

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної магістерської роботи

рівень вищої освіти другий магістерський рівень

(другий (магістерський) рівень)

на тему Розробка технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм

Виконав: студент 2 курсу, групи 8.1362-мчм

Гончаров О.П.

(ПІБ)



(підпис)

спеціальності

136 Металургія

(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

Металургія чорних металів

(шифр і назва)

Керівник Куріс Ю.В.

(прізвище та ініціали)



(підпис)

Рецензент Явтушенко А.В.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя – 2023 року

ПРО НАВЧАЛ
«КРИСТ
АФЕДРИ МЕТА
ТЕ
ІНЖЕНЕРНОГО
ЗАПОРІЗЬК

1.1. Положення
ності навчально-
1.2. Навчально
і – Лаборатор
алургійних тех
зчально-науково
безпечення здоб
істораторних ро
іахових навчаль
іавчальних та
дистанційних фо
Навчальн
здобувачів о
«Металургія».
Мета р
підготовки з
136 «Метал
шляхом їх
формування
компетент
1.3.
ректора у
1.4
технолог
та функ

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
ім Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Рівень вищої освіти другий магістерський рівень
другий (магістерський) рівень

Спеціальність 136 металургія
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма металургія чорних металів
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри МТЕТБ
Ю.О. Бєлоконь

“ 07 ” 05 2023 року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Гончаров Олександр Павлович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) Розробка технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм

керівник роботи (проекту) Куріс Юрій Володимирович д.т.н, професор
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від “09” 10 2023 року № 1580-с

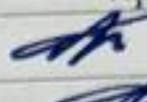
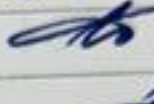

2. Строк подання студентом роботи (проекта) 01.12.2023

3. Вихідні дані до роботи (проекта) Вдосконалення мало шлакової технології

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Реферат. Вступ. Загальна частина. Дослідницька частина, Охорона праці та техногенна безпека, Висновки. Перелік посилань.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал 13 слайдах (на 13 сторінках)

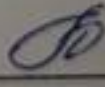
6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Розділ 2 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Розділ 3 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Нормоконтроль	Белоконь Ю.О. завідувач кафедри	

7. Дата видачі завдання 07.05.2023

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	Вступ	30.11.2023	
2	Реферат	30.11.2023	
3	Розділ 1	30.06.2023	
4	Розділ 2	19.11.2023	
4	Розділ 3	26.11.2023	
5	Висновки	30.11.2023	

Студент  О. П. Гончаров
 (підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи)  Ю.В. Куріс
 (підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

На пояснювальну записку дипломної роботи на тему «Розробка технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм», яка включає 77 стор. машинописного тексту, 24 рис., 21 табл., 36 найменувань переліку посилань.

Мета роботи - розробити технологію виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм.

У розділі 1 проведена оцінка сучасного стану конвертерного виробництва сталі, огляд способів отримання конструкційної сталі та аналіз технологічних можливостей видалення сірки.

У розділі 2 описані матеріали і методи досліджень, наведена характеристика сталі, обрана технологія виплавки сталі 16ГС, проведено аналіз і узагальненні результатів досліджень.

У розділі 3 дається характеристика шкідливих умов виробництва, санітарно-гігієнічних умов праці, описуються заходи, які забезпечують комфортні умови праці в конвертерному цеху.

МАЛОШЛАКОВА ТЕХНОЛОГІЯ, КИСНЕВИЙ КОНВЕРТЕР, СТАЛЬ,
ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, РОЗРОБКА, ЧАВУН, ГРАНУЛЬОВАНИЙ МАГНІЙ,
СІРКА.

ЗМІСТ

Вступ	7
Розділ 1 Аналіз сучасного стану технологічних можливостей виплавки сталі	10
1.1. Оцінка сучасного стану конвертерного виробництва сталі	10
1.2. Огляд способів отримання сталі 16ГС	12
1.2.1. Конверторний спосіб отримання сталі	13
1.2.2. Виробництво сталі в мартенівських печах	14
1.2.3. Виробництво сталі в електропечах	16
1.3. Актуальність проблеми удосконалення технології виплавки сталі в кисневому конвертері	17
1.4. Аналіз технологічних можливостей видалення сірки	22
1.5. Висновки	29
Розділ 2 Дослідження технології виплавки сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм	30
2.1. Характеристика і застосування сталі 16ГС	30
2.2. Методика дослідження	33
2.3. Розробка технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм	34
2.3.1. Малошлакова технологія	34
2.3.2. Сировинна база магнієвих реагентів	33
2.3.3. Десульфурація чавуну та засвоєння магнію в процесах ківшевої обробки	39
2.3.4. Використання кускового магнію для позапічної десульфурації чавуну	44

	6
2.3.5. Принцип десиліконізації чавуну	48
2.4. Вплив сірки на якість сталі 16ГС	51
2.5. Випуск сталі, розкислення і науглецювання	53
2.6. Економічна ефективність виплавки сталі 16ГС	57
2.7. Висновки	61
Розділ 3 Охорона праці та техногенна безпека	63
3.1. Аналіз шкідливих та небезпечних чинників конвертерного цеху при проведенні досліджень	63
3.2. Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища конвертерного цеху	65
3.3. Заходи з електробезпеки	66
3.4. Заходи з пожежної та техногенної безпеки	67
3.5. Розрахунок теплоізоляції поста керування конверторника	69
3.6. Висновки	74
Висновки	75
Перелік джерел посилань	77

ВСТУП

На сьогоднішній день на більшості металургійних підприємств України приступили до технічного переозброєння з впровадженням сучасного устаткування і відробітком комплексних ресурсо- і енергозберігаючих технологій виробництва сталі по маршруту «доменна піч - кисневий конвертер», який є домінуючим у світовій металургії. Характерно, що почате технічне переозброєння здійснюється в умовах, коли власниками металургійних фінансово-промислових груп в основному закуповуються з установкою «під ключ» устаткування і технології зарубіжних фірм без урахування особливостей сировинної бази України, інтересів машинобудівного комплексу і з ігноруванням накопиченого досвіду вітчизняної науки.

