

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКА ДЕРЖАВНА ІНЖЕНЕРНА АКАДЕМІЯ
КАФЕДРА МЕТАЛУРГІЇ ЧОРНИХ МЕТАЛІВ

Половніков Максим Миколайович

УДК 669.162.1

Розробка технології отримання шихтових матеріалів з вітчизняної сировини

Спеціальність 8.090401 “Металургія чорних металів”

Автореферат
кваліфікаційної роботи магістра

Запоріжжя
2016

Робота є рукопис.

Робота виконана на кафедрі металургії чорних металів Запорізької державної інженерної академії Міністерства освіти і науки України.

Науковий керівник:

к.п.н., доцент Мосейко Ю.В.

Рецензент:

начальник дільниці ЦТВС
ПАТ «Запоріжсталь»
Штапура Е.В.

Захист кваліфікаційної магістерської роботи відбудеться “11” січня 2016 р. в 9⁰⁰ в аудиторії 225 на засіданні Державної екзаменаційної комісії в Запорізькій державній інженерній академії за адресою: 69006, м. Запоріжжя, пр. Леніна, 226.

Зав. кафедрою МЧМ
д.т.н, професор

С. А. Воденніков

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОБОТИ

Актуальність проблеми. На сьогоднішній час існує цілий ряд способів отримання металевих сплавів: доменний процес, мартенівська плавка, кисневий конвертор, електросталеплавильна плавка (ДСП, ЕШП, ВДП, ЕЛП, ВП).

Всі названі способи мають ряд переваг і недоліків, кожен із способів займає свою нішу в технологічному ланцюгу отримання готової високоякісної сталі з природної сировини - руди.

Однак на фоні встановлених жорстких рамок за критеріями якості сировини для кожного з процесів і малих запасів якісної сировини, активно розвиваються нові технології, що поєднують в собі процеси або їх окремі частини в нові технології, такі гібриди отримали назву «альтернативної металургії». Безсумнівною перевагою таких технологій є їх нові підходи отримання якісного продукту з найменшими витратами або можливістю ведення більш екологічного процесу.

В даній роботі розглядається принципово новий підхід в підготовці сировини до наступного металургійного переділу, а саме пропонується нова схема отримання гранульованого чавуну як шихтового матеріалу для наступного використання в металургійних печах.

Новизна роботи полягає в тому, що пропонується нова система комплексного підходу для отримання якісної сталі, і можливості використання залізорудних родовищ які, для металургії традиційного типу, є економічно не привабливими. Областю впровадження пропонованих рішень є гірничо-збагачувальні комплекси й металургійні заводи.

До предмету дослідження, в даній роботі відносяться відновні процеси заліза і їх способи інтенсифікації. Також була проведена аналітична робота з пошуку вирішення питання часткової заміни природного газу іншими видами палива й висуненні рекомендації щодо цього питання.

Мета роботи. Побудова нової системи металургійного переділу, яка забезпечить потребу у якісному металі і буде більш екологічнішою ніж існуюче на сьогоднішній час «агло-домене» виробництво Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно було вирішити такі завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан і напрями розвитку існуючого способу виробництва.
2. Провести дослідження в області інтенсифікації процесів відновлення заліза
3. Дати рекомендації щодо вирішення питання з економії природного газу на інший більш дешевий його аналог.

Методи досліджень: сучасний рівень накопичених знань, розроблених методів формально - математичного і фізико - хімічного опису технологічних процесів сталеплавильного виробництва, а також можливостей технічного та програмного забезпечення ЕОМ в рамках інтенсивного розвитку сучасних інформаційних технологій.

Практичне значення:

Вдосконалення і впровадження пропонованої системи на гірничо - збагачувальних комплексах дозволить отримувати сталь безпосередньо на місці видобутку залізної руди більш екологічнішим способом.

Апробація результатів роботи. Результати досліджень, включених в кваліфікаційну магістерську роботу, доповіли на: 42-й міжнародній науково-технічній конференції молоді ПАТ «Запоріжсталь». (Запоріжжя, 2015 р.);

Публікації.

Основні результати роботи викладені в збірці магістерських робіт і 2 тезах конференцій.

Структура і об'єм роботи.

Кваліфікаційна робота магістра складається з вступу, трьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 32 найменувань, викладена на 79 сторінках машинописного тексту, включаючи 9 рисунків, 6 таблиць.

ОСНОВНИЙ ЗМІСТ РОБОТИ

У вступі обґрунтовано необхідність створення нової системи або вдосконалення вже існуючого металургійного виробництва, що є одним з найважливіших напрямків розвитку чорної металургії в Україні.

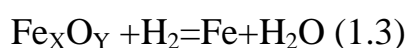
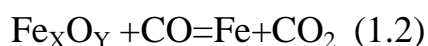
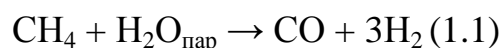
У першому розділі проаналізовано сучасний стан і перспективи розвитку існуючого виробництва, розглянуті технології отримання чавуну й сталі різними способами в.

