу;

k - пористість шару;

ϵ - коефіцієнт, що враховує форму часток, характер їхнього укладання в зразку, гідрофільність матеріалу.

Провідним фактором, що визначає міцність зчеплення часточок у вологому стані, є величина питомої поверхні матеріалів. Остання більшою мірою (хоча й при відсутності функціональної залежності) пов'язана зі змістом найбільш дрібних фракцій.

Іншим важливим фактором, що впливає на огрудкування, є вміст у шихті води, причому залежність міцності сирих окатишів від кількості води носить екстремальний характер. Для магнетитового концентрату В. И. Коротич виявив існування двох максимумів міцності.

При першому максимумі міцності система є трифазною, частки через невелику вологу ущільнені слабо й тому міцність сирих окатишів обумовлена в першу чергу дією капілярних сил. При подальшому збільшенні вологості зразка з одночасним впливом динамічних навантажень надлишок води вижимается на поверхню зразка, частки ущільнюються й зближуються. Система стає двофазною, міцність окатишів у цьому випадку обумовлена молекулярними силами. Досліджуючи процес мокрої агрегації залізорудних часток, В.М. Вітюгин й А.С. Богма показали; що сили зчеплення часток пропорційні максимальній молекулярній вологоємності ($W_{M.M.B}$), що характеризує енергетичний стан концентрату. Структурний стан концентрату залежить від максимальної капілярної вологоємності ($W_{M.K.B}$) [8]. Автори запропонували оцінювати здатність дисперсних залізорудних матеріалів показником грудкування :

$$K = \frac{W_{M.M.B}}{W_{M.K.B} - W_{M.M.B}},$$

де $W_{M.M.B}$, $W_{M.K.B}$ - відповідно показники молекулярної й капілярної вологоємності агрегуючого матеріалу.

Промислова практика підтверджує висновок про вплив частки дрібних фракцій у шихті на ефективність агрегації. За кордоном концентрати, використовувані для виробництва окатишів, характеризуються в середньому вмістом фракції <44 мкм 75-90 %, у тому числі 60-80 % фракції <28 мкм.

Одержуваний шляхом флотації або при збагаченні у гвинтових сепараторах концентрат із кристалічних немагнітних руд (наприклад, спекулярит) через порівняно велику крупність зерен пластинчастої будови або наявності на них гідрофобної плівки флотореагентів володіє гіршою грудкуємністю, внаслідок чого подібні матеріали перед огрудкуванням подрібнюються.

Найбільше широко для огрудкування застосовують магнетитовий концентрат (61,6 %). Крім нього, використовують гематитовий (19,5 %), гематито-магнетитовий (14,8 %) і гематито-гидрогетитовий (4,1 %) концентрати.

У лабораторних і напівпромислових масштабах випробувано огрудкування сидеритів, бурих залізників, піритних недогарків, марганцевих руд, золи бурих вугілля і т.д.

Велика увага повинна приділятися техніці підготовки й подачі концентрату на огрудкування головним чином усередненню й резервуванню концентрату у вигляді пульпи, подачі й розподілу пульпи по фільтрах.

Вологість тонких концентратів (80-90 % класу <44 мкм) доводять до 9-10 %, більше грубих (60-70 % того ж класу) - до 7-8 %.

Сирі окатиші повинні володіти необхідною міцністю, щоб запобігти деформації й руйнування при доставці окатишів до випалювального агрегату, а також гарною термостійкістю, щоб не зруйнуватися при нагріванні. Для посилення цих властивостей у шихту окатишів уводять сполучні добавки.

Найбільш широке поширення у виробництві окатишів одержав бентоніт (0,5—1,0 %), який додають в шихту, перед огрудкуванням. Бентоніт поєднує своєрідні глини, що відрізняються тонкою дисперсністю, іонообмінною здатністю, високим ступенем набухання при зволоженні, зв'язністю, здатністю поступово виділяти воду при нагріванні. Бентоніти в основному складаються з монтморіллону і близьких до нього мінералів. Частина катіонів кристалічних ґрат здатна заміщатися іонами Ca^{2+} і Na^+ . При зволоженні бентоніти інтенсивно поглинають воду, збільшуючись в обсязі в 15—20 разів. Вибір бентоніту обумовлений його здатністю при зволоженні утворювати гелі з надзвичайно розвинутою питомою поверхнею (600—900 м²/г), що приблизно в 7 разів вище поверхні часток інших сортів глини. Бентоніт збільшує пористість сирих окатишів, що сприятливо позначається на швидкості видалення вологи під час сушіння окатишів без зниження їх міцності. У промисловості використовується як природний, так і спеціально активований бентоніт (найчастіше натрієвий), число набрякання у воді якого не менш 15.

Обмеженість запасів бентоніту, а також далекість його родовищ від місць споживання обумовлюють порівняльну дорожнечу бентоніту. Варто також ураховувати, що, складаючись на 50-60 % із двоокису кремнію, бентоніт знижує в ньому зміст заліза. У зв'язку із цим у цей час проводяться дослідження із заміни бентоніту іншими матеріалами. У США застосовують комбіновані добавки, що складаються із суміші бентоніту із содою, що дозволяє скоротити витрату бентоніту в 2-2,5 рази. Указується, що на 1 м концентрату треба вводити 1,8 кг бентоніту й 0,5 кг кальцинованої соди, що еквівалентно уведенню ще 3,5 кг бентоніту. У Швеції, крім бентоніту, застосовують вапно, гашене вапно, хлористий кальцій, залізний купорос у кількості 5-13 % від маси шихти. При нагріванні ці добавки швидко затвердівають, утворюючи чаруночну структуру окатиша, завдяки чому волога при нагріванні безперешкодно віддаляється з окатишів, не викликаючи руйнування останніх.

У США запропоновано в якості сполучного використати гумінові речовини (наприклад, гумат натрію). По дослідженнях В. М. Вітюгіна й А. Ф. Карповича, добавка 0,07-0,18 % гуматів натрію забезпечує гарну якість окатишів.

Крім зазначених вище, запропонований ще цілий ряд зміцнюючих домішок: крохмаль (у кількості 0,2 %), розчин сульфату марганцю, азбестове волокно (1-10 %), монтморіллоніт із сіллю лужного металу й ін.

У Московському інституті сталі й сплавів В. В. Даньшиним й ін. [9] розроблена технологія одержання окатишів, у шихту для виробництва яких

замість бентоніту вводиться 10-20 % залізної руди, що містить у порожній породі підвищену кількість глинозему. Так, в умовах Соколовсько-Сарбайського ГЗК при введенні в шихту 10 % здрібненої лисаковської руди замість бентоніту термостійкість окатишів покращилася й значно збільшилася міцність окатишів, особливо, міцність при відновленні їх у доменній печі, без помітного зниження міцності сирих окатишів.

На сучасних фабриках огрудкування окатишів одержують в огрудкувачах двох типів: барабанних і тарілчастих. Розміри окатишів при цьому значно розрізняються (від 9 до 30 мм). На досконалість процесу огрудкування впливає зміст вологи в шихті, коливання якої звичайно не перевищують $\pm(0,25 - 0,50 \%)$. У США й Канаді для одержання сирих окатишів діаметром 9-15 мм кількість вологи підтримують у межах 8-10 %, у Швеції при розмірі одержуваних окатиші 25-30 мм застосовують шихту з 7-8 % вологи.

Барабанний огрудкувач розміром до 3,05X9,45 м може робити до 1000 т/добу сирих окатишів.

Барабанні огрудкувачі встановлені на більшості великих фабрик огрудкування США, Канади, Швеції. У СНД барабанні огрудкувачі використовують на фабриці окатишів у м. Рудному.

У США, Японії, Канаді, СНД застосовують і тарілчасті (або чашеві) гранулятори. Діаметр чаші становить 4,9—6,0 м. Чашеві огрудкувачі встановлені на деяких фабриках США, Канади, Перу і Японії.

В Україні чашеві огрудкувачі використовують на Центральному ГЗК у Кривому Розі.

Продуктивність барабанних огрудкувачів вище, ніж тарілчастих, через значну величину циркуляційного навантаження вони більше стабільні в роботі, менш чутливі до коливань складу й фізичних властивостей шихти. Разом з тим тарілчасті огрудкувачі забезпечують одержання більше рівномірних по крупності окатишів, дають можливість працювати без наступного просівання, допускають можливість регулювання й оперативної перебудови режиму роботи. Варто підкреслити особливу важливість освоєння автоматичного вагового дозувань шихти в огрудкувач, точності балансування, визначення оптимальної швидкості обертання й кута нахилу огрудкувача, підтримки в ньому гарнісажу необхідної якості, сполучення барабана й грохота з мінімальною висотою падіння окатишів на грохот і т.д.

Сирі окатиші повинні мати достатню механічну міцність, щоб не зруйнуватися при транспортуванні до випалювальних агрегатів. Дотепер немає науково обґрунтованої методики визначення величини сил зчеплення часток в окатиші. Звичайно статичні й динамічні навантаження моделюють за допомогою випробувань відповідно на роздавлення й скидання.

Випробування на роздавлення проводять шляхом стиску окатишів з метою визначення зусилля, при якому окатиші деформуються або руйнуються. Для окатишів розміром 25 мм мінімальний опір роздавленню повинне становити 4,5—5,5 кг/окатиш, а для окатишів діаметром 9,5 мм 0,9 кг/окатиш.

При випробуваннях на скидання важливо вибрати висоту скидання. Відповідно до реальних величин рівнів висот транспортерів при перевантаженні висота скидання повинна бути не менш 300 мм. У СНГ окатиші повинен витримувати без руйнування не менш 15 скидань із висоти 300 мм. У США стандартна висота для випробувань на скидання становить 457 мм, причому окатиші повинні витримати 5 скидань.

Останнім часом створені пристрої, що забезпечують надійне транспортування сирих окатишів. Розроблений у ФРН роликовий конвеєр-живильник може не тільки переміщати окатиші без руйнування й деформації, але й сприяє деякому додатковому зміцненню. Однак практика роботи фабрики огрудкування Соколовсько-Сарбайського ГЗК показала, що цей укладальник не може усунути сегрегації окатишів, що існує на живильному його транспортері. Тому для усунення сегрегації окатишів доцільно встановлювати комбінований укладальник (хитний і роликовий).

Зміцнення окатишів. Випалювальні агрегати

Сирі й висушені окатиші мають міцність, недостатню для транспортування до металургійних агрегатів і проплавки їх у печах. Тому, крім стадії формування, окатиші повинні пройти й другу стадію обробки - зміцнення.

Існують дві групи методів зміцнення окатишів: безвипалювальні й з високотемпературним випалом. Безвипалювальні методи зміцнюючої обробки поки здійснені в лабораторних і дослідно-промислових умовах. Важливою перевагою їх є істотна економія, що досягається виключенням зі схеми найбільш дорогого вузла процесу - відділення високотемпературного випалу.

Одним з найбільш імовірних шляхів рішення цього питання може з'явитися використання ефективного сполучного, що забезпечує достатню міцність при транспортуванні й відновленні в доменній печі. Так, у країнах СНД запропоновано використати в якості сполучну суміш Mg й HgCl_2 у співвідношенні від 6:1 до 1:1 і давати її в шихту в кількості 2—40 %. Міцність окатишів після шостої доби витримки становить 150 кг/окатиш, а після 28 доби 250 кг/окатиш. При нагріванні до 50—150 °С час зміцнення знижується до 2—10 год.

Більш широке поширення знайшли варіанти хіміко-каталітичного способу одержання рудо-флюсових і рудо-флюсо-вугільних окатишів, розробленого Інститутом металургії ім. А. А. Байкова [10].

Принципова технологічна схема процесу така. Сухий концентрат (вологи не більше 2—2,5 %), здрібнене паливо й вапняк-пушонка в співвідношеннях, необхідних для подальшої металургійної обробки, перемішуються в кульовому млині; потім шихта огрудковується в дисковому огрудкувачі з добавкою 0,01—0,02 % водяного розчину каталізатора (цукрової меласи). Окатиші підсушують у шахтній або стрічковій сушарці теплим повітрям (105—130 °С), не утримуючого двоокису вуглецю, а потім обробляють у карбонізаційній камері зволуженим димовим газом (~20 % CO_2), нагрітим до 40—60 °С. Після цього окатиші надходять на склад готової

продукції. Зміцнення досягається за рахунок утворення в них кістяка з вуглекислого кальцію. Подібні пропозиції висунуті й за рубежем.

У Воронежському державному університеті розроблена технологія одержання окатишів зі зміцненням їх при автоклавній обробці. Сирі окатиші одержують із концентратів звичайними способами.

Потім окатиші завантажують в автоклав, де вони протягом 4—6 год обробляються паром при тиску 8 атм і температурі 180 °С. Пропарені окатиші мають міцність на роздавлювання 60-400 кг/окатиш і можуть знайти застосування в сталеплавильних агрегатах.

У Швеції розроблений спосіб одержання безвипалювальних окатишів з використанням у якості сполучного 10 % портландцементу або жужільного цементу. У цей час закінчено будівництво промислової фабрики річною продуктивністю 1,5 млн. т окатишів.

Відповідь на питання про перспективність безвипалювальних методів одержання окатишів повинен дати великий промисловий досвід виробництва й проплавки безвипалювальних окатишів. Однак слід зазначити, що основними недоліками зазначених способів є низька продуктивність агрегатів, невисокі міцнісні властивості продукту (особливо при їхньому відновленні) і неможливість видалення в ході одержання шкідливих домішок.

Промислові окатиші одержують дотепер шляхом їхньої високотемпературної обробки у випалювальних агрегатах. У цей час використовують три типи агрегатів: шахтні печі, конвеєрні машини й комбіновані установки.

Шахтні печі знайшли особливо широке поширення в перший період розвитку виробництва окатишів. Шахтні печі працюють за принципом протитока: униз рухаються окатиші, нагору, крізь стовп окатишів, піднімаються газу, що передають тепло окатишам. Для горіння використовують рідке або газоподібне паливо, що спалюється у топках, розташованих по обидва боки шахти печі. У верхній частині печі відбувається сушіння, потім підігрів і випал окатишів, у нижній частині печі протікає процес уповільненого охолодження їхнім холодним повітрям до 100—150 °С, газу, що відходять, мають температуру 150-200 °С.

Результатом протиточного процесу є гарний теплообмін, що забезпечує високий ступінь засвоєння тепла. Тому шахтні печі характеризуються низькою витратою тепла. У Швеції при випалі магнетитових окатишів у невеликих шахтних печах витрата тепла не перевищує 90 тис. ккал/т. У більших печах США й Канади витрата тепла становить звичайно 120-150 тис ккал/т окатишів.

Спочатку для більш рівномірного випалу в шихту додавали якусь (до 1 %) кількість твердого палива. Однак останнім часом від використання твердого палива відмовилися.

Звичайно печі мають прямокутну форму й виконуються із двома-трьома шахтами в одному кожусі. На шведських фабриках у Бодасе й Мальмбергете працюють шахтні печі наступних розмірів: ширина відповідно 1,02 й 1,83 м,

довжина 1,23 й 3,05 м, висота 9,0 м, робоча площа 0,95 й 5,5 м². Аналогічними по конструкції є перші промислові печі, побудовані в США й Канаді.