У зарубіжній металургійній практиці в найбільш прогресивному варіанті вказаний маршрут включає етапи:

- високопродуктивної виплавки в доменних печах передільного чавуну низької собівартості з пониженим вмістом кремнію, марганцю (менше 0,3% кожного) і фосфору на рівні 0,05-0,3%, а також з нерегламентованою концентрацією сірки (більше 0,04%), з використанням пиловугільного палива, високосірчастого коксу і залізовмісної сировини при роботі на низькоосновних шлаках [1];

- переділу заздалегідь рафінованого чавуну в конвертерах комбінованого дуття з отриманням залізовуглецевого напівпродукту за малошлаковою технологією з рідкофазним відновленням рудних добавок, що охолоджують, передусім, марганецьвмісної сировини, частковим допалюванням газів, що відходять, в робочому просторі агрегату, підготовкою кінцевих шлаків з підвищеним вмістом оксиду магнію (8-14% MgO) для наступного продування азотними струменями через верхню кисневу фурму з нанесенням шлакового гарнісажу на периклазовуглецеве

футерування конвертера після випуску залізовуглецевого напівпродукту в сталерозливний ківш [2];

- доведення залізовуглецевого напівпродукту в сталерозливному ковші і на установці ківш-піч для стабілізації хімічного складу і температури перед безперервним розливанням [3].

Сучасною зарубіжною практикою [4], доведено, що здійснення процесів десульфурації, обезкремнювання і дефосфорації чавуну поза доменною піччю і кисневим конвертером технологічно і економічно виправдано з точки зору підвищення сумарної енергоефективності доменного і киснево-конвертерного виробництва.

Переділ заздалегідь рафінованого чавуну в конвертерах з комбінованим продуванням [4] за малошлаковою технологією з рідкофазним відновленням добавок марганецьвмісної сировини, забезпечує отримання залізовуглецевого напівпродукту з підвищеним вмістом марганцю, скорочення витрати шлакотворних і марганцевих феросплавів, збільшення виходу придатного і продуктивності.

При виплавці в Україні відповідно до сировинної бази передільних низькомарганцевих чавунів, що містять, %: 0,6-1,4Si; 0,1-0,3Mn; 0,22-0,065 S і 0,035-0,060 P, доцільно реалізувати комплексну обробку чавуну в заливальних ковшах з одночасним глибоким видаленням кремнію і сірки із запобіганням зниженню температури розплаву за час обробки і температури розплаву і зменшенням втрат чавуну з викачуванням шлаком.

Збільшення приходу сірки в доменну піч з коксом і в результаті вдування пиловугільного палива створює передумови для розробки нових і вдосконалення існуючих процесів ковшової десульфурації чавуну перед конвертерним переділом з використанням вдування углиб розплаву диспергированого магнею, порошкоподібного вапна і сумішей на його основі.

Мета роботи – розробка технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнеєм.

Для вирішення поставленої мети в дипломній роботі треба вирішити наступні завдання:

1. Проаналізувати технологічні можливості видалення сірки.
2. Проаналізувати процеси позапічної десульфурації чавуну.
3. Розробити технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм.
4. Провести економічне обґрунтування розробленої технології.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ТЕХНОЛОГІЧНИХ МОЖЛИВОСТЕЙ ВИПЛАВКИ СТАЛІ

1.1. Оцінка сучасного стану конвертерного виробництва сталі

Індустрія виробництва сталі є двигуном, що забезпечує розвиток світової промисловості, а показники галузі відображають глобальну економічну ситуацію.

На рис. 1.1 можна відстежити тісний взаємозв'язок між світовим виробництвом сталі та внутрішньою валовою продукцією (ВВП). У середньому на кожні 100 дол. США приросту ВВП необхідно виготовити 2 кг сталі.

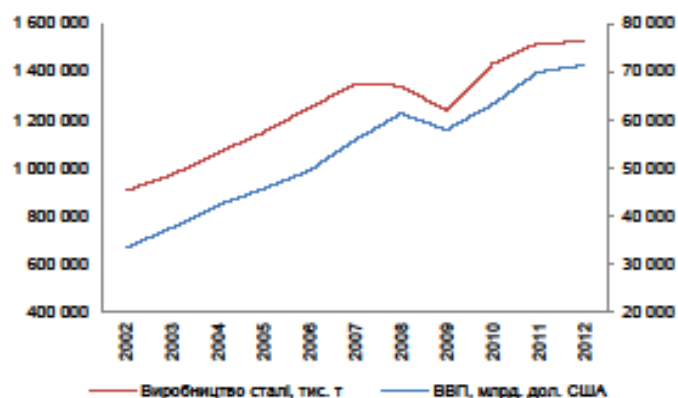


Рисунок 1.1 - Залежність світових показників виробництва сталі та внутрішнього валового продукту.