Незважаючи на те, що виплавка чавуну в доменній печі в даний час є найбільш поширеним процесом, на чию частку припадає більш ніж 94% світової виплавки чавуну і найближчим часом цей спосіб виплавки чавуну буде як і раніше забезпечувати великомасштабний попит на рідкий чавун, однак майбутнє належить однофазним процесам прямого одержання заліза в рідкій ванні і вже зараз все гостріше проявляється необхідність у задоволенні потреб будівництв міні-заводів які розвиваються, де використовують для виплавки сталі електродугові печі й конвертори невеликої потужності.

Існуюча «агло-кокс-доменна» схема виробництва чавуну є багатоступінчатою. У виробництво втягується дуже обмежений в природі марочний склад вугілля, а сам процес характеризується великими втратами заліза при збагаченні руд і в тратах заліза із шлаком у вигляді «корольків».

При цьому необхідно здійснювати будівництво капіталомістких об'єктів - коксові батареї, збагачувальні і агломераційні фабрики, що створюють, крім того, ще і несприятливу екологічну обстановку.

Один з різновидів карботермічного процесу, що отримав початок розвитку в 70-і роки 20 століття, став процес відновлення заліза з руди природним газом, де протікають наступні хімічні реакції:



Продуктом даного процесу є залізо прямого відновлення (ЖПВ), яке не забруднено вуглецем, оскільки немає прямої взаємодії руди і вуглецю і не забруднено різними домішками, які могли б переходити з коксу. Такий продукт містить близько 1% вуглецю і близько 90% Fe, але він не придатний для виготовлення з нього відповідальних металевих деталей і може бути використаний тільки як сировинний матеріал при виробництві сталі.

Широке розповсюдження такого газо-відновного процесу почалося в 1980 році, коли в гірничо-металургійному комплексі почалося широке застосування природного газу, який ідеально підійшов для відновлення залізної руди. Крім природного газу, в процесі прямого відновлення заліза, виявилось можливим використання продуктів газифікації вугілля, попутного газу нафтовидобутку та ін. газоподібних продуктів.

Зміни в технологіях, що відбулися в останній час, дозволили значно знизити капітало- і енергоємність процесів прямого відновлення заліза, в результаті чого стався новий стрибок у виробництві продукції ЗПВ. Різноманітність технологій, обладнання та сировини створило великий різновид способів ЗПВ однак не всі процеси зарекомендували себе як економічно-доцільні. Тому постало питання створення нової більш ефективної технології.

Всі ефективні методи прямого відновлення заліза, засновані на одному принципі: багату залізородну сировину (дрібний концентрат або окатиші) відновлюють спеціальною газовою сумішшю до вмісту оксидів заліза 85-90%.

Тому основне виробництво заліза прямого відновлення головним чином зосереджено в країнах, що володіють великими запасами нафти (попутного газу), природного газу та залізної руди, а також обмежені в запасах металобрухту. Такі виробництва зосереджені в країнах Латинської Америки, Близького і Середнього Сходу.

Був розглянут цілий ряд технологій ЗПВ (Ромэлт, Мидрекс, Хилл, та. інш) і в результаті отриманої інформації було на дато рекомендації щодо вдосконалення нової технології яка отримала назву ITmk3 (Iron-Making Technology Mark 3).

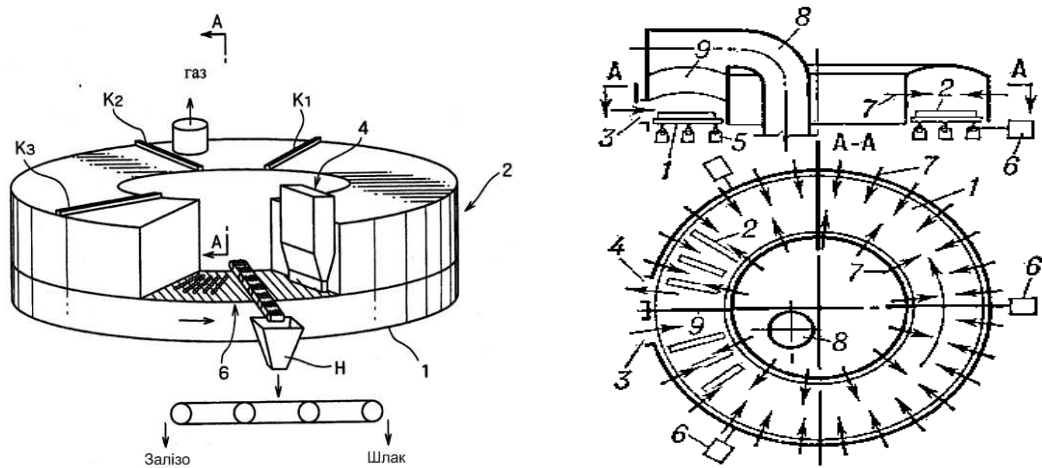
Принцип технології полягає у відновленні рудого-паливних окатишів в кільцевій печі з обертальним подом при температурі 1100-1400°C протягом 15-30хмилин із додаванням каталізатору у вигляді KCl або NaCl у кількості 0,5-3% від маси шихти.