В останні роки технологія випалу й конструкції печей значно вдосконалені. На фабриках у Корнуелл і Грейс працюють дев'ять печей, які мають спеціальні камери для охолодження окатишів. На фабриці Пі Ридж випал окатишів роблять у п'яťох печах із двома циліндричними камерами охолодження.

Виробництво окатишів у шахтних печах характеризується низькими експлуатаційними витратами. Виключається необхідність складних у виготовленні й обслуговуванні високотемпературних димососів. Як уже вказувалося, у шахтних печах досягається найменша витрата тепла на процес. Однак максимальна продуктивність шахтних печей не перевищує 0,5 млн. т/рік, що обмежує їхнє застосування при більших масштабах металургійного виробництва. Крім того, шахтні печі дуже чутливі до явищ місцевого оплавлення або руйнування матеріалів у печі, що приводить до порушення руху газового потоку в стовпі матеріалів. Тому шахтні печі пристосовані насамперед до виробництва неофлюсованих окатишів, коли допустимо більший інтервал коливання температури без розм'якшення й розплавлювання окатишів.

У середині 50-х років створюється новий агрегат для випалу окатишів - випалювальна конвеєрна машина, що по своєму пристрої аналогічний широко розповсюдженим агломераційним стрічкам, але пристосована для роботи при більше високих температурах (рис. 4). Гази, що відходять, відсмоктуються в цьому випадку не одним екстаустером як при агломерації, а декількома. У відповідності, з технологією процесу випалу для кращого використання тепла машина розділена на технологічні зони, перекриті зверху спеціальними секціями горна.

Тепловий режим у кожній секції встановлюється, як правило, незалежно від режиму інших секцій. Гази з кожної зони відсмоктуються окремими димососами. Найчастіше, конвеєрна машина складається з наступних секцій: сушіння (одна або дві секції), підігріву, випалу (від однієї до трьох секцій), рекуперації й охолодження.

Окатиші на нових фабриках обпалюють продуктами горіння рідкого або газоподібного палива, спаленого над шаром окатишів у горні. Таким чином, над шаром окатишів утвориться рівномірне поле температур, а випал відбувається в атмосфері продуктів повного згоряння палива з використанням вторинного повітря.

Перша промислова випалювальна конвеєрна машина площею близько 60 м² була уведена в лад на досвідчєній фабриці Беббіт (США) в 1954 р. На перших машинах окатиші обпалювали за рахунок горіння твердого палива, торованого на їхню поверхню. Продуктивність конвеєрних машин на фабриці в Сильвер-Бее (США) площею 94 м² становила близько 100 т/ч при витраті тепла 250—350 тис. ккал/т окатишів.

Колосники й візки машини виготовляють із жароміцних сталей з високим вмістом хрому й нікелю. У конструкціях повітряних камер і газовідводів ураховується можливість теплового розширення під впливом гарячих газів. У зв'язку з тим що процес випалу передбачає регенерацію тепла обпалених окатишів, їхнє охолодження здійснюється на самій машині. Для остаточного охолодження окатишів застосовують зрошення водою.

В останні роки розміри конвеєрних машин значно виросли.

На нових машинах окатиші висушують гарячим газом, що подається спочатку знизу нагору (15 % площі машини), а потім зверху вниз (7 %). Проохолоджують окатиші в основному продувкою знизу. Площа зони охолодження становить 30—35 % від площі машини. Частина зони охолодження (близько 60—70 %) зверху перекрита ковпаком, де створюється невеликий тиск гарячого повітря, нагрітого вище 800 °С. Це повітря шляхом простого ривчака без вентиляторів надходить безпосередньо в зону рекуперації, а далі також самопливом по колекторі більшого діаметра — у зони випалу й підігріву, де використовуються як вторинне повітря. З іншої частини зони охолодження повітря, нагріте до 400 °С, відсмоктується спеціальним димососом і направляється в пальники зон підігріву й випалу як вторинне повітря.

Сучасні випалювальні машини мають більш високу агрегатну продуктивність (до 2 млн. т/рік, або 250 т/ч), дозволяють легко регулювати процес і більше пристосовані до виробництва окатишів (у тому числі й офлюсованих) з різних концентратів. У ході випалу на конвеєрній машині окатиші перебувають у стані спокою, тому вимоги до міцності сирих і підсушених окатишів можуть бути знижені.

Істотним недоліком конвеєрних машин є необхідність застосування жароміцних сталей і високотемпературних димососів, що ускладнює обслуговування машин і підвищує експлуатаційні витрати на одержання окатишів. Конвеєрні машини відрізняються також підвищеною витратою тепла на процес (200-300 тис. ккал/т окатишів).

В 1960 р. пущена в експлуатацію фабрика Гумбольдт (США) продуктивністю 0,8 млн. т/рік, на якій для випалу окатишів з гематитового концентрату вперше був застосований комбінований агрегат (рис. 5): полегшена конвеєрна машина для сушіння й підігріву, а також трубчаста обертова піч для високотемпературного випалу.

Прототипом цього агрегату є установка типу «Леполь», застосовувана в цементній промисловості для випалу окатаного клінкера.

Низькотемпературні процеси - сушіння й підігрів - протікають на металевих ґратах зі слабологаного чавуну, а випал - у футерованій вогнетривами печі. Завдяки тому, що газу, що відходить із трубчастої печі, крізь шар окатишів на колосникових ґратах просмоктуються спочатку в зоні підігріву, а потім - у зоні сушіння, витрата тепла на процес порівняно невелика і становить 150-220 тис. ккал/т окатишів.

Число високотемпературних димососів скорочується до одного-двох проти трьох-чотирьох на конвеєрній машині, продуктивність агрегату доходить до 1,6 млн. т окатишів.

Кількість комбінованих установок зростає в міру залучення в промисловий оборот бідних гематитових кварцитів й інших окислених руд.

У зв'язку з високою якістю окатишів, одержуваних при випалі на комбінованих установках, в останні роки в США, Канаді, Швеції й ін. комбіновані установки стали застосовувати й для випалу окатишів з магнетитового концентрату.

Описані вище способи випалу окатишів хоча й конкурують між собою, але не є взаємовиключними. Вважається, що конвеєрні машини варто використати для випалу окатишів з концентратів окислених руд, шахтні печі - для концентратів магнетитових руд, комбіновані установки - для гематитових матеріалів, а також для деяких спеціальних процесів, що вимагають для випалу великої кількості тепла.

На всіх установках для виробництва неофлюсованих окатишів використовують магнетитовий концентрат приблизно однакової крупності .

Продуктивність уведеної в лад в 1968 р. шахтної печі в Мальмбергете — до 0,45 млн. т/рік. Сирі окатиші одержують у барабанному огрудкувачі(3X9,8 м) продуктивністю 70 т/ч. Найвища температура в печі становить 1350° С. Внаслідок незадовільного охолодження (окатиші виходили з печі з температурою 400—500 °С) витрата тепла на процес виявилася трохи завищеною.

На фабриці Кируна випалювальна конвеєрна машина площею 172 м² (річна продуктивність 1,8— 2,0 млн. т) пущена в лад в 1965 р. Сирі окатиші одержують у шести барабанних огрудкувачах(2,7X X9,3 м) продуктивністю 65 т/г. Час випалу окатишів 30 хв, що трохи менше необхідного. Температура газів у зоні випалу 1320 °С.

В 1968 р. у Сваппаваара уведена в експлуатацію комбінована установка грати — трубчаста піч річною продуктивністю 1,8—2,0 млн. т. Сирі окатиші одержують у шести барабанних огрудкувачах (3X9,8 м) продуктивністю 70 т/г. Після випалу окатиші прохолоджують.

З вище сказаного було встановлено, що показники виробництва трьох типів застосовуваних випалювальних машин близькі. Сумарні експлуатаційні витрати розрізняються на $\pm 7\%$, що перебуває в межах припустимої похибки розрахунків. Відсутність єдиного показника якості окатишів затрудняє оцінку властивостей виготовленої сировини, однак й у цьому випадку ми повинні відзначити, що окатиші, отримані на різних установках, мало відрізняються один від одного.

Таким чином, при виборі того або іншого типу випалювального агрегату необхідно виходити з конкретних умов даного району (тип концентрату, ціна електроенергії, палива, необхідна продуктивність, якість одержуваних окатишів, наявність досвіду роботи на тій або іншій випалювальній установці й т.д.).

Розробляються й принципово нові способи випалу окатишів. Так, фірми «Мидленд Росс» й «Национал Стил» запропонували триступінчастий спосіб випалу, що полягає в наступному. Сирі окатиші, одержувані звичайними методами, спочатку підсушуються на конвеєрній машині при 315 °С, потім надходять у кільцеву піч із обертним подом (товщина шару приблизно дорівнює діаметру окатишів) для попереднього зміцнення при повільному нагріванні до 650 °С.

Потім окатиші надходять у шахтну піч, у верхній частині якої вони остаточно зміцнюються. Головним джерелом тепла тут є процес окислювання магнетиту. Витрата тепла при цьому процесі на 1 м² окатишів з магнетитового концентрату становить ~ 100, а з гематитового концентрату 250 тис. ккал. Про продуктивність агрегату відомостей у літературі немає.

Англійська фірма «Ассоциейшн Портландцемент» доповіла про новий процес випалу окатишів, що передбачає заміну в комбінованій установці конвеєрної машини кільцевою вертикальною піччю з обертвою шахтою й подом, причому швидкості обертання шахти й поду різні. Завдяки цьому сирі окатиші рівномірно розподіляються по окружності печі.

Оцінку знову пропонованих агрегатів можна буде дати лише після промислового випробування.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ

Мета розрахунку – визначити питому витрату сухих і вологих залізовмісних, флюсів і паливних компонентів шихти для здобуття 1000 кг окатишів; розрахувати хімічний склад окатишів.

2.1 Вихідні данні для розрахунку шихти.

2.1.1 Хімічний склад компонентів шихти.

2.1.2 Флюсова складова компонентів шихти: вапняк.

2.1.3 Паливний компонент шихти: кам'яне вугілля.

2.1.4 Питомі витрати вуглецю паливної суміші на 1000 кг окатишів – 8,8 кг/т.

2.1.5 Питомі витрати бентонітової глини – 10 кг/т.

2.1.6 Вміст FeO в обпалених окатишах – 5,4 %.

2.1.7 Основність $\frac{\text{CaO}+\text{MgO}}{\text{SiO}_2+\text{Al}_2\text{O}_3}$ окатишів – 0,35 д.од.

2.1.8 Степінь десульфурзації шихти – 80 %.

2.1.9 Річна виробнича потужність фабрики окатишів – 5 млн. т/рік.

2.2 Розрахунок питомих витрат компонентів шихти.

Хімічні склади компонентів шихти, згідно отриманого варіанту розрахунку, приведені в таблиці 2.1 та 2.2.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад компонентів шихти

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	Fe _{общ}	Mn	P	S _{общ}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
1.Залізорудний концентрат	66,24	0,037	0,016	0,372	26,34	65,35	6,34	0,18	0,33
2.Вапняк	0,32	0,015	0,087	0,02	0,22	0,21	0,97	0,13	54,61
3.Бентонітова глина	3,79	0,085	0,084	0,112	-	5,41	62,19	14,6	3,26
4.Зола кам'яного вугілля	14,83	0,751	0,363	1,069	-	21,18	39,3	17,37	11,93

Продовження таблиці 2.1

Компоненти	Вміст компонентів, %							Вміст води, %
	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ППП	Σокислів	
1. Залізорудний концентрат	0,08	0,048	0,037	0,928	0,147	0,22	100	10,0

2. Вапняк	0,54	0,02	0,2	0,05	0,31	42,74	100	2,8
3. Бентонітова глина	3,58	0,11	0,192	0,28	3,398	6,98	100	22,2
4. Зола кам'яного вугілля	5,31	0,97	0,831	2,67	0,439	-	100	-

Таблиця 2.2 – Технічний аналіз твердого палива

Компонент	Вміст вологи, %	Вміст компонентів, %				
		зола	Сірка горюча	Летучі	Вуглець горючий	Σ окислів
Кам'яне вугілля	6,94	14,46	1,89	5,32	78,33	100

2.2.2 Розрахунок хімічного складу твердого палива

Хімічний склад коксового дріб'язку розраховується, використовуючи данні хімічного складу золи та технічного аналізу коксового дріб'язку. Без змін в хімічний склад твердого палива переходять з технічного аналізу горюча сірка, летучі та вуглець горючий. Також необхідно врахувати, що горюча сірка та летучі входять до ППП. Компоненти хім. складу золи перераховуємо до складу твердого палива пропорційно кількості в ньому золи. Розрахований хімічний склад коксового дріб'язку в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Хімічний склад твердого палива

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Кам'яне вугілля	2,1444	0,1086	0,0525	2,0446	-	3,0626	5,6828	2,5117	1,7251

Продовження таблиці 2.3

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C ^c _г	Інші	ППП		Σ окислів
							S _г ^c	Летучі	
Антрацитовий штиб	0.7678	0.1403	0.1202	0.3861	78,33	0.0635	1.89	5,32	100,00

2.2.3 Розрахунок середньозважених складів сумішей.

Розрахунок середньозважених складів рудної, флюсової та паливної сумішей виконують, використовуючи хім. склад компонентів шихти, які

входять в ці суміші та задану кількість цих компонентів. Середньозважений хім. склад рудної, флюсової та паливної сумішей в таблиці 2.4, 2.5 та 2.6.

Таблиця 2.4 – Середньозважений хімічний склад рудної суміші

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	Feo	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Залізорудний концентрат	66,24	0,037	0,016	0,372	26,34	65,35	6,34	0,18	0,33
Бентонітова глина	3,79	0,085	0,084	0,112	-	5,41	62,19	14,6	3,26

Продовження таблиці 2.4

Компоненти	Вміст компонентів, %						
	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ППП	∑ окислів
Залізорудний концентрат	0,08	0,048	0,037	0,928	0,147	0,220	100,00
Бентонітова глина	3,58	0,11	0,192	0,28	3,398	6,98	100,00

Таблиця 2.5 – Середньозважений хімічний склад компонентів шихти

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Вапняк	0,32	0,015	0,087	0,02	0,22	0,21	0,97	0,13	54,61
Флюсова суміш	0,32	0,015	0,087	0,02	0,22	0,21	0,97	0,13	54,61

Продовження таблиці 2.5

Компоненти	Вміст компонентів, %						
	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ППП	∑ окислів
Вапняк	0,54	0,02	0,2	0,05	0,31	42,74	100
Флюсова суміш	0,54	0,02	0,2	0,05	0,31	42,74	100

Таблиця 2.6 – Середньозважений хімічний склад твердого палива

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Кам'яне вугілля	2,1444	0,1086	0,0525	2,0446	-	3,0626	5,6828	2,5117	1,7251
Паливна суміш	2,1444	0,1086	0,0525	2,0446	-	3,0626	5,6828	2,5117	1,7251

Продовження таблиці 2.6

Компоненти	Вміст компонентів, %								
	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C _г ^c	Інші	ППП		Σокислів
							S _г ^c	Летучі	
Кам'яне вугілля	0,7678	0,1403	0,1202	0,3861	78,3300	0,0635	1,8900	5,3200	100
Паливна суміш	0,7678	0,1403	0,1202	0,3861	78,3300	0,0635	1,8900	5,3200	100

2.2.4 Розв'язання рівнянь матеріального балансу та основності.