Залежність галузі від глобальних ринкових коливань зумовлює більший рівень ризикованості бізнесу. Коефіцієнт, що характеризує ступінь такої залежності, для виробників сталі є одним із найвищих в економіці.

Існує два базових способи виробництва сталі і пов'язані з ними потреби в сировині та матеріалах (рис. 1.2):

1. Плавлення сталі за допомогою кисневого конвертеру (КК).

Для отримання 1 тони сталі даним способом необхідно: 1,4 т залізної руди, 0,77 т вугілля, 0,15 т вапняку і 0,12 т вторинної сталі.

2. Виробництво сталі за допомогою електродугової печі (ЕДП).

Даний спосіб для виготовлення 1 тони сталі використовує в першу чергу вторинну сталь (або гаряче брикетоване залізо) - 0,88 т; вугілля - 0,15 т; вапняк - 0,043 т; електроенергію.

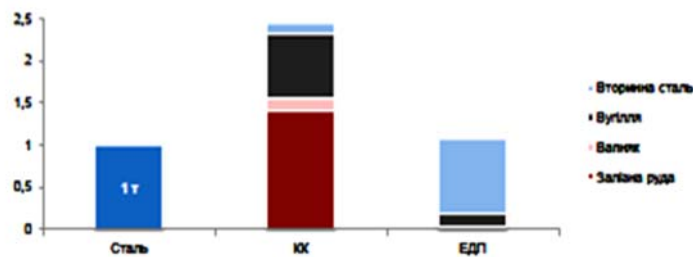


Рисунок 1.2 - Основна сировина, необхідна для виготовлення 1 т сталі в залежності від способу виробництва.

Починаючи із 1996 року Китай лідирує у виробництві сталі. В 2012 р. частка країни становила 46% (708,8 млн.т) світового обсягу. Друге місце посіла Японія, третє – США. Україна за підсумками 2012 року зменшила виробництво сталі на 2,4 млн.т у порівнянні із 2011 роком та втратила дві позиції у рейтингу найбільших виробників, ставши 10-ю із показником 32,9 млн.т.

Із топ-виробників сталі лише Китай та Індія змогли у 2009 році збільшити обсяг виробництва завдяки динамічно зростаючій економіці країн. Оскільки українська індустрія сталі є експортно-орієнтованою, динаміка виробництва корелює із глобальними показниками.

Технологічний процес виробництва сталі в Україні відстає від світових стандартів. 26% сталі в Україні виплавляється у мартенівській печі, в той час як у світі даний показник становить близько 1% [5]. Таким чином, через відсутність технологій подальшої переробки сталі, Україна втрачає суттєву частину доданої вартості продукту.

1.2. Огляд способів отримання сталі 16ГС

При виплавці сталі використовують такі вихідні матеріали: метало шихта, флюси та окислювачі.

Основна частина метало шихти (до 80%) - це переробний чавун і сталевий брухт. Іноді - ще й феросплави. У якості флюсу використовують вапняк. У якості окислювача - залізню руду.

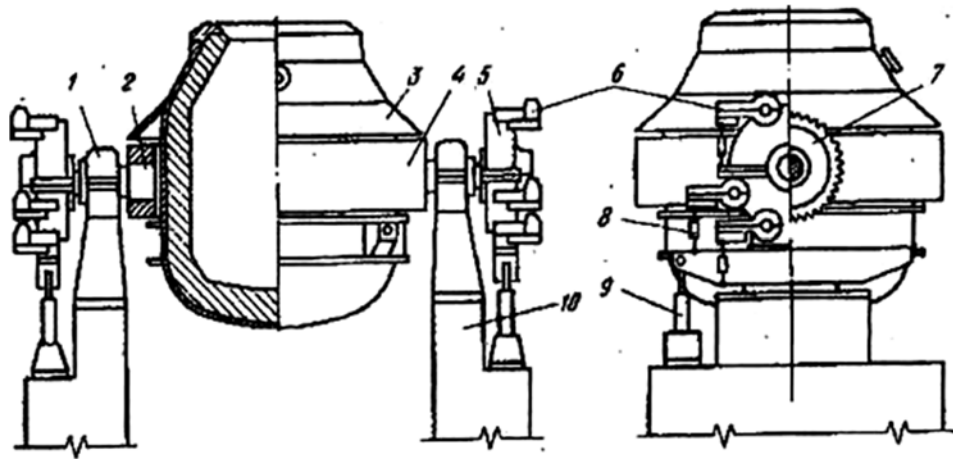
Основне призначення переробки чавуну в сталь - це зниження вмісту в ньому вуглецю, кремнію, марганцю і фосфору шляхом окислення і переводу їх у шлак або газу. Вуглець чавуну, з'єднуючись з киснем, перетворюється на газ CO і звітрюється. Інші домішки перетворюються у шлак.

1.2.1. Конверторний спосіб отримання сталі

Конвертор - це спеціальна металева посудина, обкладена всередині вогнетривкою цеглою (рисунок 1.3). Футеровка витримує до 2000 плавов.

Конвертор за допомогою приводних механізмів може повертатися навколо своєї горизонтальної вісі - при завантаженні шихти і при зливанні шлаку та виплавленої сталі. Робоче положення конвертора - вертикальне. Ємність кисневих конверторів від п'ятидесяти до п'ятисот тон.