У другому розділі, відображено результати проведеного експерименту, а також більш докладно розглянута пропонована технологія.

Сировинну суміш: оксид заліза і вуглецевмісний відновник, нагрівають в печі з рухомим подом у відновної атмосфері при робочій температурі від 1000 до 1500°C. В результаті чого оксид заліза піддається твердо-фазному відновленню. Отримане металеве залізо концентрується у вигляді часток під час відділення від шлаку, потім отримане залізо охолоджують. Кількість CaO, MgO і SiO₂, що міститься в шихті, регулюють таким чином, що б основність шлаку (CaO + MgO) / SiO₂ під час процесу відновлення, становила від 1,3 - 2,3, а концентрація MgO в шлаку 5 - 13 мас.%.

В якості речовини, що містить MgO використовують сирий доломіт. У деяких випадках шихта може містити не велику кількість CaF₂, що дозволяє регулювати текучість шлаку, що утворився. В такому випадку концентрація CaF₂ в шихті переважно складає від 0,2 до 2 мас.%. Вуглецевмісний порошок подають таким чином, що б він був розподілений на поду печі шаром, товщиною від 2мм до 7,5мм. Що забезпечує високий відновний потенціал в печі, тим самим покращуючи десульфуріацію і отримуючи в результаті, гранульоване металеве залізо з низькою концентрацією сірки.

Схема кільцевої печі



1 — кільцевий обертальний под; 2 — шихта; 3 — вікно загрузки; 4 — вікно видачі; 5 — опорний ролик; 6 — привод обертання пода; 7 — пальник; 8 — димар для відведення продуктів згоряння з печі в борів; 9 — розділова перегородка.

Порядок виконання досліду:

Для проведення роботи збирають установку по схемі, показаній на мал. 3.1. Зібрану установку включають для нагріву до температур досліду (800-1250°C).

В період розігрівання установки готують навішування порошку залізорудного концентрату. Маса навішувань в кожному човнику однакова - 3г. Човники перед завантаженням обов'язково зважують. Перша підгрупа вивчає вплив часу витримки металу, друга - вплив температури на кінцевий вміст заліза, третя вивчає вплив тиску й способу розміщення шихти на вихід кінцевого матеріалу - пластами або змішавши.

Перед проведенням експерименту систему перевіряють на герметичність. Для чого в неї напускають диоксид вуглецю (CO_2) до певного тиску, який фіксується за допомогою манометра, і витримують протягом 3 - 5 хв. Якщо за цей час падіння тиску не відбувається - система готова для проведення роботи.

Алундовий човник з навішуванням подрібненого матеріалу 3г розміщують в трубчатій печі де він нагрівається до температур досліду. Досягнувши початкової температури, систему заповнюють диоксидом вуглецю (CO₂) до певного тиску, після чого ведеться фіксація росту (падіння) тиску, при цьому слід вимикнути саму систему подачі тиску. Навіску поділяють на підгрупи: перша підгрупа проводить витримку протягом 1 год., при температурах 800, 900, 1000, 1200, 1250°C. Друга підгрупа проводить витримку навісок протягом 1 год., при максимальній температурі з метою вивчення впливу тиску й способу розташування шихти, на вихід металу.(матеріал розміщують с початку пластами, а потім змішавши)

Після закінчення витримки піч вимикають, і одержані зразки охолоджують разом з піччю. Човники з отриманим матеріалом зважують на електронних вагах (з точністю - до 4 знаку).

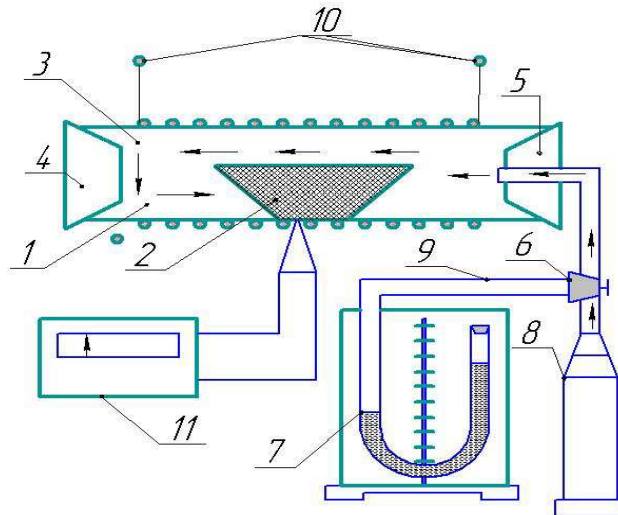
Ваговий вміст заліза в металі визначається по різниці початкових і кінцевих мас з подальшим перерахунком на процентний вміст, одержані дані показані в таблиці 1.