Для вирішення рівняння матеріального балансу розраховуються середньозважені, коефіцієнти виходу спеченої маси з сухої маси кожного компонента шихти (K^0) та середньозважені приріст (+) або втрата (-) маси від окислення або відновлення оксидів заліза (O_2^0).

$$K^0 = 0,01(100 - \eta_s \cdot S_{заг}^0 - C_{г}^0 - \eta_{ВПП} \cdot ВПП^0 - MnO_2^0 \cdot \frac{16}{87}), \text{ д.од.}$$

Де $S_{заг}^0$, $C_{г}^0$, $ВПП^0$, MnO_2^0 – середньозважений вміст відповідно загальної сірки, горючого вуглецю, ВПП та окислів марганцю в компонентах шихти, %

$\eta_{ВПП}$, η_s – прийняті степені видалення, відповідно, ВПП та сірки, д.од.

$$K_p^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,8 \cdot 0,372 - 0 - 0,220) = 0,9948$$

$$K_{\phi}^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,8 \cdot 0,02 - 42,74) = 0,5724$$

$$K_{п}^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,8 \cdot 2,0446 - 78,33 - 1,89) = 0,1814$$

$$K_B^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,8 \cdot 0,112 - 6,98) = 0,9293$$

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_{\Sigma} \cdot FeO_p^0}{100} + \frac{\Phi_{\Sigma} \cdot FeO_{\phi}^0}{100} + \frac{\Pi_{\Sigma} \cdot FeO_{п}^0}{100} + \frac{B_{\Sigma} \cdot FeO_B^0}{100} - FeO_{a(0)}^0 \right), \text{ кг/т}$$

де FeO^0 – середньозважений вміст закису заліза в сумішах компонентів шихти та окатишів, %

$$\begin{aligned} O_2^0 &= \frac{1}{9} \left(\frac{P_\Sigma \cdot 26,34}{100} + \frac{\Phi_\Sigma \cdot 0,22}{100} + \frac{\Pi_\Sigma \cdot 0}{100} + \frac{B_\Sigma \cdot 0}{100} - 5,4 \right) = \\ &= \frac{26,34P_\Sigma + 0,22\Phi_\Sigma - 540}{900} = \\ &= 0,0293P_\Sigma + 0,00024\Phi_\Sigma - 0,6. \end{aligned}$$

Складаємо рівняння матеріального балансу:

$$1000 = 0,9948P_\Sigma + 0,5724\Phi_\Sigma + 0,1814\Pi_\Sigma + 0,0293P_\Sigma + 0,00024\Phi_\Sigma - 0,6 + 0,9293B_\Sigma$$

Після спрощення рівняння виходить:

$$\begin{aligned} 1000,6 &= 1,0241P_\Sigma + 0,57264\Phi_\Sigma + 0,1814\Pi_\Sigma + 0,9293 \cdot 10,0 \\ 991,307 &= 1,0241P_\Sigma + 0,57264\Phi_\Sigma + 0,1814\Pi_\Sigma \end{aligned}$$

Складаємо рівняння балансу основності за формулою:

$$\begin{aligned} m_{a(0)} &= \frac{P_\Sigma \cdot (CaO_{P_\Sigma}^0 + MgO_{P_\Sigma}^0) + \Phi_\Sigma \cdot (CaO_{\Phi_\Sigma}^0 + MgO_{\Phi_\Sigma}^0) + \Pi_\Sigma \cdot (CaO_{\Pi_\Sigma}^0 + MgO_{\Pi_\Sigma}^0) + B_\Sigma \cdot (CaO_{B_\Sigma}^0 + MgO_{B_\Sigma}^0)}{P_\Sigma \cdot (SiO_{2P_\Sigma}^0 + Al_2O_{3P_\Sigma}^0) + \Phi_\Sigma \cdot (SiO_{2\Phi_\Sigma}^0 + Al_2O_{3\Phi_\Sigma}^0) + \Pi_\Sigma \cdot (SiO_{2\Pi_\Sigma}^0 + Al_2O_{3\Pi_\Sigma}^0) + B_\Sigma \cdot (SiO_{2B_\Sigma}^0 + Al_2O_{3B_\Sigma}^0)} \\ 0,8 &= \frac{0,41P_\Sigma + 55,15\Phi_\Sigma + 2,4929\Pi_\Sigma + 6,84B_\Sigma}{6,52P_\Sigma + 1,1\Phi_\Sigma + 8,1945\Pi_\Sigma + 76,79B_\Sigma}; \end{aligned}$$

Після спрощення рівняння виходить:

$$\begin{aligned} 4,806 P_\Sigma - 54,27\Phi_\Sigma + 4,0627\Pi_\Sigma &= -54,592 \cdot 10 \\ 4,806 P_\Sigma - 54,27\Phi_\Sigma + 4,0627\Pi_\Sigma &= -545,92 \end{aligned}$$

Таким чином, отримуємо систему 2-х рівнянь з 3-ма невідомими:

$$\begin{cases} 1,0241P_\Sigma + 0,57264\Phi_\Sigma + 0,1814\Pi_\Sigma = 991,307 \\ 4,806 P_\Sigma - 54,27\Phi_\Sigma + 4,0627\Pi_\Sigma = -545,92 \end{cases}$$

Визначимо питомі витрати паливної суміші з наступних розрахунків:

$$\Pi_\Sigma = \frac{8,8}{0,7833} = 11,2345$$

Підставимо отримане значення Π_Σ в систему двох балансових рівнянь, спростимо їх, та отримаємо:

$$\begin{cases} 1,0241P_{\Sigma} + 0,57264\Phi_{\Sigma} = 989,2691 \\ 4,806P_{\Sigma} - 54,27\Phi_{\Sigma} = -591,5624 \end{cases}$$

$$1,0241 \cdot \left(\frac{-591,5624 + 54,27\Phi_{\Sigma}}{4,806} \right) + 0,57264\Phi_{\Sigma} = 989,2691$$

$$-126,0547 + 11,5643\Phi_{\Sigma} + 0,57264\Phi_{\Sigma} = 989,2691$$

$$\Phi_{\Sigma} = 91,8950 \text{ кг/т}$$

$$P_{\Sigma} = 914,6024 \text{ кг/т}$$

Знаючи співвідношення компонентів шихти в кожній з сумішей, ми можемо визначити їх питомі витрати (таблиця 2.7).

Таблиця 2.7 – Питомі витрати компонентів шихти

Компоненти шихти	Позначення	Питомі витрати, кг/т окатишів
Залізорудний концентрат	$P_{з.к.}$	914,6024
Вапняк	Φ_B	91,8950
Кам'яне вугілля	$P_{кв}$	11,2345
Бентонітова глина	Б	10
Усього сухої шихти	$G_{ш}$	1027,7319

2.3 Розрахунок хімічного складу окатишів

2.3.1 Для розрахунку хімічного складу окатишів, обчисливши масу оксидів, що вносяться в шихту кожним з компонентів шихти, з врахуванням кількості видалення певних оксидів і елементів. Маса елементів, що вносяться до шихти, і оксидів визначають, виходячи з питомої витрати компонента шихти і вмісту в ньому елементу, що розраховується, або оксиду.

2.3.2 Розрахунок маси елементів та окислів, які переходять в окатиш з шихти після хімічних реакцій визначаються за допомогою степені їх переходу в окатиш.

Приймаємо ступінь десульфурзації шихти – 80 %, ступінь видалення ППП – 95 %, ступінь вигорання вуглецю горючого шихти – 100 %

Маса окисленого (-) або відновленого(+) закису заліза (FeO):

$$G_{FeO} = 1000 \cdot 0,054 - 241,1084 = -187,1084 \text{ кг}$$

Відповідно, маса утвореного Fe_2O_3 в результаті окислення FeO (+) або витраченого на відновлення необхідної кількості FeO (-):

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{187,1084 \times 160}{144} = 207,8983 \text{ кг}$$

Маса загальної сірки ($S_{\text{заг}}$):

$$G_{S_{\text{заг}}} = \frac{3,66,16 \times 80}{100} = 2,9293 \text{ кг}$$

Маса ППП:

$$G_{\text{ППП}} = \frac{42,7961 \times 95}{100} = 40,6563 \text{ кг}$$

Маса вуглецю горючого ($C_{\text{г}}$):

$$G_{\text{C}} = \frac{8,8 \times 100}{100} = 8,8 \text{ кг}$$

Маса окисленої сірки:

$$G_{\text{SO}_3} = \frac{8,6048 \times 80}{100} = 6,8839 \text{ кг}$$

Результати проведених розрахунків приведені в балансовій таблиці

2.8.

Таблиця 2.8 – Балансова таблиця витрат компонентів шихти та хімічний склад окатишів

Матеріали	Позначення	Вміст компонентів															
		Fe _{заг}		S _{заг}		FeO		Fe ₂ O ₃		SiO ₂		Al ₂ O ₃		CaO		MgO	
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Залізорудний концентрат	Рз.к.	66,2400	605,8326	0,3720	3,4023	26,3400	240,9063	65,3500	597,6927	6,3400	57,9858	0,1800	1,6463	0,3300	3,0182	0,0800	0,7317
Бентонітова глина	Б	3,7900	0,3790	0,1120	0,0112			5,4100	0,5410	62,1900	6,2190	14,6000	1,4600	3,2600	0,3260	3,5800	0,3580
Вапняк	Фв	0,3200	0,2941	0,0200	0,0184	0,2200	0,2022	0,2100	0,1930	0,9700	0,8914	0,1300	0,1195	54,6100	50,1839	0,5400	0,4962
Кам'яне вугілля	Пк.в.	2,1444	0,2409	2,0446	0,2297			3,0626	0,3441	5,6828	0,6384	2,5117	0,2822	1,7251	0,1938	0,7678	0,0863
Всього шихти	Гш	59,0374	606,7466	0,3563	3,6616	23,4602	241,1084	58,2614	598,7707	6,3961	65,7346	0,3413	3,5079	5,2272	53,7219	0,1627	1,6722
Приріст (врати) маси					-2,9293		-187,1084		207,8983								
ОКАТИШ	Го	61,1528	606,7466	0,0738	0,7323	5,4426	54,0000	81,3026	806,6690	6,6253	65,7346	0,3536	3,5079	5,4145	53,7219	0,1685	1,6722

Продовження таблиці 2.8

Матеріали	Позначення	Вміст компонентів												Витрати сухих, кг/т	Механічні втрати, %	Витрати сухих з втратами, кг/т	Вологість, %	Витрати вологих матеріалів, кг/т
		MnO		P ₂ O ₅		SO ₃		C _r ^C		Інші		ВПП						
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг					
Залізорудний концентрат	Рз.к.	0,0480	0,4390	0,0370	0,3384	0,9280	8,4875		0,0000	0,1470	1,3445	0,2200	2,0121	914,6024	2,0000	932,8944	10,0000	1 036,5494
Бентонітова глина	Б	0,1100	0,0110	0,1920	0,0192	0,2800	0,0280			3,3980	0,3398	6,9800	0,6980	10,0000	2,0000	10,2000	22,0000	13,0769
Вапняк	ФВ	0,0200	0,0184	0,2000	0,1838	0,0500	0,0459		0,0000	0,3100	0,2849	42,7400	39,2759	91,8950	2,0000	93,7329	2,8000	96,4330
Кам'яне вугілля	Пк.в.	0,1403	0,0158	0,1202	0,0135	0,3861	0,0434	78,3300	8,8000	0,0635	0,0071	7,2100	0,8100	11,2345	2,0000	11,4592	6,9400	12,3138
Всього шихти	Гш	0,0471	0,4842	0,0540	0,5549	0,8373	8,6048	0,8563	8,8000	0,1923	1,9763	4,1641	42,7961	1 027,7319	2,0000	1 048,2865	9,5035	1 158,3731
Приріст (втрати) маси							-6,8839		-8,8000				-40,6563			1 048,2865		1 158,3731
ОКАТИШ	Go	0,0488	0,4842	0,0559	0,5549	0,1735	1,7210	0,0000	0,0000	0,1992	1,9763	0,2157	2,1398	992,1816				

Похибка:

$$\frac{1000 - 992,1816}{1000} \cdot 100 = 0,782 \%$$

Хімічний склад окатишів приведений в таблиці 2.9

Таблиця 2.9 – Хімічний склад окатишів

Вміст компонентів, %									
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅
61,152	0,073	5,442	81,302	6,625	0,353	5,414	0,168	0,048	0,055

Продовження таблиці 2.9

Вміст компонентів, %			
SO ₃	ВПП	Інші	∑ оксидів
0,1735	0,2157	0,1992	100,0000

Перевіряємо основність розрахованих окатишів:

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = \frac{5,414 + 0,168}{6,625 + 0,353} = 0,3500 \text{ д. од.}$$

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2} = \frac{5,414 + 0,168}{6,625} = 0,3626 \text{ д. од.}$$

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{5,414}{6,625} = 0,3572 \text{ д. од.}$$

2.4 Розрахунок технологічної схеми виробництва окатишів

2.4.1 Вихідні дані:

- 1) Технологічної схеми виробництва окатишів.
- 2) Питомі витрати вихідних компонентів шихти (кг/т), їх вологості (%) та крупності (мм) (табл.. 2.10).

Таблиця 2.10 – Питомі витрати вихідних компонентів шихти, їх вологість та крупність

Компоненти шихти	Питомі витрати, кг/т окатишів	Вміст води, %	Крупність, мм
Залізорудний концентрат	914,6024	10,0	-0.074
Вапняк	91,8950	2,8	-80
Кам'яне вугілля	11,2345	6,94	-70
Бентонітова глина	10	22,0	-150

- 2) Вихід вороття 5 %.

- 3) Крупність подрібнених матеріалів -0.1 мм.
- 4) Вологість шихти після огрудкування 9,5 %.
- 5) Механічні втрати компонентів шихти приймаємо однаковими 2 %.
- 6) Питомі витрати постелі 200 кг/т.
- 7) Вихід відсівання 1 %

2.4.2 Розрахунок.