В конвертор спочатку завантажують скрап (металевий лом), потім заливають рідинний чавун (при температурі $1300\text{ }^{\circ}\text{C}$), засипають вапно, залізню руду і окалину. Потім здійснюють продувку технічним киснем під тиском 1,6 - 1,8 МПа. Під час продувки кисень окислює домішки. Реакції окислення протікають дуже швидко, з виділенням великої кількості теплоти. Температура в конверторі підвищується до $2500\text{ }^{\circ}\text{C}$. Після продувки сталь готова і її випускають.



1 - опорний підшипник; 2 - цапфа; 3 - захисний кожух; 4 - опорне кільце; 5 - корпус веденого колеса; 6 – навісний електродвигун з редуктором; 7 - ведене зубчасте колесо; 8 - демпфер навісного електродвигуна; 9 - демпфер корпусу веденого колеса; 10 - опорна станина.

Рисунок 1.3 - Кисневий конвертер із двостороннім багатодвигуневим механізмом повороту.

Завантаження печі триває 5 хвилин, продувка 12...20 хвилин, взяття проб – 6 хв., вилівка сталі і шлаку – 5...10 хв. На весь цикл витрачається 35...40хв. Це найбільш продуктивний і найдешевший спосіб виплавки сталі. Але якість сталі невисока. Конверторна сталь йде в основному на невідповідальні будівельні конструкції [6].

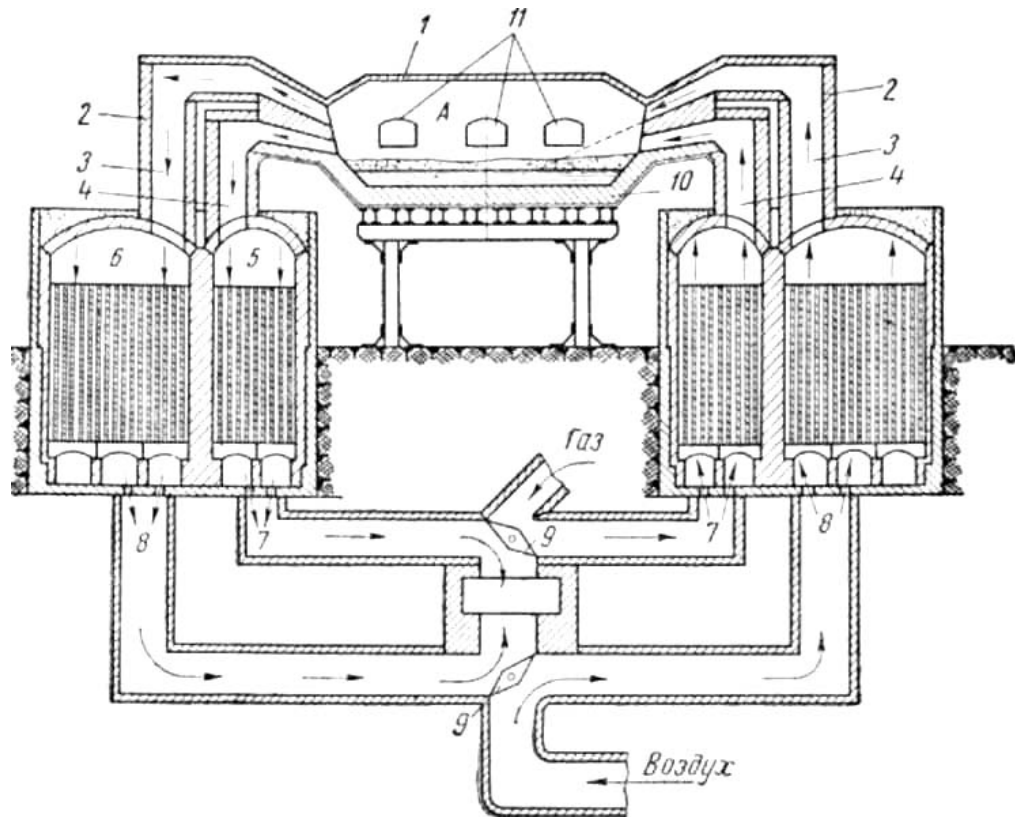
1.2.2. Виробництво сталі в мартенівських печах

Спосіб виробництва сталі в мартенівських печах є універсальним з точки зору складу шихти. Але він менш продуктивний. Сталь - більш якісна, ніж конверторна. Використовується в основному у машинобудуванні.

За видом вихідних матеріалів відрізняють декілька видів плавки:

- скрап процес - плавка на твердому чавуні і металевому ломі;
- рудний процес - плавка на рідкому чавуні з добавкою руди для окислення;

- скрап рудний процес – плавка на рідинному чавуні, скарпі і руді.
Усі ці процеси здійснюють у полум'яних печах (рисунок 1.4).



1-склепіння; 2-головки; 3, 4, 7, 8 - канали, через які в піч поступають газ та повітря і відходять продукти горіння; 5, 6-регенератори; 9-перекидні клапани, 10-под, 11-вікна завалок.

Рисунок 1.7 - Схема мартенівської печі.

Шихта завантажується у піч через завалочні вікна. Паливом для мартенівських печей є природний газ або мазут, які подаються у плавильний простір через паливні головки. При згоранні палива в печі виникає факел з температурою $1800-1900\text{C}^0$. При цьому тверді складові частини розплавляються. В цей час відбувається процес окислення домішок і вони переходять у шлак.