Таблиця 1 - Початкові і одержані дані досліду

Характеристики вимірювань	Температури витримки				
	800	900	1000	1200	1250
Маса човника,г	10	10	10	10	10
Маса шихти,г	3	3	3	3	3
Маса човника з навіскою після експерименту з розміщенням шихти шарами,г	13.000	13.000	12.998	12.989	12.984
Маса човника після експерименту зі змішаною шихтою,г	13.000	12.994	12.987	12.979	12.973
Маса човника з навіскою після експерименту з розміщенням шихти шарами,при підвищеному тиску,г	12.969	12.935	12.879	12.815	12.797
Маса човника після експерименту зі змішаною шихтою,при підвищеному тиску,г	12.958	12.913	12.897	12.833	12.804

За одержаними даними будується графіки залежностей виходу металу від температури, тиску й способу розташування шихти в човнику, графік 1.

Схема установки. мал.3.1



1 - трубчаста піч; 2 - алундовий човник з порошком марганцю; 3 - алундова трубка; 4 - пробка; 5 - пробка з отвором; 6 - триходовий кран; 7 - манометр; балон з азотом; 9 - сполучні патрубки; 10 - токоподводи до нагрівача трубчастої печі; 11 - термопара.

Обробка результатів експерименту

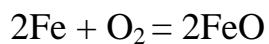
Реакція відновлення оксиду заліза

На відновлення 160кг Fe₂O₃, потрібно 36 кг С

$$0.003 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3 - X_1$$

$$X_1 = (0.003 * 36) / 160 = 0,0007 \text{ кг Fe} \quad (2.1)$$

де, 0,003кг маса всієї навіски.



$$0,0007 * 136 / 112 = 0,00085 \approx 0,0009 \text{ кг} \quad (2.2)$$

де, 136 і 112 атомарна маса 2Fe і 2FeO.

За умов того, що ми використовуємо хімічно чистий оксид заліза, то розрахунок теоретичної витрати вуглецю, яка ґрунтується на розрахунку відновлення складових суміші з послідовним складанням отриманих даних, яких в нашому випадку нема. Ми за основу візьмемо результат розрахунку відновлення оксиду заліза. Тому теоретична кількість вуглецю складатиме, 0,0009 кг С.

Розрахунок необхідної кількості антрациту

$$0,0009 / 0,86 = 0,001 \text{ кг (2.3)}$$

де 0,86 це (86%С) в перерахунку на антрацит.

Розрахунок відсотку відновлення заліза:

Розрахуємо різницю зміни маси навіски, для цього:

$$3\text{г} - 2,804\text{г} = 0,196 \text{ г (2.3)}$$

де, 3г(маса навіски до експерименту), 2,804г(маса навіски після експерименту при 1250°C, під тиском, змішана)

Знайдемо масу і відсоток відновлення заліза:

$$(0,196/3)*2=0,13067\text{г (2.4)}$$

де, 3- маса навіски, г. 2- коефіцієнт відношення матеріалу.

$$(0,13067*100)/2= 6.5\% \text{ відновлено заліза}$$

за аналогією рахуємо % відновленого заліза для кожного з температурних режимів.

Для 1200°C.

$$(0.167/3)*2=0,11133\text{г (2.5)}$$

$$(0,11133*100)/2=5,56\% \text{ (2.6)}$$

Для 1000°C.

$$(0,103/3)*2=0,06866 \text{ (2.7)}$$

$$(0,06866*100)/2=3,43\% \text{ (2.8)}$$

Для 900°C.