2.4.2.1 Визначаємо масу вихідних вологих компонентів шихти з урахуванням механічних втрат та з виходом відсіву обпалених окатишів за формулою:

$$M_{\text{вол.,Втр.}} = \frac{M_{\text{сух.}} \cdot 10^4}{(100 - M)(100 - \text{Втр.})} \cdot \left(1 + \frac{\text{Відсів}}{100}\right),$$

– маса залізородного концентрату:

$$M_{\text{з.к.}} = \frac{914,6024 \times 10^4}{(100 - 10,0) \times (100 - 2)} \times \left(1 + \frac{1}{100}\right) = 1047,3338 \text{ кг};$$

– маса вапняку:

$$M_{\text{в.}} = \frac{91,8950 \times 10^4}{(100 - 2,8) \times (100 - 2)} \times \left(1 + \frac{1}{100}\right) = 97,4363 \text{ кг};$$

– маса бентоніту:

$$M_{\text{б.}} = \frac{10 \times 10^4}{(100 - 22,0) \times (100 - 2)} \times \left(1 + \frac{1}{100}\right) = 13,2130 \text{ кг};$$

– маса кам'яного вугілля:

$$M_{\text{к.в.}} = \frac{11,2345 \times 10^4}{(100 - 6,94) \times (100 - 2)} \times \left(1 + \frac{1}{100}\right) = 12,4419 \text{ кг}.$$

2.4.2.2 Маса й вологість флюсу вихідних компонентів шихти складає:

$$M_{\text{ф.}} = 97,4363 \text{ кг};$$

$$W_{\text{ф.}} = 2,8\%$$

2.4.3. Визначаємо масу флюсової суміші вихідних компонентів шихти після змелення та часткового підсушування до вологості 2,5 %:

$$M_{\text{ф.зм.}} = M_{\text{ф.}} - M_{\text{ф.}} \cdot (W_{\text{ф.}} - W_{\text{ф.зм.}})/100$$

$$M_{\text{ф.зм.}} = 97,4363 - 97,4363 \cdot (2,8 - 2,5)/100 = 97,1440 \text{ кг};$$

Прийнявши ефективність сепарації флюсу по класу 0,1 мм рівну 90 %, визначимо масу оборотного продукту змелювання, в розмірі 200 %:

$$M_{об.ф.} = 97,4363 \times 2 = 194,8726 \text{ кг}$$

і загальну масу флюсу, яка подається на змелення:

$$M_{зм.ф.} = 97,4363 + 194,8726 = 292,3089 \text{ кг.}$$

2.4.4 Визначаємо масу бентоніту вихідних компонентів шихти після сушки до вологості 12 %

$$M_{б.} = M_{б.} - M_{б.} \cdot (W_{б.} - W_{б.с.})/100$$

$$M_{б.} = 13,2130 - 13,2130 \cdot \frac{22,0 - 12}{100} = 11,8917 \text{ кг}$$

Визначаємо масу бентоніту вихідних компонентів шихти після змелення та часткового підсушування до вологості 4 %:

$$M_{б.} = M_{б.} - M_{б.} \cdot (W_{б.} - W_{б.с.})/100$$

$$M_{б.} = 11,8917 - 11,8917 \cdot \frac{12 - 4}{100} = 10,9404 \text{ кг}$$

Прийнявши ефективність сепарації бентоніту по класу 0,1 мм рівну 90 %, визначимо масу оборотного продукту змелювання, в розмірі 200 %:

$$M_{об.б.} = 11,8917 \times 2 = 23,7834 \text{ кг}$$

і загальну масу бентоніту, яка подається на змелення:

$$M_{зм.б.} = 11,8917 + 23,7834 = 35,6751 \text{ кг.}$$

2.4.5 Маса і вологість вихідних паливних компонентів шихти:

$$M_{п.} = 12,4419 \text{ кг;}$$

$$W = 6,94 \text{ \%}$$

Визначаємо масу палива вихідних компонентів шихти після змелення та часткового підсушування до вологості 4 %:

$$M_{п.зм.} = M_{п.} - M_{п.} \cdot (W_{п.} - W_{п.зм.})/100$$

$$M_{п.зм.} = 12,4419 - 12,4419 \cdot \frac{6,94 - 4}{100} = 12,0761 \text{ кг;}$$

Прийнявши ефективність сепарації палива по класу 0,1 мм рівну 90 %, визначимо масу оборотного продукту змелювання, в розмірі 200 %:

$$M_{об.п.} = 12,4419 \times 2 = 24,8838 \text{ кг}$$

і загальну масу палива, яка подається на змелення:

$$M_{зм.п.} = 12,4419 + 24,8838 = 37,3257 \text{ кг.}$$

2.4.6 Визначимо масу і вологість суміші усіх вихідних компонентів шихти після змелення та часткового підсушування:

$$M_{\text{ш}} = 1047,3338 + 97,1440 + 10,9404 + 12,0761 = 1167,4943 \text{ кг};$$

$$W_{\text{ш}} = 10,0 \times \frac{1047,3338}{1167,4943} + 2,5 \times \frac{97,1440}{1167,4943} + 4 \times \frac{10,9404}{1167,4943} + 4 \times \frac{12,0761}{1167,4943} = 9,2577 \%$$

2.4.7 Визначаємо масу сухого вороття за формулою:

$$M_{\text{в.с.}} = \frac{1000 \cdot 1}{100 - 1} = 10,101 \text{ кг}$$

2.4.8 Оскільки вихідна шихта має вологість 9,26 % додаткова подача води для зволоження шихтових матеріалів не потрібна.

2.4.9 Визначимо масу та вологість шихти, котру подають на грудкування з урахуванням вороття сирих окатишів:

$$M_{\text{штг}} = 1167,4943 \times \left(1 + \frac{5}{100}\right) = 1225,8690 \text{ кг.}$$

Маса вороття сирих окатишів:

$$M_{\text{в.с.об.}} = 1225,8690 - 1167,4943 = 58,3747 \text{ кг}$$

Вологість шихти з вороттям:

$$W_{\text{штг}} = 9,2577 \times \frac{1167,4943}{1225,8690} + 9,5 \times \frac{58,3747}{1225,8690} = 9,2692 \%$$

Визначимо витрати води для стадії грудкування:

$$M_{\text{вт}} = 1225,8690 \times \frac{9,5 - 9,2692}{100 - 9,5} = 3,1263 \text{ кг.}$$

Визначимо масу сирих окатишів:

$$M_{\text{с.об.}} = 1225,8690 + 3,1263 = 1228,9953 \text{ кг.}$$

2.4.10 Визначимо масу спіку окатишів при сході з випалювальної машини з урахуванням відсівання та постелі:

$$M_{\text{сп}} = 1000 + \frac{1000 \times 1}{1000 - 1} + 200 = 1201,001 \text{ кг.}$$

2.4.11 Визначимо масу механічних втрат шихтових матеріалів:

$$M_{\text{вт}} = \frac{1167,4943}{100 - 2} = 11,9132 \text{ кг.}$$

2.5 Вибір і розрахунок потреби в основному технологічному обладнанні.

2.5.1 Розрахунок погодинного виробництва цеху при річній потужності 4500000 т/рік готових окатишів виконується за формулою:

$$P_o = \frac{G}{\eta \cdot 365 \cdot 24}, \text{ т/год}$$

де G – річне виробництво окатишів, т/рік

P_o – погодинне виробництво окатишів цехом, т/год

η – коефіцієнт використання обладнання – відношення робочого часу до календарного, д.од. (приймаємо 0.85)

365 – календарна кількість днів в рік

24 – кількість годин в добі

$$P_o = \frac{5000000}{0,85 \cdot 365 \cdot 24} = 604,3513 \text{ т/год}$$

2.5.2 Розрахунок погодинної потреби у компонентах шихти

Розрахунок виконується, використовуючи питомі витрати (на 1 т окатишів) кожного з компонентів шихти вихідної вологи, яка знаходиться в розрахунку шихти (розділ 2)

$$P_{ЗК} = 604,3513 \cdot 1,0365494 = 626,4400 \text{ т/год}$$

$$P_B = 604,3513 \cdot 0,0964330 = 58,2794 \text{ т/год}$$

$$P_{КВ} = 604,3513 \cdot 0,0123138 = 7,4418 \text{ т/год}$$

$$P_Б = 604,3513 \cdot 0,0130769 = 7,9031 \text{ т/год}$$

2.5.3 Розрахунок необхідної кількості вагоноперекидачів для шихтових матеріалів.

Необхідна кількість вагоноперекидачів визначається підсумуванням його завантаження по кожному виду сировини і округленням набутого значення до найближчого великого цілого числа.

Завантаження по одному з видів сировини

$$Z = \frac{Q_c \cdot K_n}{n_{62} \cdot 62 \cdot \frac{t_{B/O} - t_{mp}}{n_{62} \cdot t_0^{62} + t_{парт}} \cdot \frac{\%62}{100} + n_{125} \cdot 125 \cdot \frac{t_{B/O} - t_{mp}}{n_{125} \cdot t_0^{125} + t_{парт}} \cdot \frac{\%125}{100}}$$

$t_{опр}^{62,125}$ – час перекидання одного вагону вантажопідйомністю 62; 125 т; приймається по технічній характеристиці вагоноперекидача з урахуванням фізичних властивостей розвантажувальної сировини і фізичних даних;

Q_c – добова кількість розвантажувальної сировини, т; приймається за розрахунком шихти;

$n_{62, 125}$ – кількість вагонів вантажопідйомністю 62, 125 т в тій партії, що подається на вагоноперекидач, шт.;

$t_{парт}$ – проміжок часу між партіями, хв.;

% 62, 125 – співвідношення вагонів, що поступають на вагоноперекидач, вантажопідйомністю 62 і 125 т %; примати рівним 40:60;

$T_{B/0}$ – баланс робочого часу вагоноперекидача за добу, хв.; приймається до 20 год (1200 хв);

T_{mp} – час на перемикання трактів при переході з одного матеріалу на інший, хв. Визначається з урахуванням технологічної схеми фабрики, довжини конвеєрних трактів, швидкості конвеєрів, а також можливого поєднання операцій перемикання трактів із заміною партії вагонів (примати рівним 0,25 год);

K_H – коефіцієнт нерівномірності прибуття складів в розрізі доби; приймати рівним – 0,5.

При визначенні завантаження вагоноперекидача по паливу (коксовій дрібниці та антрацитовому штибу) враховується, що у вагоні вантажопідйомністю 62 т вміщується 40 т коксової дрібниці, вантажопідйомністю 125 т – 80 т. Для всієї решти матеріалів їх кількість у вагоні відповідає вантажопідйомності останнього.

Визначення завантаження вагоноперекидачів по кожному з матеріалів:

1. Завантаження по концентрату:

$$Z_{ЗК} = \frac{626,4400 \cdot 24 \cdot 0,5}{4 \cdot 62 \cdot \frac{1200 - 15}{4 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{40}{100} + 6 \cdot 125 \cdot \frac{1200 - 15}{6 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{60}{100}} = 0,376$$

2. Завантаження по вапняку:

$$Z_B = \frac{58,2794 \cdot 24 \cdot 0,5}{4 \cdot 62 \cdot \frac{1200 - 15}{4 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{40}{100} + 6 \cdot 125 \cdot \frac{1200 - 15}{6 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{60}{100}} = 0,035$$

3. Завантаження по бентоніту:

$$Z_B = \frac{7,9031 \cdot 24 \cdot 0,5}{4 \cdot 62 \cdot \frac{1200 - 15}{4 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{40}{100} + 6 \cdot 125 \cdot \frac{1200 - 15}{6 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{60}{100}} = 0,005$$

4. Завантаження по кам'яному вугіллі:

$$Z_{КД} = \frac{7,4418 \cdot 24 \cdot 0,5}{4 \cdot 40 \cdot \frac{1200 - 15}{4 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{40}{100} + 6 \cdot 80 \cdot \frac{1200 - 15}{6 \cdot 1,35 + 25} \cdot \frac{60}{100}} = 0,007$$

Необхідна кількість вагоноперекидачів складає:

$$Z_{ВП} = Z_{ЗК} + Z_B + Z_B + Z_{КВ}$$

$$Z_{ВП} = 0,376 + 0,035 + 0,005 + 0,007 = 0,423$$

Вибираємо 1 вагоноперекидач.

2.5.4 Розрахунок необхідної кількості бункерів для компонентів шихти обчислюється за формулою:

$$n_{з.к.} = \frac{P_{з.к.} \cdot \tau}{\gamma \cdot V_{б} \cdot 0,85},$$

де P – погодинна потреба в компоненті шихти, т/год

τ – прийнятий нормативний запас компонента шихти в бункерах(4-10 год), год

$V_{б}$ – об'єм стандартних бункерів (100, 130, 200) м³

0.85 – степінь заповнення бункерів, д.од.

γ – насипна маса компонента шихти, т/м³.

Розрахунок виконується, використовуючи погодинні потреби в компоненті шихти та прийнятого нормативного його запасу в бункерах.

Кількість бункерів для залізорудного концентрату:

$$n_{зк} = \frac{626,4400 \cdot 8}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 13,2195$$

Приймаємо 14 бункерів.

Кількість бункерів для вапняку:

$$n_{в} = \frac{58,2794 \cdot 8}{1,51 \cdot 200 \cdot 0,85} = 1,82$$

Приймаємо 2 бункери.

Кількість бункерів для кам'яного вугілля:

$$n_{аш} = \frac{7,4418 \cdot 8}{0,68 \cdot 100 \cdot 0,85} = 1,03$$

Приймаємо 2 бункери.

Кількість бункерів для бентонітової глини:

$$n_{б} = \frac{7,9031 \cdot 8}{0,93 \cdot 100 \cdot 0,85} = 0,80$$

Приймаємо 2 бункери.

2.5.5 Розрахунок кількості дробарок та млинів для підготовки за крупністю флюсів, твердого палива та бентонітової глини.

Кількість молоткових дробарок або млинів розраховуємо за формулою:

$$n = \frac{P_v + P_{дв}}{q},$$
$$n = \frac{P_{кд} + P_{аш}}{q},$$
$$n = \frac{P_{б}}{q},$$

де $P_v, P_{дв}, P_{кд}, P_{б}$ – погодинна потреба, відповідно, вапняку, доломітизованого вапняку, коксового дріб'язку, антрацитового штибу та бентонітової глини, т/год

q – виробнича потужність дробарки, т/год

Для дроблення флюсів використовуємо молоткову дробарку ДМРИЭ 1450x1300 продуктивністю 250 т/годину. Основне технологічне обладнання до вторинного змішування дублюється, для забезпечення двох потоків, 100% резерву у випадку зупинки основного потоку.

Кількість молоткових дробарок для флюсу:

$$n_{др\ ф} = \frac{58,2794}{250} = 0,23$$

Приймаємо 2 дробарки ДМРИЭ1450×1300.

Кількість конусних дробарок КМД-1750 продуктивністю 40 т/год для дроблення кам'яного вугілля [1]:

$$n_{др.к.д.}^к = \frac{7,4418}{40} = 0,19.$$

Приймаємо 2 дробарки КМД-1750.

Кількість молоткових дробарок типу СМД-102 для бентонітової глини:

$$n_{др\ б} = \frac{7,9031}{150} = 0,05$$

Приймаємо 2 молоткових дробарки типу СМД-102.

Кількість сушильних барабанів СМЦ 429,2 продуктивністю 21 т/год, для підсушування бентоніту до вологості 12 %:

$$n_{с.б} = \frac{7,9031}{21} = 0,38$$

Приймаємо 2 сушильних барабани типу СМЦ 429,2.