Головний процес, який протікає в мартенівській печі – це кипіння металу, що відбувається внаслідок окислення вуглецю.

Тривалість однієї плавки – 6-10 годин.

Ємність мартенівських печей – 180-600 т.

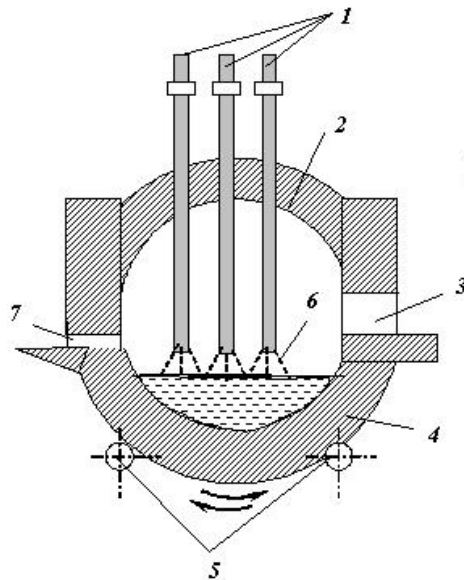
Мартенівським способом виплавляють близько 70% сталі [7].

1.2.3. Виробництво сталі в електропечах

Цей процес найбільш досконалий. Він дозволяє отримувати сталь найвищої якості, яка використовується у машинобудуванні для особливо відповідальних деталей. Цим способом виплавляють близько 10% сталі. Разом з цим, цей спосіб найбільш дорогий.

Існує два види печей для плавки - електродугові та індукційні (рисунок 1.5 - 1.6).

В дугових печах в якості шихти використовують металевий скрап (відходи металургійного, ковальського і прокатного виробництва, сталевий брухт) - 90%, рідинний чавун - 5-10%, окатиші - до 5%, вапно - 1-2%.



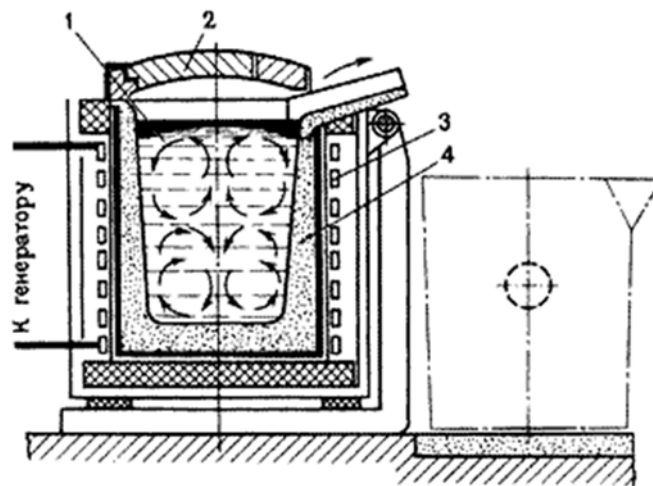
1 – електроди; 2 – склепіння; 3 – завантажувальне вікно; 4 – корпус; 5 – механізм нахилу печі; 6 – електродуга; 7 – льотка.

Рисунок 1.5 - Схема електродугової печі.

Між графітовими електродами і скрапом виникає електродуга. Температура у зоні дуги сягає 4000C^0 .

Завантаження печі відбувається через робоче вікно, а випуск сталі – через лютку. Для випуску сталі піч нахиляють до 45^0 .

При електроплавці широко застосовують продування киснем (особливо при виплавці легованих сталей).



1 - метал; 2 - корпус печі; 3 - водоохолоджуєми індуктор; 4 - тигель з металевою шихтою.

Рисунок 1.6 - Схема індукційної печі.

Температура у цих печах підвищується завдяки дії індукційних струмів, що виникають навколо індуктора при проходженні змінного струму. В індукційних печах переробляють чисті шихтові матеріали заданого складу. При цьому способі переважно виробляють високоякісні леговані сталі, очищені від домішок. Але повністю позбавитись домішок практично неможливо. Тому для отримання очищених сталей застосовують вакуумування сталі, при якому сталь майже повністю звільняється від водню, азоту, сірки та фосфору.

1.3. Актуальність проблеми удосконалення технології виплавки сталі в кисневому конвертері

В майбутньому сталь залишатиметься одним з найбільш важливих матеріалів для сучасного суспільства, однак, індустрія виробництва сталі стикатиметься з великою кількістю перешкод, таких як: надлишкові потужності, волатильність сировинних і енергетичних ринків, ризики протекціоністської політики. Останнім часом запорукою стабільності на світовому ринку сталі є динамічне зростання економіки Китаю, який не тільки сам багато виробляє, але і активно купує метал і залізорудну сировину для свого внутрішнього ринку. У випадках зменшення попиту у металі китайської промисловості, надлишок виробленої в країні металопродукції надходить на світовий ринок за низькими цінами, що змушує інших виробників також зменшити ціну своєї сталі.

На сьогодні, внаслідок надлишку світових сталеплавильних потужностей, значно посилилася конкуренція між металовиробниками. З'явилося багато нових сучасних заводів із низькою собівартістю виробництва і високою якістю продукції.

В умовах загострення конкуренції, українські підприємства можуть гостро відчувати основні проблеми, що накопичилися в галузі:

- суттєве відставання від розвинених країн за темпами модернізації;
- високі витрати енергетичних та матеріальних ресурсів порівняно з передовими закордонними підприємствами;
- недостатньо широкий сортамент металопродукції;
- незадовільні екологічні показники.