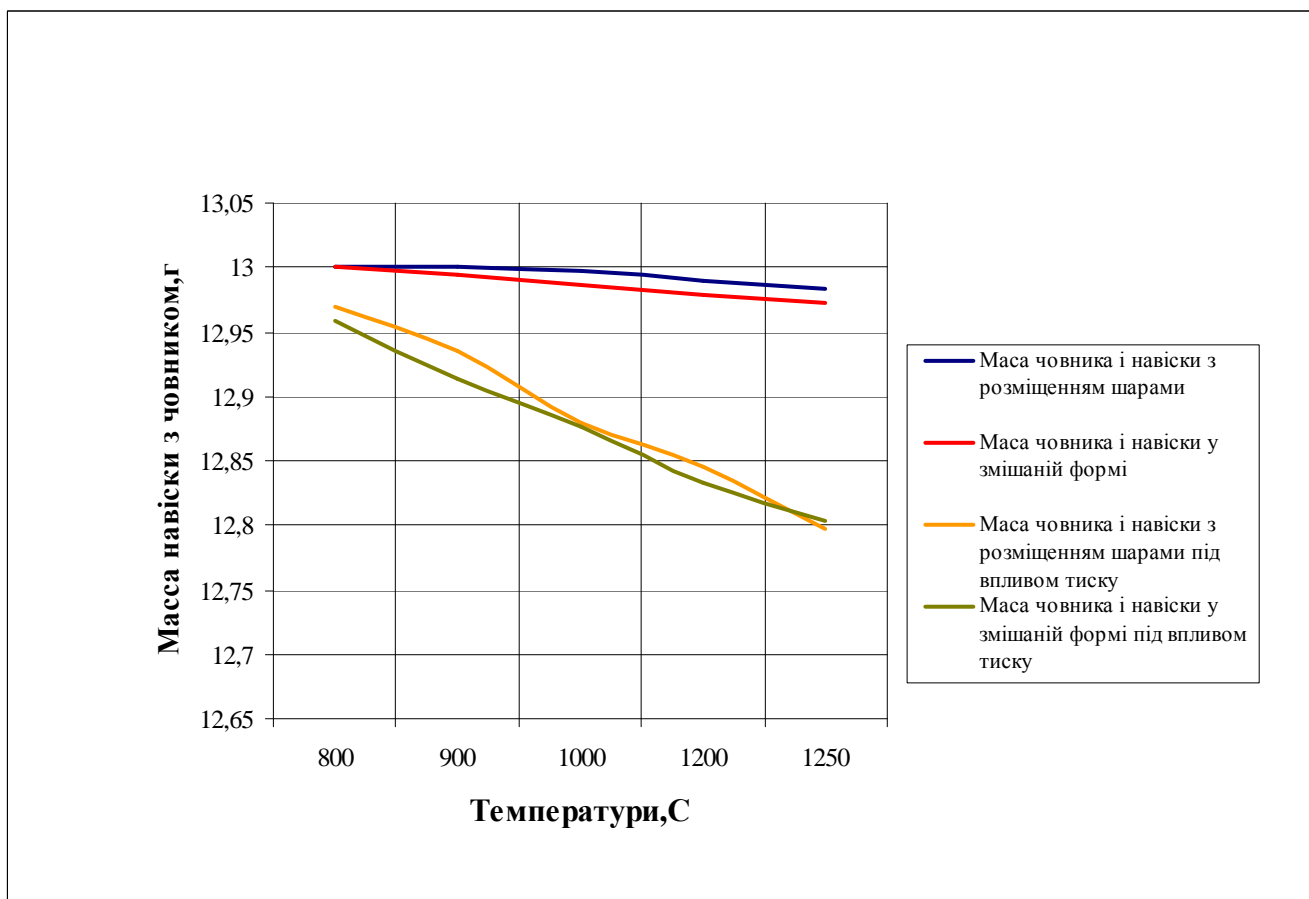
$$(0,087/3)*2=0,058\text{г (2.9)}$$

$$(0,058*100)/2=2.9\% \text{ (2.10)}$$

Для 800°C.

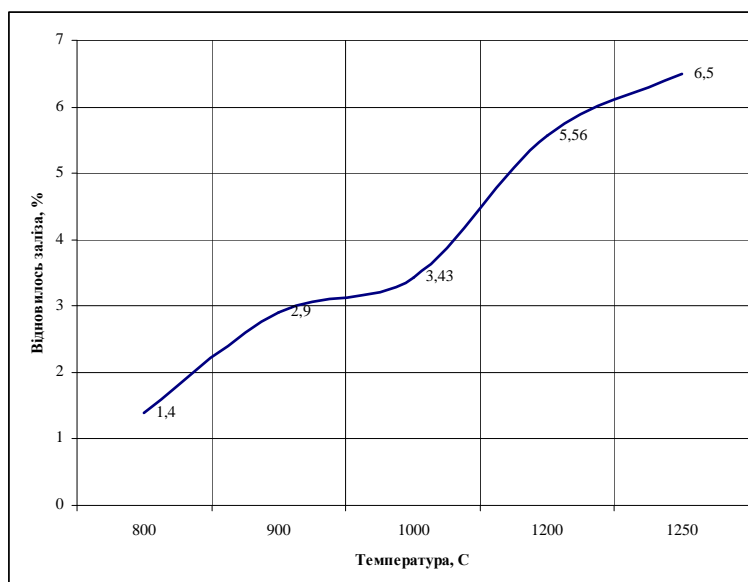
$$(0.042/3)*2=0,028\text{г (2.11)}$$

$$(0.028*100)/2=1.4\% \text{ (2.12)}$$



Графік 1. Зміна маси навісок при розміщенні шихти шарами й у змішаній формі.

Таким чином за отриманими результатами експерименту можна зробити висновок, щодо оптимального розташування шихтових матеріалів у печі у разі використання дрібно-меленої сировини. Але в реальних умовах промисловості працювати із пилюватим матеріалом незручно, тому перед металургійним переділом сировини, її слід згрудкувати у кульки розміром 10-40мм матеріал з зазначеним розміром легко працювати й транспортувати, але слід зазначити, що це може вплинути на якість кінцевого продукту із-за неможливості виходу шлакових включень із середини окатишу на поверхню з наступним легким відділенням від металеві частини у магнітному сепараторі.