Кількість шарових млинів типу ШБМ-370/850 продуктивністю 40 т/год [1]:

А) для флюсу:

$$n_{\text{мл.ф}} = \frac{58,2794}{40} = 1,46$$

Приймаємо 3 млина типу ШБМ-370/850;

Б) для кам'яного вугілля:

$$n_{\text{мл.к.в.}} = \frac{7,4418}{40} = 0,19$$

Приймаємо 1 млина типу ШБМ-370/850;

В) для бентоніту:

$$n_{\text{мл.б.}} = \frac{7,9031}{40} = 0,18$$

Приймаємо 1 млина типу ШБМ-370/850.

Кількість повітряних сепараторів типу СПЦВ 5500 продуктивністю 50 т/год [2]:

А) для флюсу:

$$n_{\text{п.с.ф.}} = \frac{58,2794}{50} = 1,16$$

Приймаємо 3 повітряних сепаратори типу СПЦВ 5500;

Б) для кам'яного вугілля:

$$n_{\text{п.с.к.в.}} = \frac{7,4418}{50} = 0,15$$

Приймаємо 1 повітряних сепаратори типу СПЦВ 5500

В) для бентоніту:

$$n_{\text{п.с.б.}} = \frac{7,9031}{50} = 0,16$$

Приймаємо 1 повітряних сепаратори типу СПЦВ 5500.

2.5.6 Вибір та розрахунок обладнання для термообробки сирих окатишів.

Сумарна площа термообробки розраховується за формулою:

$$S_{\Sigma} = \frac{P_o}{q}, \text{ м}^2$$

де S_{Σ} – сумарна площа машини, м^2

P_o – погодинне виробництво окатишів. т/год

q – питома виробнича спроможність машини, $\text{т}/\text{м}^2 \cdot \text{год}$

$$S_{\Sigma} = \frac{626,4400}{1,0254} = 610,9226 \text{ м}^2$$

Вибираємо обпалювальні машини ОК-324, площа спікання 324 м^2 [4].
Кількість машин розраховуємо за формулою:

$$N_o = \frac{S_{\Sigma}}{S_M}$$

де N_o – кількість машин

S_M – корисна площа вибраної машини, m^2

$$N_o = \frac{1097,1995}{324} = 1,89$$

Приймаємо 2 обпалювальні машини.

Розраховуємо погодинну виробничу спроможність випалювальної машини:

$$P_M = S_M \cdot q, \text{ т/год}$$

$$P_M = 324 \cdot 1,0254 = 332,2296 \text{ т/год}$$

2.5.7 Вибір та розрахунок огрудкувачів та змішувачів шихтових матеріалів.

Згідно розрахунку шихти для отримання 992,1816 кг окатишів використовується 1158,3731 кг сирих окатишів. Коефіцієнт виходу 1 т окатишів складає:

$$K = \frac{992,1816}{1158,3731} = 0,86$$

Кількість шихти, яка забезпечує погодинне виробництво окатишів однієї машини:

$$P_{ш} = \frac{332,2296}{0,86} = 386,3135 \text{ т/год}$$

Вибираємо чашевий огрудкувач діаметром 7,5 продуктивністю 100 т/год (8-18 мм) додатного класу:

$$n_{огр.} = \frac{386,3135}{100} = 3,86$$

Приймаємо 5 чашевих огрудкувачів на одну випалювальну машину.

Всього огрудкувачів приймаємо:

$$n_{огр.} = 5 \cdot 2 = 10.$$

Вибираємо роторний змішувач шихти для первинного змішування на одну випалювальну машину СР 400х1200 продуктивністю 760 т/год:

$$n_{зм.} = \frac{386,3135}{760} = 0,51$$

Приймаємо по 1 змішувачу на кожну випалювальну машину та 1 додатковий для забезпечення резерву при ремонті.

Вибираємо барабанний змішувач шихти для вторинного змішування на одну випалювальну машину СБ1-3,2х8 продуктивністю 850 т/год [3]:

$$n_{зм.} = \frac{386,3135}{850} = 0,45$$

Приймаємо по 1 змішувачу на кожну випалювальну машину та 1 додатковий для забезпечення резерву при ремонті.

Вибираємо грохот інерційний ГИТ-52 з трьома ситами продуктивністю 600 т/год [5]:

$$n_{зм.} = \frac{386,3135}{600} = 0,64$$

Приймаємо по 1 грохоту на кожну випалювальну машину.

Для подачі сирих окатишів на випалювальну машину, а також відділення фракції -8 мм використовуємо живильник роликів, по одному на кожну випалювальну машину.

Живильник роликів призначений для живлення обпалювальної машини з робочою шириною 4000 мм сирими окатишами вологістю 8,0-10 % з частковим відсівом дріб'язку.

Живильник працює в безперервній технологічній схемі машин, що входять в комплекс обладнання для випалу окатишів, і має дистанційне керування. Живильник роликів застосовується на підприємствах чорної металургії.

Умовне позначення живильника ПР-4000. Робоча поверхня живильника розбита по призначенню на активну і розвантажувальну зони.

Активна зона розташована під кутом 15° до горизонту, зона розвантаження розташована під кутом 37° до горизонту.

Окатиші завантажуються на активну зону живильника, де відбувається розподіл їх по ширині і відсів дрібниці до 8 мм.

За рахунок обертання роликів окатиші передаються в розвантажувальну зону, звідки обсіпаються на візки обпалювальної машини.

Конструкція живильника дозволяє змінювати відстань між осями всіх роликів.

Кожен ролик обертається від індивідуального приводу.

По всій довжині живильника встановлені борти з гідрофобного матеріалу з можливістю зміни робочої ширини живильника.

Розсікачі встановлюються над роликами активної зони і служать для рівномірного розподілу окатишів по ширині живильника. Кожен розсікач являє собою пластину з гідрофобного матеріалу,

Технічна характеристика

Робоча ширина завантаження, мм	4000-3800
Ролики:	
діаметр зовнішній, мм	150
кількість	50
Частота обертання, хв. ⁻¹	32

Привід роликів індивідуальний від мотор-редуктора	
Потужність мотор-редуктора, кВт	1,5
Габаритні розміри; мм	
Довжина	7300
Ширина	6070
Висота	4115
Маса, т	24,4

2.6 Зведені дані по виробництву окатишів річною продуктивністю 4,5 млн. т готової продукції в рік.

Таблиця 2.11 – Витрата компонентів шихти

Компоненти шихти (з вологою)	Питомі витрати, кг/т окатишів	Погодинна витрата, т/год	Добова витрата, т/добу	Річна витрата, т/рік
Залізорудний концентрат	1047,3338	626,4400	15034,5600	4938852,9600
Бентоніт	13,2130	7,9031	189,6744	62308,0404
Вапняк	97,4363	58,2794	1398,7056	459474,7896
Кам'яне вугілля	12,4419	7,4418	178,6032	58671,1512
Всього вологої шихти	1170,4250	700,0643	16801,5432	5519306,9412

Таблиця 2.12 – Хімічний склад окатишів

Вміст компонентів, %									
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅
61,1528	0,0738	5,4426	81,3026	6,6253	0,3536	5,4145	0,1685	0,0488	0,0559

Продовження таблиці 2.12

Вміст компонентів, %				Основність		
SO ₃	ВПП	Інші	∑ оксидів	$\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3}$	$\frac{CaO+MgO}{SiO_2}$	$\frac{CaO}{SiO_2}$
0,1735	0,2157	0,1992	100,0000	0,8000	0,8427	0,8173

Таблиця 2.13 – Основне технологічне обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт	Тип	Продуктивність, т/ч
Вагоноперекидач	1	ВРС2	-
Витратні бункери концентрату	14	200 м ³	-
Витратні бункери бентоніту	2	200 м ³	-
Витратні бункери вапняку	2	200 м ³	-
Витратні бункери кам'яного вугілля	2	100 м ³	-
Молоткові дробарки для домішок	2	ДМРИЭ-1450x1300	250
Молоткові дробарки для домішок	2	СМД-102	150
Конусні дробарки	2	КМД-1750	40
Сушильні барабани	2	СМЦ 429,2	21
Шарові млини	5	ШБМ-370/850	40
Повітряні сепаратори	5	СПЦВ 5500	50
Роторні змішувачі	3	СР 400x1200	760
Барабанний змішувач	3	СБ1-3,2x8	850
Чашеві огрудкувачі	10	ОЧ-7,5	100
Роликові живильники	2	ПР-4000	-
Грохоти для випалених окатишів	2	ГИТ-52	600
Випалювальні машини	2	ОК-324	332,23

Таблиця 2.14 – Виробництво готової продукції

Продукція	Погодинна продуктивність, т/год	Добова продуктивність, т/добу	Річна продуктивність, т/рік
Окатиші	604,3513	14504,4312	5000000

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

ВИКОРИСТАННЯ МОДИФІКУЮЧИХ ДОБАВОК В ШИХТІ ОГРУДКУВАННЯ З МЕТОЮ ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗОРУДНИХ ОКАТИШІВ

Високий вміст кремнезему в базових концентратах Центрального ГЗК (табл 3.1) та наявність помітної кількості легкоплавких мінералів у складі порожньої породи не сприяють формуванню порової структури окатишів і високої відновлюваності. В рядовому концентраті вміст Fe складає ~ 66 %. У перспективі на ПрАТ «ЦГЗК» передбачається організація виробництва окатишів для металізації з дозбагаченого шляхом флотації до ~ 70% Fe концентрату. При вивченні особливостей формування структури і металургійних властивостей окатишів для порівняння використовували обидва концентрати. Це представляло не тільки практичний, але і науковий інтерес, оскільки концентрати також розрізнялися й за фракційним складом (питома поверхня рядового концентрату – 1550 см²/г, дозбагаченого – 2000 см²/г).

В дослідженнях формування структури окатишів з дозбагаченого концентрату при виготовленні дослідних партій окатишів використовували модифікуючі добавки. Вони підбиралися з урахуванням накопиченого досвіду організації процесів металізації за технологією Мідрекс, а також на базі результатів виконаних раніше комплексних досліджень, де показано, що ефективним напрямом формування оптимальної структури та металургійних властивостей окатишів для металізації, як і для доменної плавки, є модифікування шихти добавками, що підвищують температуру плавлення зв'язки і сприяють утворенню оптимальної пористості окатишів. Як результат, це сприяє збільшенню швидкості окислювальних процесів при випалі і відновних процесів при металізації.

Для вивчення ролі модифікуючих добавок у формуванні підвищених металургійних властивостей окатишів з концентратів ЦГЗК зразки (таблиця 3.1.) отримували в лабораторних умовах.

Таблиця 3.1 – Якість лабораторних окатишів

Номер досліджу	Домішки, %				Міцність Н/окатиш	Випалені окатиші						Основність CaO/SiO ₂	Пористість	
	Бентоніт	Вапняк	Боксит	Сидерит		Масовая доля								
						Fe	FeO	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃			
1	0,4	3	0	0	26,1	67,4	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	0,79	21,2	0,035
2	0,4	1	1	0	38,4	67,4	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,32	20,1	0,21
3	0,4	0	1	1	33,9	67,5	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17	0,21	20,1	0,21
4	0,4	3	1	0	36,5	66,1	1,34	1,34	1,34	1,34	1,34	0,66	23,3	0,212
5	0,4	0	0	2	34,0	68,2	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,26	18,6	0,05
6*	0,4	1	1	0	34,4	67,5	2,37	2,37	2,37	2,37	2,37	0,33	19,9	0,233
7	0,4	0	0	0	35,7	68,5	0,36	0,36	0,36	0,36	0,36	0,18	18,6	0,07
8**	0,85	2	0	0	32,8	63,4	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	0,21	22,6	0,03
9***	0,85	2	0	0	30,9	66,3	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83	0,51	20,1	0,06
Рекомендації ф. ХИЛ					>25,0	>67,0	<1,0	<2,9	0,6-0,9	0,25	<0,7	0,20-0,25	>20	0,2-0,25
Рекомендації ф. Мідрекс					>25,0		<0,7					0,4-0,5	>20	0,2-0,25

* - випробуванням піддавалися окатиші діаметром 14-16 (в інших 12-14мм)

** - Концентрат базовий, сполучена - активована келловейська глина (у решті концентрат дозбагачений, Бентоніт Хакаський)

3.1 Вибір складу і кількості модифікуючих добавок

Хімічний склад і властивості (міцність і пористість) обпалених окатишів представлені раніше в таблиці 3.1. В цій же таблиці наведені рекомендації фірм Хіл і Мідрекс до якості окислених окатишів.

Зіставляючи показники якості досліджуваних окатишів з рекомендованими фірмами Хіл і Мідрекс (рис. 3.1,д – заштриховані поля), видно, що за міцністю обпалених окатишів спостерігається відповідність фактичних і рекомендованих значень для всіх проб (рис. 3.1). Стосовно властивостей і складу зв'язки окатишів (рис. 3.2,г–д), то, в максимальному ступені, вимогам Хіл відповідають проби № 2 і 3, а вимогам Мідрекс – лише № 2. Таким чином, цілком реально забезпечити оптимальне протікання процесу металізації як за однією, так і за іншою технологією. Проте невизначеність у співвідношенні відкритої і закритої пористості ускладнює пояснення високого вмісту двовалентного заліза в деяких з досліджуваних зразках (рис. 3.1,б,в). Тому перевагу при порівнянні окатишів слід віддавати з вмістом FeO . Високий вміст заліза двовалентного в більшості проб свідчить про необхідність вдосконалення не тільки режимів термообробки, а й подальшої оптимізації структури окатишів з використанням полімерних сполук.