Факторами, що будуть уповільнювати зростання світового попиту на сталь можуть стати:

- сповільнення темпів росту економіки Китаю та більша орієнтація на розвиток сфери послуг;

- зменшення попиту на сталь у країнах із розвинутою економікою;
- скорочення потреб у сталі на одиницю продукції в ряді галузей промисловості.

Найближчими роками в світі очікується подальше зростання сталеплавильних потужностей, що збільшує ризики найбільших виробників сталі:

- надлишок пропозиції;
- торгові суперечки;
- низькі ціни та низька прибутковість.

Серед головних ризиків для глобальної сталеплавильної галузі експерти називають протекціоністські заходи урядів держав:

- нетарифні бар'єри на імпорт сталі;
- обмеження експорту сировини;
- будівництво власних нових виробничих потужностей.

Вдосконалення технології конвертерного процесу є найбільш актуальним завданням сучасної чорної металургії. Внаслідок того, що 70% сталі у світі виробляється цим способом, існує гостра потреба оптимізації витрат для нього. Для вітчизняних підприємств це особливо важливо, тому як вони знаходяться на стадії реформування і реорганізації своїх технологій.

Нині в Україні шість конвертерних цехів(металургійні комбінати «Арселор Мітал Кривий Ріг», Маріупольські «Азовсталь» і ім. Ілліча, Дніпровський ім. Дзержинського, а також Дніпропетровський і Єнакіївський металургійні заводи), що мають у своєму складі 16 кисневих конвертерів і один конвертер для газокисневого рафінування сталі(завод «Дніпроспецсталь»). Примітне те, що у більшості з них розливання сталі здійснюється на МНЛЗ (виключення – «Арселор Мітал Кривий Ріг» і Дніпропетровський металургійний завод).

У світі експлуатується близько 280 киснево-конвертерних цехів, що мають у своєму складі до 700 конвертерів, 65,5т сумарного світового об'єму металу(811 млн. т в 2006 році), що виробляють. При цьому, тільки 18 цехів у

світі мають у своєму складі надвеликі конвертери місткістю 290 - 300 т і більше. Чотири з них знаходяться в Росії (Череповецький, Магнітогорський, Новолипецький і Західносибірський меткомбінати), чотири - в Японії (JFE Steel, заводи Mizushima і Keihin; Nippon Steel, заводи Yawata і Kimitsu), два - в Німеччині (TKS Thyssen Krupp Stahl і Arcelor Mittal, завод Stahlwerke Bremen), по одному - в Україні («Азовсталь» і Алчевський меткомбінат), США (Weirton Steel), Південній Кореї (Posco), Польщі (Arcelor Mittal, завод Huta Katowice), Великобританії (Corus/Tata Steel, завод Scunthorpe), Франції (Arcelor, Fos sur Mer), Індії (компанія SAIL, завод Bokaro) і Нідерландах (Corus/Tata Steel, завод Hoogovens Ijmuiden BV). При цьому, як показує практика, конвертерний цех у складі трьох 400-тонних конвертерів може забезпечити річний обсяг виробництва на рівні 10 млн. т [8].

У останнє десятиліття за кордоном і в Україні для розвитку конвертерних процесів ведуться роботи за такими напрямками [9]:

1. Удосконалення конструкції агрегатів і технологічних варіантів продування.
2. Розробка технології виробництва сталей з мінімальним вмістом шкідливих і баластних домішок, «чистих» і «особливо чистих» сталей.
3. Збільшення продуктивності конвертерів при одночасному рішенні екологічних завдань.
4. Вдосконалення газоочищення і шляхи використання конвертерного газу.
5. Підвищення стійкості вогнетривкого футерування.
6. Зменшення утворення і утилізація відходів виробництва.

Серйозних успіхів за останнє десятиліття у світі і в Україні добилися в підвищенні стійкості футерування конвертерів, головним чином, завдяки використанню периклазовуглецевих вогнетривів, розбризкуванню кінцевого шлаку по футеруванню і різним видам торкертовання. Досягнуті рекордні показники - 17 тис. плавок - (США), 12 тис.- (КНР), 5 тис.- (Росія), 2,5 тис. - (Україна).

До позитивних рис розвитку сталеплавильного виробництва України також слід віднести послідовне завоювання на світових ринках сталі значної ніші українськими виробниками - 8,9 т загального об'єму світової торгівлі металопродукцією, що забезпечило значний (~40) внесок металургії у валютне поповнення бюджету країни [10].

У таблиці 1.1 приведений баланс конверторної плавки за даними роботи [11].

Таблиця 1.1 – Баланс сірки в 100-т кисневому конвертері

Стаття приходу і витрати матеріалу	Кількість матеріалу, т	Вміст S,%	Кількість S	
			кг	%
Прихід Чавун	93,9	0,042	39,8	72,9
Металобрухт	11,1	0,030	3,3	6,1
Вапно	7,0	0,16	11,2	20,6
Залізняк	1,1	0,02	0,2	0,4
Разом	-	-	56,6	100,0
Витрата Рідка сталь	94,1	0,028	25,8	45,6
Шлак	12,6	0,23	29,0	51,2
Видалено в газову фазу	-	-	1,8	3,2
Разом	-	-	56,6	100,0

Перехід сірки в метал, як впливає з таблиці, дуже значний. Це говорить про те, що при конверторному виробництві сталі процеси десульфурації отримують слабкий розвиток.