Графік 2. Відновлення заліза

За отриманими даними було проведено розрахунки й побудовано графік на якому зображено як міняється відсоток відновленого заліза від температури при умовах коли матеріал знаходиться під тиском, в змішаній формі.

Слід зазначити, що матеріал не підлягав підготовчим процесам, таким як сушка або підігрів. Сировина була поміщена в робочій простір установки та просто нагрівалась до заданих температур протягом 15 хвилин, потім матеріал було піддано витримці протягом п'яти хвилин при температурі 1250°C, далі матеріал був зважено.

Цей експеримент показав, що залізо відновилося на 6, 5 % просто під час нагріву без методів інтенсифікації. Тому наступний етап експерименту був направлений на методи інтенсифікації, твердо-фазного, відновлення заліза.

Експеримент із додаванням каталізаторів

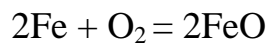
Реакція відновлення оксиду заліза

На відновлення 160кг Fe₂O₃, потрібно 36 кг С

$$0.003 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3 - X_1$$

$$X_1 = (0.003 * 36) / 160 = 0,0007 \text{ кг Fe (2.13)}$$

де, 0,003кг маса всієї навіски.



$$0,0007 * 136 / 112 = 0,00085 \approx 0,0009 \text{ кг (2.14)}$$

де, 136 і 112 атомарна маса 2Fe і 2FeO.

За умов того, що ми використовуємо хімічно чистий оксид заліза, то розрахунок теоретичної витрати вуглецю, яка ґрунтується на розрахунку відновлення складових суміші з послідовним складанням отриманих даних, яких в нашому випадку нема. Ми за основу візьмемо результат розрахунку відновлення оксиду заліза. Тому теоретична кількість вуглецю складатиме, 0,0009 кг С.

Розрахунок необхідної кількості антрациту

$$0,0009 / 0,86 = 0,001 \text{ кг (2.15)}$$

де 0,86 це (86%С) в перерахунку на антрацит.

Розрахунок відсотку відновлення заліза:

Розрахуємо різницю зміни маси навіски при додаванні 1% від загальної маси навіски NaCl (1.), KCl(2.), для цього:

$$(1.) 3\text{г} - 2,704\text{г} = 0,296\text{г (2.16)}$$

$$(2.) 3\text{г} - 2,684\text{г} = 0,316\text{г (2.17)}$$

де, 3г (маса навіски до експерименту), 2,704г (маса навіски після експерименту при 800°C, у змішаному вигляді).

Знайдемо масу і відсоток відновлення заліза:

$$(1.) (0,296/3)*2=0,19733\text{г (2.18)}$$

$$(2.) (0,316/3)*2=0,21066\text{г (2.19)}$$

де, 3- маса навіски, г. 2- коефіцієнт відношення матеріалу.

$$(1.) (0,19733*100)/2 = 9.86\% \text{ відновлено заліза (2.20)}$$

$$(2.) (0,21066*100)/2 = 10.53\% \text{ відновлено заліза (2.21)}$$

за аналогією рахуємо % відновленого заліза при додаванні 0,5% від загальної маси навіски NaCl (1.) й KCl (2.) при 1000°C

$$(1.) (0,285/3)*2=0,19000\text{г} \quad (2.22)$$

$$(2.) (0,310/3)*2=0,20666\text{г} \quad (2.23)$$

$$(1.) (0,19*100)/2= 9.5\% \text{ відновлено заліза} \quad (2.24)$$

$$(2.) (0,20666*100)/2= 10.33\% \text{ відновлено заліза} \quad (2.25)$$

За отриманими даними побудуємо графік.

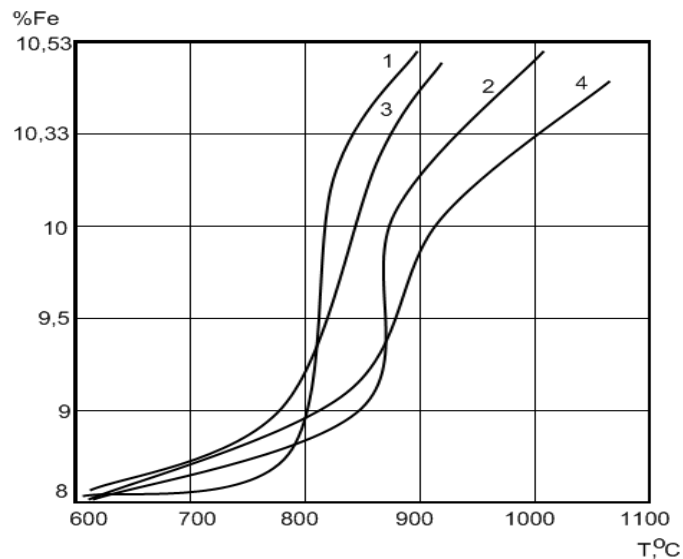


Рис.1. Відновилося заліза при додаванні каталізаторів: 1) NaCl 1%, 2) KCl 1%, 3) NaCl 0,5%, 4) KCl 0,5%.