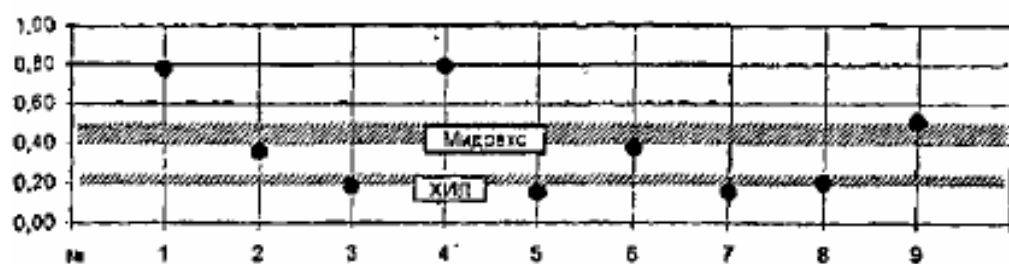
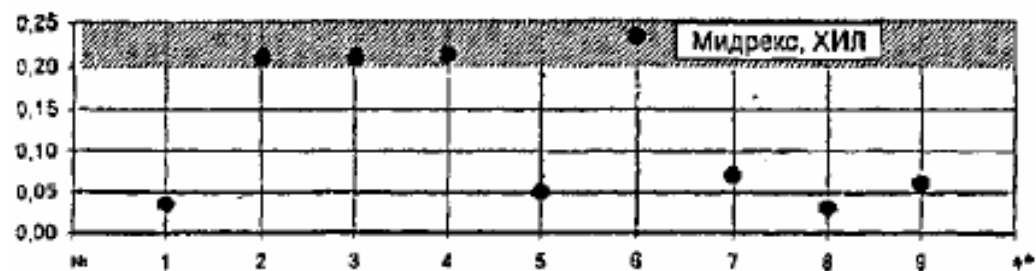
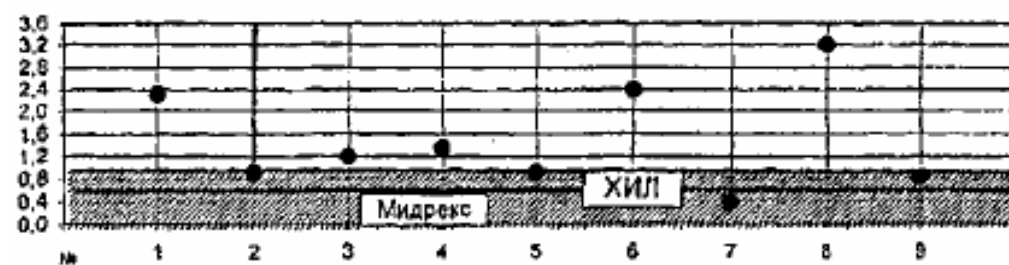
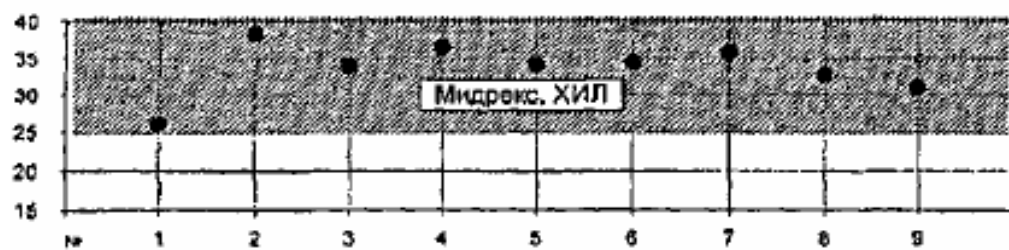


Рисунок 3.1 – Порівняння показників якості досліджуваних окатишів з рекомендованими фірмами Хіл і Мідрекс

3.2. Вплив модифікуючих добавок на фазовий склад і формування структури окатишів

Мікроструктура і фазовий склад окатишів визначалися мікрорентгеноспектральним аналізом. Узагальнення отриманих результатів дозволило виявити роль модифікуючих добавок для офлюсованих і неофлюсованих окатишів. Встановлено, що офлюсовані окатиші без модифікуючих добавок мають зональну структуру з вмістом силікатної зв'язки ~ 10 % (об'ємн.) і переважно легковідновлюваних феритів кальцію в ній. В центральній частині офлюсованих окатишів спостерігається тенденція до підвищення пористості, однак велика кількість сполучного (розплаву) зменшує поверхню відкритих пор, доступну для газу-відновника. Для базових окатишів ЦГЗК, виготовлених з рядового концентрату, характерна наявність ще більшої кількості розплаву (~ 12 %).

Неофлюсовані і офлюсовані окатиші, модифіковані бокситом і сидеритом, мають більш рівномірну структуру з вмістом зв'язки ~ 5 %

(об'ємн.) і наявністю в ній сполук алюмінію, кальцію, кремнію і заліза. У окатишів з добавками бокситу спостерігається формування зв'язки, що містить алюміній, типу браунміллерита – найбільш міцного і важковідновлюваного. Так, на рисунку 3.2 представлені результати мікрорентгеноспектрального аналізу на прикладі одного із зразків. По лінії сканування в точках 7 і 8 визначався хімічний і фазовий склади. Хімічний склад представлений в таблиці 3.2. Фазовий склад включає: гематитові уламки, кварц, бентоніт тонкозернистий, браунміллеріт, боксит з червоними внутрішніми рефlekсами, ферит кальцію. Зв'язка типу браунміллерита на даній ділянці окатишів найбільш чітко виявлена в точці 8. Тому у модифікованих дослідних окатишів ЦГЗК можна очікувати більш високі металургійні властивості.

Судження за вибором варіанту модифікуючих добавок висловлені далі після аналізу поведінки окатишів при відновленні.

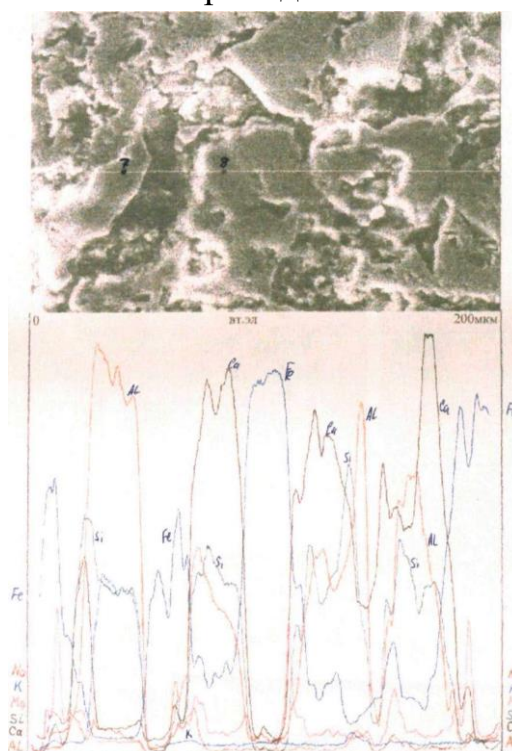


Рисунок 3.2 – Результати мікрорентгеноспектрального аналізу

Таблиця 3.2 – Результати мікрорентгеноспектрального аналізу окатишів, отриманих при введенні як модифікуючої добавки бокситу

Точка	Вміст, % мас.						
	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	CaO	K ₂ O	Na ₂ O
7	2,8	60,5	0,1	29	1,5	4,5	1,5
8	10	19	0,5	29,3	43	0,01	0,05

3.3 Дослідження металургійних властивостей окатишів при відновно-тепловій обробці

Для первинного вибору кількості і складу модифікуючих добавок вивчалися кінетичні параметри відновлення окатишів і їх закономірності знеміцнення при відновленні, що визначають в сукупності основні металургійні властивості залізорудної сировини.

Проби офлюсованих і неофлюсованих окатишів крупністю 12–14 мм з концентрату ЦГЗК з добавками бокситу і сидериту відбиралися з середньої частини шару.

Аналізувалася зміна ступеня відновлення окатишів в часі при різних температурах, а також міцність частково відновлених (до 30 %) окатишів.

Дослідження проводилися на лабораторній установці.

3.3.1 Методика проведення випробувань

Дослідження були проведені на установці, призначеній для отримання масообмінних характеристик різних рудних і нерудних матеріалів при випалюванні в відновлювальному та окислювальному газових середовищах, а також твердими відновниками при температурі до 1200 °С.

Установка складається з трьох основних вузлів (рис. 3.3): шахтної печі, блоку регулювання температури, підставки з встановленим на ній зважувальним пристроєм.

Автоматичне вимірювання і регулювання температури здійснювалося за допомогою контролера.

Над піччю був змонтований кронштейн, на якому встановлені лабораторні ваги ВЛТЕ-5000, що дозволяли зважувати вантаж до 5 кг з точністю 0,1 г. Зміна ваги в часі фіксувалася на комп'ютері, сполученому з вагами.

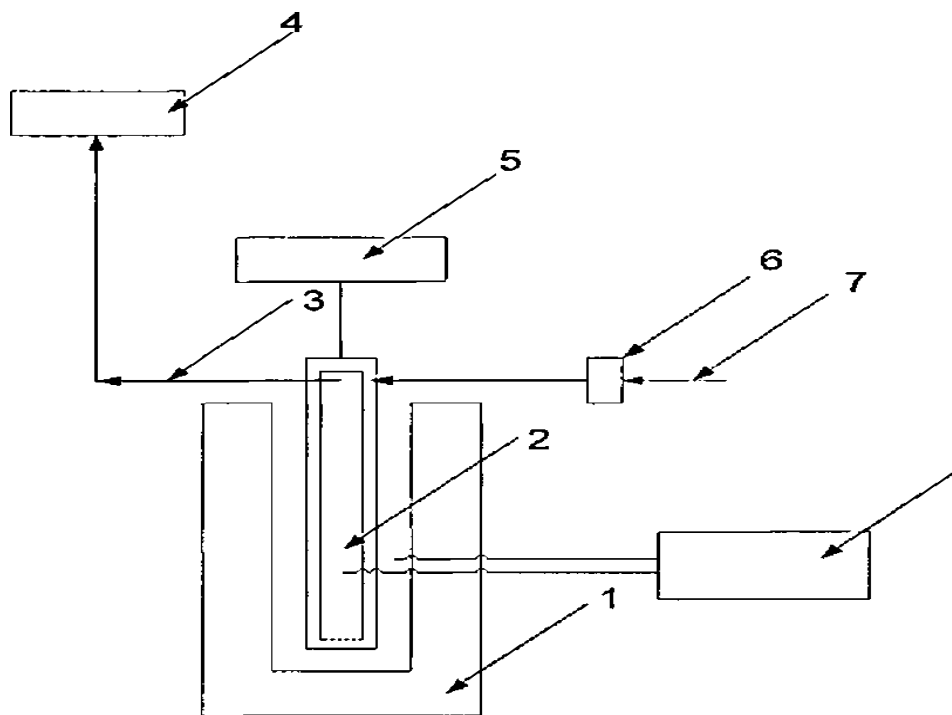


Рисунок 3.3 – Принципова схема установки, призначеної для отримання масообмінних характеристик матеріалів:

1 – піч, 2 – реакційний осередок, 3 – відвід газу, 4 – витяжний пристрій, 5 – ваги, 6 – витратомір 7 – подача газу, 8 – блок регулювання температури

Реакційний осередок був виготовлений з жаротривкої сталі і складався з двох частин: внутрішньої і зовнішньої склянок, з'єднаних між собою азбестовою пробкою. У внутрішній склянці розміщувалися проба досліджуваного залізорудного матеріалу і термопара в захисному чохлі. Відновлювальний газ, проходячи між стінками склянок, нагрівався і надходив у внутрішній стакан, де взаємодівав з досліджуваним матеріалом.

Для відновлення окатишів і продувки реакційного осередку були використані водень і азот відповідно.

Балони з газами для дослідів встановлювали в спеціальну рампу. Від рампи до установки газ надходив в газових лініях. Для скидання відпрацьованого газу після реакційної клітинки на газових лініях було змонтовано витяжний пристрій.

Проведення дослідів включало наступні операції:

Після завантаження досліджуваними окатишами реакційний осередок перевірявся на щільність під тиском інертного газу, що дорівнює 500 мм вод. ст. Продувалися лінії водню і СО. Потім при вимкненому нагрівачі печі осередок містився в піч і підвішувався до вагів. Встановлений таким чином осередок продувався інертним газом, і тільки після цього включався нагрівач, розігриваючи піч до необхідної температури з встановленою швидкістю. Як тільки температура досягала заданого значення, включалася подача водню,

фіксувалися його витрати, а також зміна ваги в часі, що дозволяло розраховувати швидкість відновлення зразків.

Наприкінці досліду подача водню припинялася, для охолодження осередок продувався інертним газом, після чого охоложені відновлені окатиші випробовувалися на міцність при роздавлюванні на розривній машині.

3.3.2. Кінетичні закономірності відновлення окатишів

Для порівняння окатишів з такою важливою металургійною властивістю як відновлюваність вивчалися кінетичні закономірності відновлення окатишів.

Зміни ступеня відновлення в часі (рис. 3.4) свідчать про топохімічний характер процесу, тобто про зв'язок зміни реакційної поверхні і швидкості процесу відновлення.

Використовуючи співвідношення:

$$\varphi = 1 - e^{-kr}, \text{ доли} \quad (3.1)$$

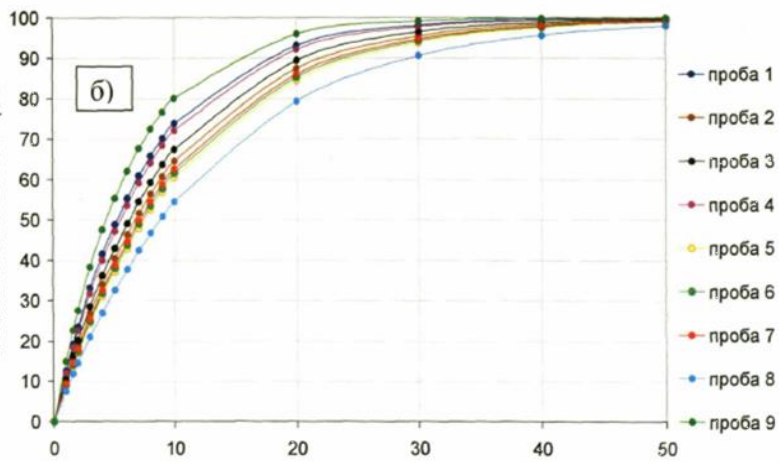
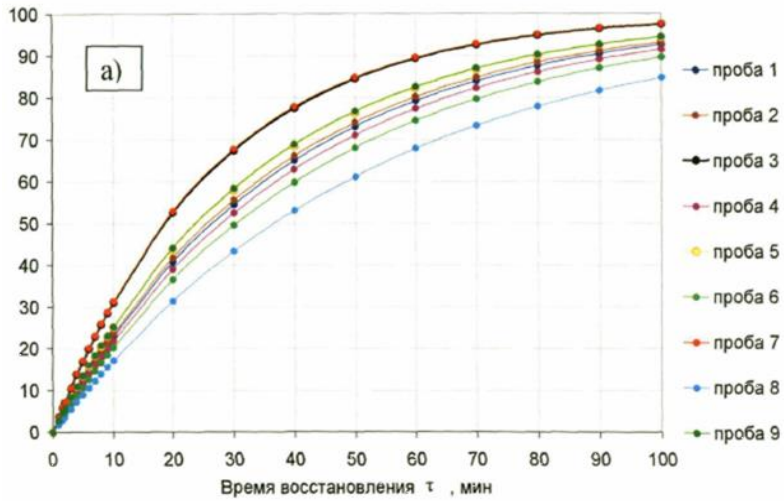
яке описує швидкість процесу в часі для топохімічних реакцій, можна визначити константу швидкості реакції (k), яка є основною характеристикою поведінки окатишів при відновленні (їх відновлюваність).

$$k = -\frac{\ln(1-\varphi)}{\tau}, \text{ c}^{-1} \quad (3.2)$$

Для порівняння відновлюваність досліджуваних окатишів ЦГЗК, константа швидкості реакції відновлення визначалася в однакових умовах (при однаковому складі і тиску відновного газу). Результати розрахунків "k" наведені в таблиці 3.3 та на рисунку 3.5.