Таблиця 1.2 – Порівняльні дані основних показників десульфурзації металу в металургійних агрегатах

Показник	Процес		
	Доменний	Киснево-конвертерний	Мартенівський
Середній вміст S в шихті, %	0,45-0,55	0,04-0,045	0,04-0,045
Кількість шлаку, % до маси металу	60-65	12-14	16-20
$B = \frac{CaO}{SiO_2}$	1,2-1,25	2,5-3,3	2,5-3,0
(FeO), %	0,3-0,5	12-18	10-20
Температура металу випуску, °C	1400-1450	1610-1630	1600-1620
(S), %	1,0-2,5	0,1-0,2	0,06-0,1
[S], %	0,03-0,035	0,018-0,023	0,02-0,025
$L_S = \frac{(s)}{[S]}$	30-85	4-10	5-5
Міра видалення S в шлак і газ. фазу, %		45-60	40-55

Невід'ємними складовими елементами сучасної технології є:

1. З'єднання верхнього кисневого продування з донним продуванням інертними газами (~80 з 660 конвертерів світу) з метою поліпшення ходу і результатів продування, обробки плавки перед випуском.
2. Відсікання шлаку, найчастіше - газодинамічне для зменшення попадання шлаку з конвертера в ківш під час випуску.
3. Автоматизація процесу з використанням допоміжної фурми-зонду, а також аналізу газів, що відходять, для точного визначення моменту повалки конвертера і випуску плавки без додувки і, у ряді випадків, без очікування аналізу («прямий випуск»).
4. Система відвертання викидів для збільшення виходу придатного, удосконалення управління технологічними процесами і забезпечення безпеки персоналу.

1.4. Аналіз технологічних можливостей видалення сірки

Останніми роками позапічна десульфуріяція отримала широкий розвиток як в зарубіжній, так і у вітчизняній практиці. На багатьох заводах споруджені установки великої потужності. Так, на заводах в Гамільтоні продуктивність установок перевищує 6 млн. тонн в рік.

У Японії установки для десульфуріяції працюють на заводах в Оіте, Голій, Сакаї, Явате, Кимицу і Хирохате загальною продуктивністю 25 тис. т/добу. На заводі фірми "SoSmer" у Фос-сюр-Мере у Франції в рік обробляють 3 млн. т чавуну.

Установки працюють на заводах в Ешленді і Мидлтауне фірми Armco, в Аليкуіпке і Клівленді (Jones and Laughlin Steel), Фонтані (Kaiser Steel), Уоррене (Republic Steel) і інших містах США. Установка з добовою продуктивністю 2,7 тис. тонн побудована на заводі фірми Algoma Steel в Канаді. Безперервно росте кількість установок по десульфуріяції чавуну в Італії, Бельгії, Великобританії, ФРН і інших країнах [12].

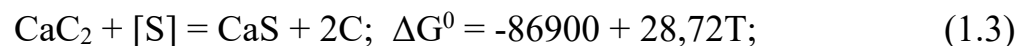
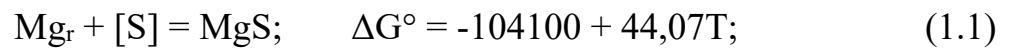
Потужні установки з сумарною продуктивністю в декілька мільйонів тонн в рік були побудовані в СРСР на заводах "Криворіжсталь", "Азовсталь", ім. Ілліча, Новолипецьком, Комунарськом, Донецьком і ряду ін.

На сучасних металургійних підприємствах обов'язковою є наявність відділень позапічної десульфуріяції чавуну (ПДЧ), які дозволяють вирішувати наступні завдання:

- глибока десульфуріяція чавуну для виплавки низькосірчистих марок сталі;
- усунення періодичного підвищення вмісту сірки в чавуні (до 10 - 15% загального його об'єму), а також наслідків порушень ходу доменних печей, промивань та ін.;

- десульфурація усієї кількості виплавленого чавуну при роботі доменних печей на шлаках зниженої основності з метою зниження витрати коксу.

В якості реагентів-десульфураторів при позапічній обробці чавуну використовують магній (у вигляді чистого магнію, суміші вапна і магнію, у вигляді шматків коксу, просочених магнієм, у вигляді гранул магнію, покритих сольовими покриттями та ін.), кальційвмісні матеріали (у вигляді вапна, вапняку, карбїду кальцію) і соду. Основні реакції десульфурації чавуну:



Види механічного перемішування чавуну приведені на рисунках 1.7-1.9.

При використанні сумішей типу [вапно + плавиковий шпат + реагент, що знижує окисленність ванни (алюміній, кокс і тому подібне)] використовують мішалки (рисунок 1.9). Перемішування металу з реагентом досягається обертанням ротора-мішалки і пропусканням через ротор газу-перемішувача (зазвичай азоту), що створює ефект кипіння.

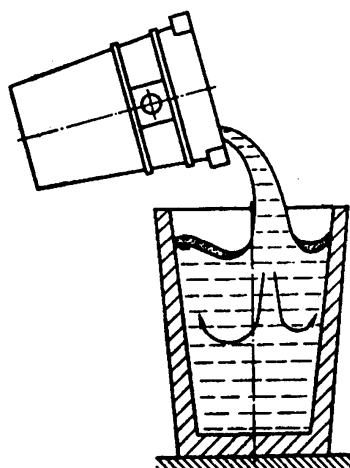


Рисунок 1.7 - Механічне перемішування чавуну методом струменя, що падає.