На рис.1. зображено як змінюється крива відновлення заліза при додаванні каталізатору. За отриманими даними можна зробити висновок, що додавання хлоридів лужних металів сприятливо впливає на хід реакцій прямого відновлення заліза.

Дослідження методів інтенсифікації відновлення оксидів заліза

У аналітичному розділі було проведено пошук інформації з дослідження методів інтенсифікації процесів відновлення оксидів заліза. В процесі пошуку, було розглянуто декілька джерел, за якими отримано інформацію щодо результатів експериментів з приводу цього питання.

Прискорення швидкості відновлення залізородних матеріалів можливо реалізувати завдяки використанню активних відновників, або збільшення реакційної поверхні окислу й відновника, використання каталізаторів таких як хлористе залізо, хлорид калію, хлорид й карбонат натрію, у кількості 0,25- 1,0% від маси шихти з накладенням ультразвукового поля. [отраслевой сборник №5]

Таким чином спираючись на результати експерименту, проведеного доц. Симоновим В.К с.в. Грішиним А.М і к.т.н Власенко В.Н, і викладених в журналі «Теорія і практика металургії 2003р. №1, С.9-15» у статті «Исследование адсорбционно-химических взаимодействий в реакциях восстановления оксидов железа», можна стверджувати, що додавання в шихтову частину сировини до 1% KCl та інших каталізаторів, сприяє адсорбції моно-окису вуглецю на поверхні Fe_2O_3 [Рис.2.], що дозволяє зробити висновок про те, що інтенсифікуючий вплив добавок в ході відновлення оксидів заліза газами і вуглецем визначається їх каталітичним впливом на розвиток адсорбційно-хімічних процесів.

Лужні метали, розчиняючись в кристалічних решітках твердих реагентів, викликають зміну їх структури та електронного стану. Це, у свою чергу, сприятливо позначається на перебіг адсорбційно-десорбційних процесів і гетерогенних хімічних реакцій в системі (тверде тіло-газ) і як наслідок збільшенню ступеню твердо-фазного відновлення заліза, що в свою чергу, сприятливо вплине на продуктивність металургійного агрегату де б використовувалися ці принципи. У нашому випадку, це кільцева піч з обертальним подом.

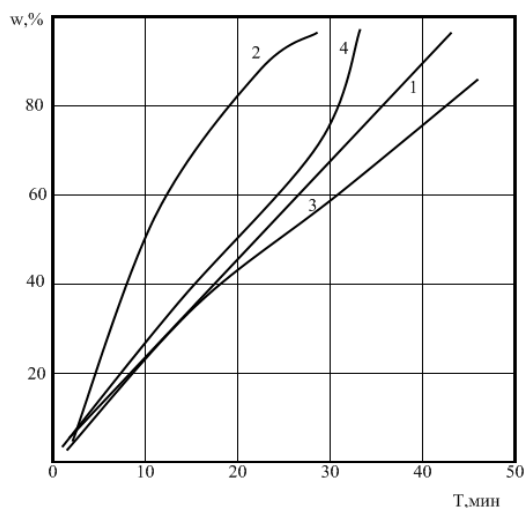


Рис. 2 . Кінетика відновлення окису заліза моно - окисом вуглецю при 800°C:
 1- Fe_2O_3 ; 2 - $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 1\% \text{KCl}$; 3 - Fe_3O_4 ; 4 – $\text{Fe}_3\text{O}_4 + 1\% \text{KCl}$

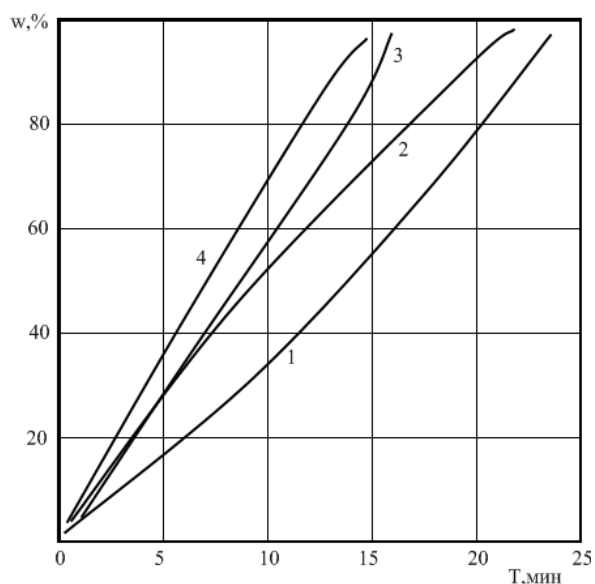


Рис. 3. Вплив кількості KCl на кінетику відновлення Fe_2O_3 воднем при 700°C: 1- без добавки; 2 - 0,5% KCl ; 3 - 1% KCl ; 4 - 3% KCl .