Таблиця 3.3 – Значення «k» для досліджуваних окатишів ЦГЗК, а також ПГЗК і ПівнГЗК

№ проби	1	2	3	4	5	6	7	8	9	ПГЗК	ПівнГЗК
Вапняк,%	3	1	0	3	0	1	0	2	2		
Боксит,%	0	1	1	1	0	1	0	0	0		
Сидерит,%	0	0	1	0	2	0	0	0	0		
$k \cdot 10^3, \text{c}^{-1}$ (при 600°C)	0,44	0,5	0,62	0,41	0,48	0,38	0,63	0,32	0,49	0,52	-
$k \cdot 10^3, \text{c}^{-1}$ (при 700°C)	-	0,81	1,00	0,85	0,79	0,79	1,14	-	0,59	-	-
$k \cdot 10^3, \text{c}^{-1}$ (при 800°C)	-	1,31	1,35	1,40	1,26	1,26	1,42	-	1,83	1,22	1,10
$k \cdot 10^3, \text{c}^{-1}$ (при 900°C)	2,24	1,73	1,87	2,13	1,60	1,60	2,14	1,32	2,69	1,61	1,56



Рисунок

3.4 – Зміна ступеня відновлення окатишів в часі при:
 а – 600 °С, б – 900 °С

Примітка: характеристики та номери проб - згідно з таблицею 3.1

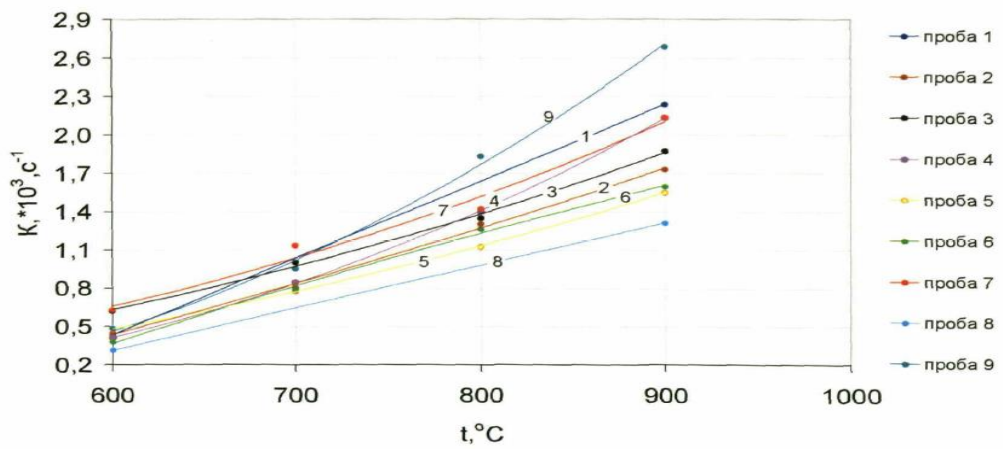


Рисунок 3.5 – Температурна залежність величини k досліджуваних окатишів

У середньому, найбільшу константу швидкості реакції мають офлюсовані і не офлюсовані окатиші без добавок бокситу і сидериту. У офлюсованих окатишів основністю 0,66 (з добавкою CaCO_3 - 3 % і бокситу – 1 %) величина k трохи менше. Неофлюсовані окатиші з добавкою сидериту 2 % (проба 5) і офлюсовані (з добавкою CaCO_3 – 1 %) з добавкою бокситу 1 % мають більш низьке значення константи швидкості реакції.

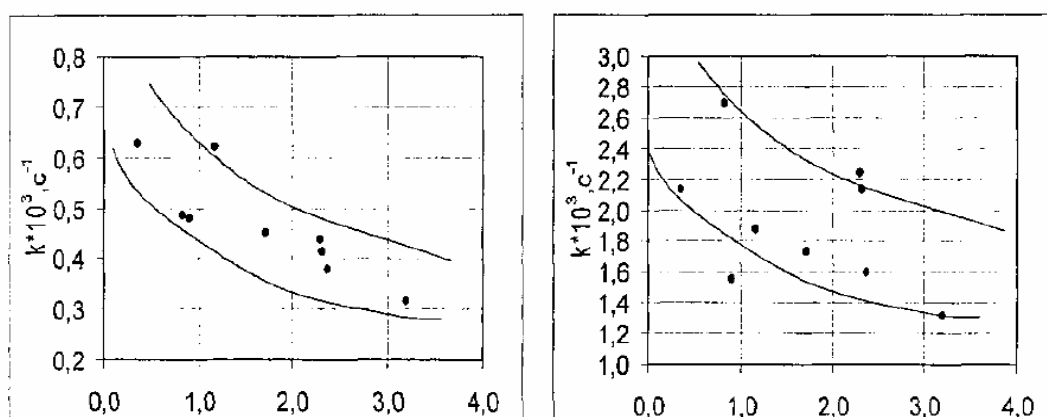


Рисунок 3.6 – Залежність константи швидкості реакції відновлення k від вмісту FeO в окатишах:
а – при 600 °C; б – при 900 °C

Видно, що для досліджуваних проб окатишів ЦГЗК константа швидкості реакції в ряді випадків вище, ніж у інших окатишів.

При дослідженні звернули увагу на виявлену залежність між вмістом FeO в окатишах і константою швидкості їх відновлення (рис. 2.7). Чим менше вміст FeO в окатишах, тим більшу константу швидкості відновлення вони мають. Важливо відзначити, що температури при металізації (500-900 °C) однозначно нижче, ніж при випаленні (1200-1280 °C). Тому спостерігається тенденція залежності від вмісту FeO окатишів і при 600 °C, і при 900 °C свідчить про вплив елементів структури на кінетику відновлення. Кращі умови проникнення по порових каналах по реакційних поверхнях окисника в процесі випалу окатишів забезпечуються передумови успішного відновлення окатишів в процесі металізації. Однак відновлюваність і міцність при відновленні є альтернативними показниками, бо перший визначається, здебільшого, величиною реакційної поверхні, тобто площею взаємодії оксиду з газом. Ця площа може бути як поверхнею пір (відкритих), так і тріщин. Тому важковідновлювані рудні матеріали зазвичай мають більшу міцність при відновленні і, навпаки, знеміцнення і руйнування матеріалу, як правило, призводять до зростання швидкості його відновлення. При цьому перед дослідниками завжди ставиться завдання: знайти оптимальне співвідношення відновлюваність і міцності.

Тому, крім досліджень констант швидкостей відновлення зразків і їх температурної залежності, не менш важливим є аналіз характеристик міцності окатишів.

3.3.3 Дослідження закономірностей знеміцнення окатишів ЦГЗК при відновленні

Міцність окатишів при відновленні є найважливішою характеристикою їх металургійних властивостей. Докладно ці питання викладені в працях [2,14,65]. Тому становить інтерес розгляд причини знеміцнення окатишів при їх відновленні [14]. Гематит (Fe_2O_3) має ромбовидний тип кристалічної решітки, магнетит - кубічну. При фазовому перетворенні $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$, кисневі площини оксидів залишаються незмінними, змінюється лише кількість аніонів O^{2-} в них. Проте відстань між ними збільшується на 5,7 %. Це призводить до зміни елемента об'єму – вздовж однієї осі відбувається розширення, вздовж двох інших стиснення. Іншими словами, кубічний, наприклад, кристал гематиту при відновленні перетворюється на паралелепіпед. Така анізотропна зміна об'єму одиничного кристала, що знаходиться в спеку, призводить до виникнення напруженого стану, на порядки величин перевищує граничні значення міцності спека, і, в кінцевому рахунку, до розвитку мікротріщин, тобто знеміцнення окатишів.

На наступних етапах відновлення, при фазових переходах $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}$ і $\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_{\text{мет}}$, відбувається ізотропна зміна об'єму, тобто рівномірна в усіх напрямках, де виникаючі напруги релаксують не шляхом руйнування, а за

допомогою деформації пластичних фаз - вюститу (FeO) і заліза. Це не викликає крихкого (тобто з утворенням тріщин) знеміцнення окатишів.

Таким чином, в процесі відновлення окислених окатишів відбувається їх знеміцнення. При цьому вони мають мінімальну міцність в області ступенів відновлення $\sim 20\%$, тоді як максимальний ступінь знеміцнення пов'язаний з переходом гематит–магнетит (11%) [14].

Оскільки найбільш "небезпечним" етапом відновлення є фазовий перехід $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$, який відбувається у верхній частині шахтної печі, тобто при відносно низьких температурах ($500\text{-}700^\circ\text{C}$), то становить інтерес проаналізувати залежність мінімальної міцності окатишів (офлюсованих, неофлюсованих і базових) на всьому температурному інтервалі їх відновлення й, особливо в низькотемпературних областях.

Розглянемо залежність мінімальної міцності від температури досліджуваних окатишів ЦГЗК, представлену на рисунку 3.7.

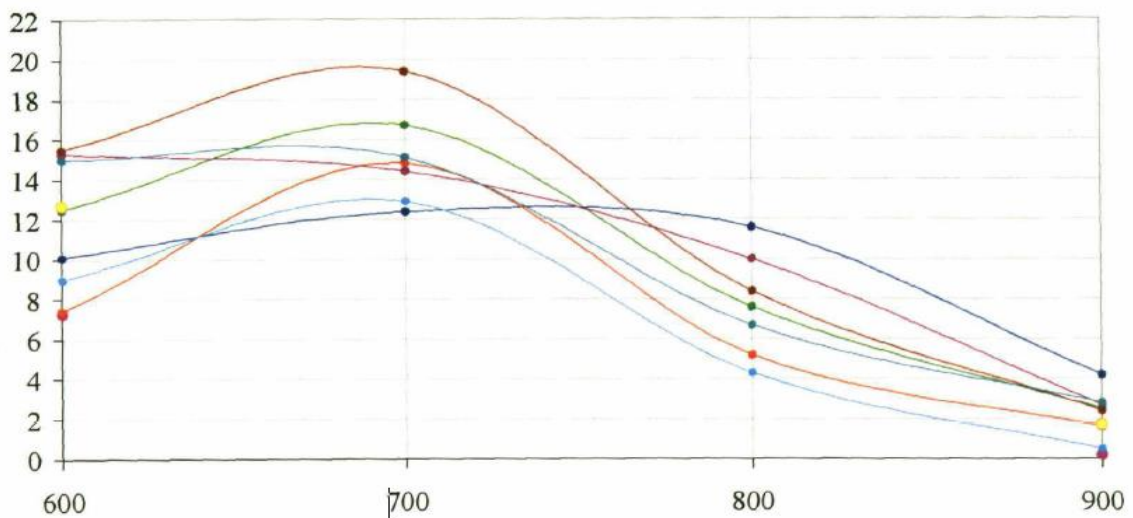


Рисунок 3.7 – Міцність частково відновлених (29-31 %) окатишів ЦГЗК
Примітка: характеристики та номери проб - згідно з таблицею 3.1

Деякі окатиші мають зональну структуру. Тому на початковій стадії відновлення кисень оксиду переходить в газову фазу в основному з гематитової оболонки. З цим пов'язаний і спад маси (тобто переведений у відновний газ кисень відноситься до меншої маси). Оскільки фазовий перехід гематиту в магнетит супроводжується виникненням напруг [14], то міцність окатишів різко знижується. Подальше відновлення призводить до утворення і спікання в оболонці пластичних фаз вюститу і металевого заліза. Це і сприяє підвищенню міцності.

Аналізуючи гарячу міцність (частково відновлених окатишів) і величину "к", слід зазначити, що ті окатиші, які мали найкращу відновлюваність (проби 1,4,9), мають меншу міцність. Хороша відновлюваність офлюсованих і неофлюсованих окатишів без добавок бокситу і сидериту пояснюється за результатами мікроструктурного аналізу, виконаного в інституті металургії УрВ РАН Сапожникова Т.У. розтріскуванням їх з втратою міцності.

З усіх розглянутих проб окатишів, середня швидкість відновлення і максимальна гаряча міцність при 800-900 °С у неофлюсованих - з добавкою 1 % бокситу і 1 % сидериту (проба 3). Проби 2 і 6 (з добавкою 1 % CaCO_3 і 1 % бокситу), хоча і мають дещо меншу величину "к" серед досліджуваних окатишів ЦГЗК, але не втрачають в середньому при цьому гарячу міцність (рисунок 2.8). При цьому, як було зазначено вище, їх відновлюваність в ряді випадків не нижче того рівня, який спостерігається у окатишів ЛГОК і ОЕМК (таблиця 3.3).

Таким чином, оптимальними характеристиками структури та фізико-хімічних властивостей володіють неофлюсовані і офлюсовані (з добавкою 1 % CaCO_3) окатиші з дозбагаченого концентрату МГЗК з добавками бокситу і сидериту (проби 2,3,6). Можливо очікувати максимальну ефективність їх користування в технології Хіл-III, що працює як на "кислих", так і, на відносно "високоофлюсованих" ($\text{CaO}/\text{SiO}_2 \sim 1,0$) окатишах. Світовий же досвід експлуатації установок Мідрекс віддає перевагу "кислим" окатишам, оптимальна основність яких становить 0,4-0,6. Ефективність використання окатишів ЦГЗК за технологією Хіл-III і Мідрекс буде розглянута далі.

Для вирішення практичних завдань представляє інтерес поведінка окатишів - (зміна міцності) при відновленні в неізотермічних умовах.

3.3.4 Дослідження відновлення і знеміцнення окатишів ЦГЗК в неізотермічних умовах

Раніше проведений аналіз відновлення окатишів дозволив вивчити їхню поведінку для ряду конкретних температур (600, 700, 800 і 900 °С). Представляє інтерес дослідження властивостей окатишів при відновленні в неізотермічних умовах – при безперервному нагріванні від 400 до 900 °С. Таке дослідження з одного боку більшою мірою відображає режим відновлювально-теплової обробки в промисловому шахтному агрегаті, а з іншого – дозволить створити більш повну картину поведінки окатишів ЦГЗК при відновленні.

З цією метою на описаній вище експериментальній установці (рис. 3.8) провели серію дослідів, задаючи режими нагріву при відновленні згідно з рисунком 3.9.