Як видно на [Рис. 3.] зі збільшенням кількості хлориду - калію у якості добавки в кількості 0,5 - 3% від маси навіски, сприяє збільшенню ступеню відновлення заліза воднем, при одночасному скороченні часу на протікання реакцій з 30хв до 15-20хв.

Тому за отриманими результатами, можна зробити висновок, що на етапі сушки окатишів, оптимально проводити попередній процес відновлення заліза, що сприятливо вплине на сумарний вихід готового продукту, тим самим скоротивши час знаходження залізородного матеріалу в робочому просторі печі і як наслідок економії палива.

Третій розділ присвячено охороні праці і техногенній безпеці. Проаналізовано шкідливі і небезпечні фактори на виробництві, а також наведені рекомендації щодо освітлення робочого простору цеха.

В цеху пропонується розташувати схему з природнім освітленням зверху. Нормований рівень природного освітленості забезпечується площею світлових отворів у зовнішніх огородженнях на основі розрахунків при проектуванні.

При боковому освітленні

$$S_B = e_n * h_B * S_{\Pi} * K_{зб} * K_3 / t_0 * r_1 * 100, \text{ м}^2$$

При верхньому освітленні

$$S_{B,\Pi} = y_n * h_{\Pi} * S_{\Pi} * K_3 * K_3 / t_0 * r_2 * 100, \text{ м}^2$$

де, e_n - КПО за нормами; S_B , $S_{B,\Pi}$ - площа вікон та ліхтарів, відповідно; S_{Π} - площа підлоги; h_B , h_{Π} - світлові характеристики вікна та ліхтаря (орієнтовно приймається для вікон 8,0...15,0, для ліхтарів 3,0...5,0); $K_{зб}$ - враховує затінення вікон напроти стоячими будівлями, приймається в межах 1...1,5;

K_3 - коефіцієнт запасу, приймається 1,5...2; r_1 та r_2 - коефіцієнти які враховують підвищення КПО від відбитого світла $r_1 = 1,5...3,0$ (більше значення при боковому односторонньому освітленні), $r_2 = 1,1...1,4$; t_0 – загальний коефіцієнт світло проникнення, який визначається за допомогою таблиць наведених у нормативних документах.

Висновки

В науково-дослідницькій роботі на тему: «Розробка технології отримання шихтових матеріалів з вітчизняної сировини» було виконано:

1. Аналіз літературних і практичних даних за допомогою яких було створено оптимальну технологічну схему виробництва;

2. Було експериментально визначено й підтверджено, що при додаванні інтенсифікуючи речовин у вигляді NaCl або KCl у кількості 0,5-3% від маси навіски, призводить до поліпшення протікання відновних процесів заліза і як наслідок, більш продуктивній роботі металургійного агрегату.

3. Дослідження отриманих зразків кінцевого продукту показало, що отриманий матеріал можна використовувати як замітник металевого лому, при виробництві сталі у КК або ДСП;

4. Було проведено аналітичну дослідницьку роботу із пошуку вирішення питання заміни природного газу іншим більш дешевим паливом

6. Для значного поліпшення та отримання оптимальних умов праці був проведений аналіз основних шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища й приведено розрахунок вибору типу освітлення для робочого простору цеху.

Таким чином, за отриманими результатами проведеної роботи, можна стверджувати, що в умовах нестачі якісної сировини для стандартної технології металургійного переділу, (ГЗК - Агломерація - Доменне виробництво - Мартенівська піч), та в умовах, коли нема можливості будувати нові промислові об'єкти на місці видобутку руди, для стандартного металургійного переділу, пропонована схема технології відновлення заліза є сприятливим варіантом для промисловості нового типу.

Побудувавши в умовах Криворізького - ГЗК, пропоновану схему, стане можливо отримувати чавун, безпосередньо на місці видобутку залізної руди, що заощадить великі кошти на транспортуванні й виробництві сталі традиційним способом.

Також, слід зазначити ще й той факт, що пропоновану схему можливо побудувати на родовищах які раніше вважалися економічно не сприятливими для існуючої промисловості України, а це в свою чергу, створить нові робочі місця й підніме промисловість країни на новий рівень.

Список опублікованих магістрантом робіт

1. Половніков М.М. Розробка технології отримання шихтових матеріалів з вітчизняної сировини// // Збірник наукових праць магістрантів кафедри МЧМ. – Випуск 11. – Запоріжжя: Видавництво ЗДІА, - 2015. – С.134.

2. Половніков М.М. Розробка технології отримання шихтових матеріалів з вітчизняної сировини // Сборник научных работ, 42-я Международная научно-техническая конференция молодёжи комбината Запорожсталь, 2015. – С.28.