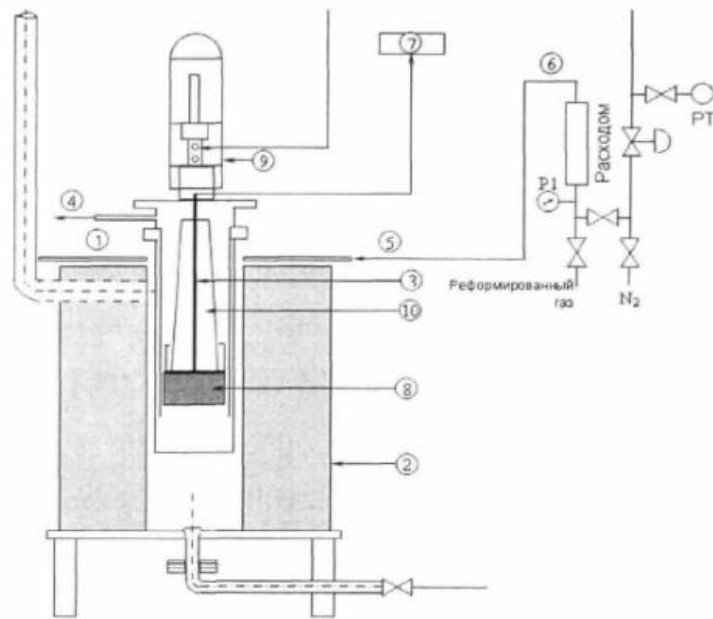


Рисунок 3.10 – Пілотна установка

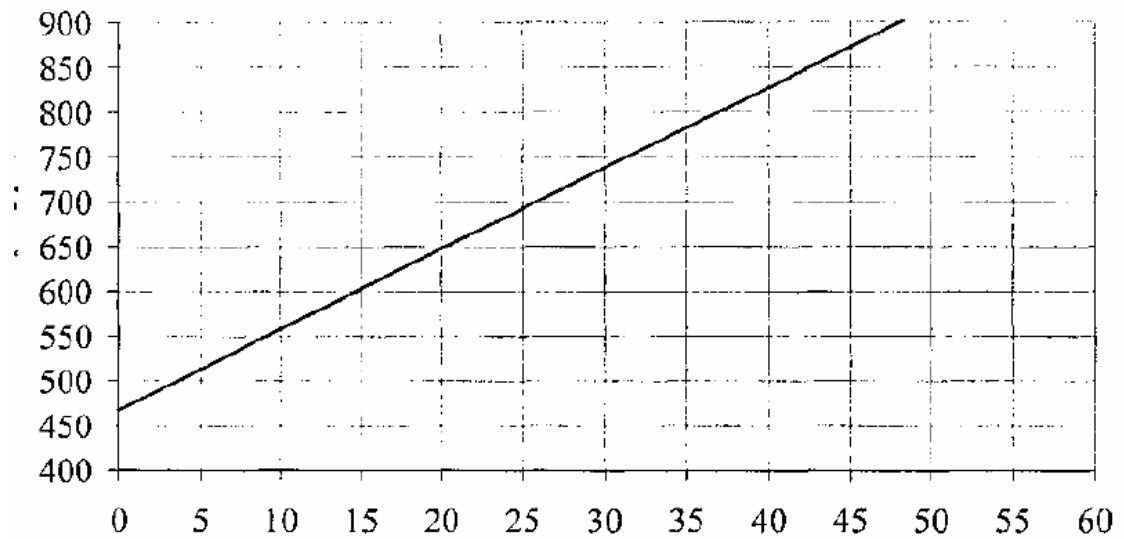


Рисунок 3.9 – Режим нагріву при відновленні окатишів

Випробуванням піддавали найбільш різні за складом шихти (таблиця 3.1) проби окатишів - № 2,3,5 і 8. Результати визначення кінетики відновлення представлені на рисунку 3.10.

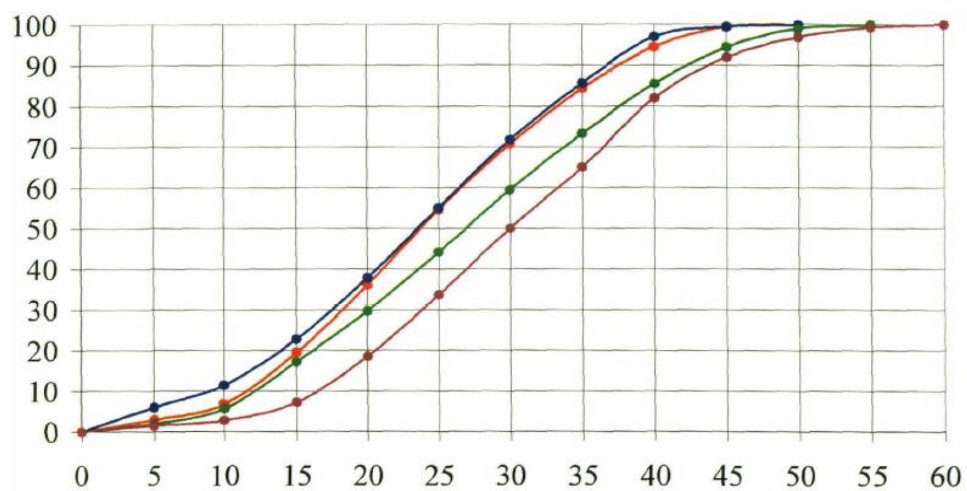


Рисунок 3.10 – Залежність ступеню відновлення від часу при заданому режимі нагріву

Видно, що найбільшу відновлюваність мають проби № 2 і № 3. У пробі № 2 використовувалися добавки 1 % вапняку і 1 % бокситу, в пробі № 3 – 1 % бокситу і 1% сидериту. Видно, що збільшення кількості зв'язки не призвело до зменшення відновлюваності, що пов'язано із зростанням частки відкритої пористості, що формується за участю тугоплавкої зв'язки в системі $Al_2O_3 - Fe_2O_3 - SiO_2$. Найнижча відновлюваність спостерігається при використанні офлюсованих окатишів (проба 8) з додаванням 0,85 % келловейської глини.

Це пов'язано зі зменшенням частки відкритої пористості внаслідок утворення великої кількості легкоплавкої зв'язки. Таким чином, результати цього розділу підтверджують визначальну роль модифікування шихти окатишів з метою отримання більш тугоплавких зв'язок.

Оцінка металургійних властивостей окатишів ЦГЗК з модифікуючими добавками у дослідно-промислових умовах

Для перевірки розроблених рекомендацій та отримання надійної інформації про металургійні властивості окатишів їх поведінка вивчалася на спеціальних установках і в промислових агрегатах .

3.4. Напівпромислові випробування досліджуваних окатишів ЦГЗК

3.4.1 Методика проведення досліджень.

Проба окатишів містилася в герметичному робочому циліндрі печі 2 (рис. 3.8), опалювальний газовим пальником, витрату газу та повітря на якій змінювали за допомогою дроселя, що входить до складу системи - термопара і аналого-цифровий перетворювач температури. Ця система дозволила моделювати температурний режим роботи реактора установки Хіл-III. Змінюючи співвідношення часток реформованого газу і азоту, була можливість моделювати і газовий режим. У даній серії досліджень окатиші нагрівалися в струмі інертного газу - азоту до температури 850 °С, після чого подавався газ-відновник безпосередньо з реформера установки Хіл-III. Нанесення захисного покриття крейди в даних дослідях не передбачалося. Після відновлення, через певний час доступ відновника припинявся і відновлені окатиші протягом 5 хв. піддавалися зовнішньому тиску 3,7 кг/см² за допомогою пневмопоршня, що передає зусилля через пневмоциліндр. Потім проба окатишів охолоджувалася азотом до температури 25-30 °С. Випробування на описаній пілотній установці проводилося в два етапи.

На першому етапі визначалася деформація і ступінь тріщиноутворення в окатишах, відновлюваних в моношарі протягом 40 хв. Як базові значення цих параметрів використовувалися величини, отримані без зовнішнього тиску. Ступінь тріщиноутворення визначалася візуально, як частка окатишів, що містять магістральні тріщини.

На другому етапі визначалася величина усадки для окатишів (наважка 1200 г) по довжині переміщення пневмопоршня, а також ступінь спікання - відносна масова частка спечених окатишів після скидання наважки з висоти 11 м. Час відновлення при цих випробуваннях складав 120 хв. Після кожного експерименту проводився хімічний аналіз окатишів.

3.4.2 Результати випробувань.

Використання пілотної установки дозволило встановити оптимальні склади сполучного з використанням модифікуючих добавок (табл. 3.4), що забезпечують отримання окатишів з підвищеними металургійними властивостями. Основні результати досліджень наведені в таблиці 3.4. Для порівняння наводяться характеристики окатишів інших ГЗК. Видно, що максимальний ступінь деформації (25,0 - 27,5 %) мають окатиші без модифікуючих добавок (бокситу і сидериту), офлюсовані вапняком (проби № 1 та 8). Добавка бокситу в поєднанні з CaCO_3 1:1 % різко знижує ступінь деформації до 10,6 % (проба № 2), а добавка бокситу в поєднанні з сидеритом 1:1 % - до 11,8 %. Окатиші з проб № 4 і 5 мають середній ступінь деформації (18 - 19 %). Таким чином, добавки бокситу і сидериту зменшують ступінь деформації.

Цікаво відзначити, що деформація і усадка шару змінюються практично за однією ознакою, пов'язаною зі зміною складу модифікуючих добавок.

Ступінь усадки дослідних окатишів ЦГЗК з модифікуючими добавками в ряді випадків менше, ніж лабораторних і промислових окатишів ЦГЗК. Порівняння ступенів усадки лабораторних і промислових окатишів ПівнГЗК з дослідними окатишами ЦГЗК, отриманими при введенні модифікаторів, дозволяє зробити висновок про те, що цей напрямок може виявитися одним з пріоритетних при організації на ГЗК виробництва металізованої продукції.

Аналізуючи ступінь тріщиноутворення окатишів, оцінювану часткою окатишів з тріщинами, вдалося встановити, що всі окатиші мають тріщини.

Таблиця 3.4 – Результати досліджень ступеню деформації та руйнування зразків лабораторних окатишів (ЦЗК) без покриття на установці ХІЛ – 5 ЛЕБГОК

№ п/п	№ проби	вапно, %	Боксит, %	Сидерит, %	Время	Температура		Степень	Степень
						Т	С		
1	1	2	0	0	40	0,50	0,50	0,75	100,0
2	2	1	1	0	40	0,50	0,51	10,0	0,10
3	3	0	1	1	40	0,50	0,50,0	11,0	0,0,0
4	4	2	1	0	40	0,50	0,50,2	10,0	100,0
5	5	0	0	0	40	0,50	0,51,0	10,0	0,0,0
6	6	1	1	0	40	0,50	0,50,1	14,1	100,0
7	7	0	0	0	40	0,50	0,51,2	10,0	100,0
8	8	0	0	0	40	0,50	0,50,0	25,0	100,0
9	9	0	0	0	40	0,50	0,51,0	20,5	100,0
10	П-БГО				40	850	850,8	14,1	100,0
11	Л-БМО				40	0,50	0,50,0	12,0	95,0

№ п/п	№ проби	вапно, %	Боксит, %	Сидерит, %	Время	Температура		Степень	Степень
						Т	С		
1	1	2	0	0	120	0,50	0,50,0	04,0	0,0,0
2	2	1	1	0	120	0,50	0,50,0	10,0	0,1,0
3	3	0	1	1	120	0,50	0,51,7	70,0	0,1,0
4	4	2	1	0	120	0,50	0,50,0	00,0	0,4,0
5	5	0	0	0	120	0,50	0,51,0	70,0	0,0,0
6	6	1	1	0	120	0,50	0,50,0	54,0	0,0,0
7	7	0	0	0	120	0,50	0,51,0	00,0	0,5,1
8	8	0	0	0	120	0,50	0,51,0	00,0	0,0,0
9	9	0	0	0	120	0,50	0,54,0	04,0	0,5,1
10	П-БГО				120	0,50	0,50,0	0,5	0,0,0
11	П-БГО				120	0,50	0,50,0	45,7	0,0,1
12	П-БГО				120	850	853,4	70,3	0,0,1

Однак, мінімальне тріщиноутворення спостерігається у окатишів з добавками вапняку і бокситу 1:1 %, а так само бокситу і сидериту 1:1 %. Це істотний висновок про найбільш оптимальний склад і структуру зв'язки окатишів ЦГЗК. Ступінь спікання, тобто частка спечених, дослідних окатишів ЦГЗК без захисних покриттів під дією навантаження також сильно залежить від співвідношення добавок бокситу, сидериту і вапняку. Найбільш ефективною є добавка 1 % Al_2O_3 в поєднанні з $CaCO_3$ 1 %. Сидерит меншою мірою зменшує спікання, проте отримані значення індексу спікання окатишів з цією добавкою аналогічні значенням промислових окатишів, що дає право припустити можливість їх використання для металізації за технологією Хіл - III при застосуванні крейдяних покриттів.

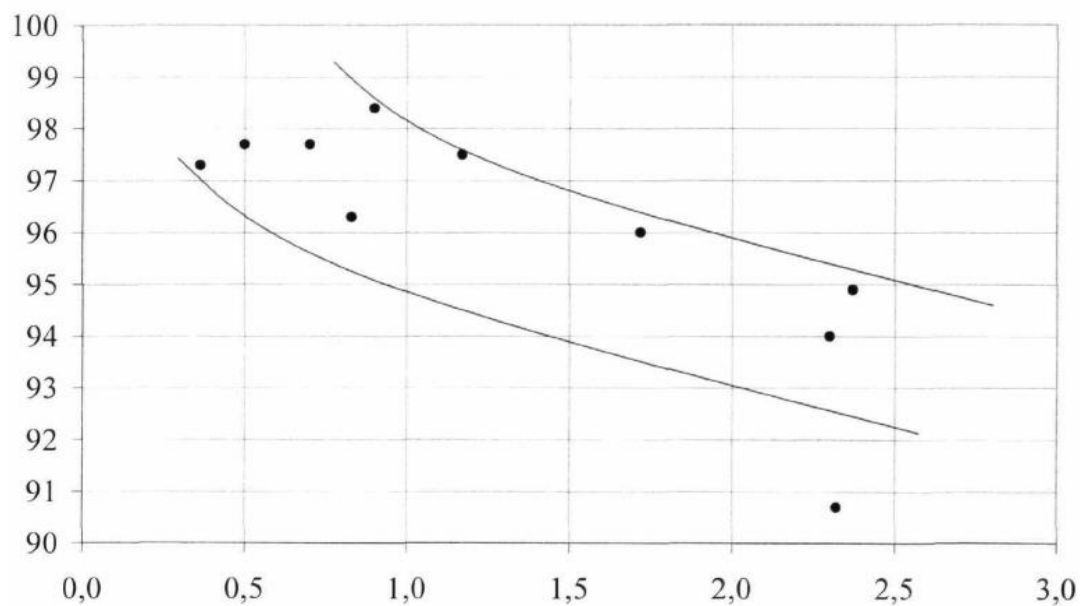


Рисунок 3.11 – Вплив вмісту FeO в окатишах на ступінь їх металізації

У другому розділі звернули увагу на тенденцію підвищення константи швидкості реакції відновлення, при зменшенні вмісту FeO в окатишах. Були отримані кількісні характеристики цієї залежності. І тут простежимо вплив елементів структури (вмісту FeO) на відновлюваність.

Важливо, що спостерігається залежність ступеня металізації готового продукту від вмісту FeO в обпалених окатишах. Чим менше вміст FeO в обпалених окатишах, тим вище їх ступінь металізації, тобто вища якість металізованого продукту.

ВИСНОВКИ

1. За результатами випробувань встановлено, що за основними характеристиками, такими як спікання окатишів, деформація, тріщиноутворення, усадка шару металізованого продукту, дослідні окатиші, що містять добавки (1 % бокситу + 1 % вапняку або 1 % бокситу + 1 % сидериту), знаходяться на рівні значень, що відповідають окатишам промислового виробництва.

2. Введення добавок бокситу і сидериту призводить до поліпшення комплексу властивостей окатишів. Проте, підвищений вміст монооксиду заліза (FeO) не дозволяє гарантувати високі значення відновлюваності і ступеню металізації продукту;

3. Встановлено залежність ступеню металізації окатишів від їх структури (вмісту FeO). Чим менше вміст FeO в обпалених окатишах, тим вище їх ступінь металізації, тобто вища якість металізованого продукту. Були отримані кількісні характеристики цієї залежності.