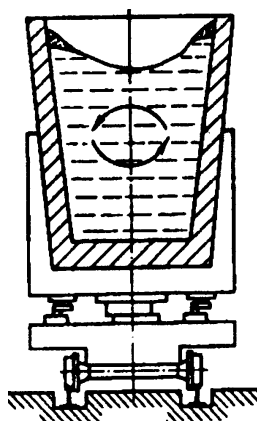


Рисунок 1.8 - Метод вібраційного перемішування чавуну.

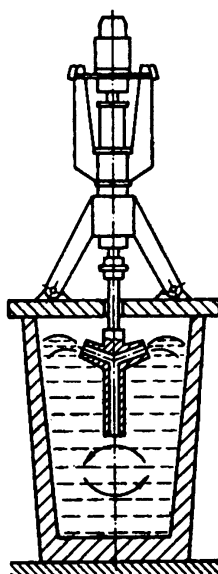


Рисунок 1.9 - Перемішування чавуну з використанням мішалок.

Останнім часом усе більше поширення отримує метод обробки чавуну з використанням дроту, наповненого реагентами-десульфураторами. Перемішування маси металу досягається при цьому додатковим продуванням ванни газом (азотом).

Кращі результати отримують при використанні природного газу, оскільки в зоні реакції відбувається дисоціація метану, що знижує температуру (до $\sim 1200^{\circ}\text{C}$), що сприяє протіканню екзотермічної реакції утворення MgS і створює захисну відновну атмосферу над поверхнею розплаву в ковші, блокуючи вступ кисню з атмосфери.

Вапно є найбільш дешевим реагентом, який доступний в практично необмежених кількостях.

Основними його недоліками при використанні в якості десульфуратору чавуну являються:

- високі витрати десульфуратора (до 10 - 15 кг/т чавуну);
- великі втрати чавуну з шлаком, який видаляється з ковша після обробки;
- великі втрати температури чавуну.

Кальцинована сода (Na_2CO_3) також є порівняно дешевим реагентом. Після обробки чавуну содою шлаки мають малу в'язкість, внаслідок чого втрати чавуну з ковшовим шлаком практично повністю відсутні.

Основними недоліками застосування кальцинованої соди в якості десульфуратору чавуну є:

- обмежена глибина десульфуратору металу при подачі соди в ківш під струмінь чавуну;
- ресульфуратору чавуну після обробки внаслідок пониження основності ковшового шлаку в результаті руйнування футерування чавуновозних ковшів в шлаковому поясі;
- погіршення санітарно-гігієнічних умов в цеху;
- великі втрати температури чавуну;

- шлаки з високим вмістом оксиду натрію вимагають спеціальних способів переробки.

Карбід кальцію (CaC_2) є ефективним десульфуратором чавуну, застосування якого дозволяє знижувати концентрацію сірки в металі до 0,005% і менш.

Головними причинами, які перешкоджають широкому використанню карбіду кальцію в якості десульфуратора чавуну, є наступні:

- у країнах СНД порошкоподібний карбід кальцію в промислових масштабах не робиться;

- дроблення карбіду кальцію на металургійних заводах повинне виконуватися в інертній атмосфері з використанням устаткування у вибухобезпечному виконанні, чим обумовлена висока його вартість;

- інтенсивне утворення настилів на стінках ковшів і великий об'єм робіт по їх очищенню;

- ковшові шлаки після обробки чавуну карбідом кальцію вимагають спеціальних способів переробки.

Магній є найбільш дорогим із вживаних промисловістю десульфураторів. Застосування магнію дозволяє знижувати вміст сірки в чавуні до 0,002 - 0,005%. При цьому витрати десульфуратора мінімальні. Пил і ковшові шлаки не вимагають спеціальних способів очищення і переробки.

Головним недоліком десульфуратії чавуну магнієм є необхідність значного недоливу чавуновозних ковшів, що подаються на обробку. В результаті досліджень, проведених Інститутом чорної металургії МЧМ СРСР в 1980 - 1985 р.р., показано, що при обліку супутніх витрат при глибокій десульфуратії чавуну найменші витрати мають місце при використанні магнію. При цьому витрати, пов'язані з десульфуратією чавуну, збільшуються в наступній послідовності: магній > карбід кальцію > кальцинована сода > порошкоподібне вапно.

З цієї причини в останні 10 - 15 років у світі будуються, головним чином, відділення позапічної десульфуратії чавуну магнієм або сумішами

$Mg + CaO$, $Mg + CaC_2$, $Mg + CaO + CaC_2$. На металургійних підприємствах України магній є єдиним реагентом, який використовується для десульфурзації чавуну в промислових масштабах.

Основні вимоги до організації процесу десульфурзації чавуну магнієм обумовлені особливостями фізичних властивостей цього реагенту, найважливіші з яких приведені в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Фізичні властивості магнію і заліза

Найменування властивостей	Mg	Fe
Відносна атомна маса	24,31	55,84
Атомний радіус, нм	0,16	0,126
Радіус іона, нм	0,074	0,060
Щільність, кг/м ³	1738	7867
Температура плавлення, °С	650	1539
Температура кипіння, °С	1107	2872
Теплота плавлення, Дж/моль	8842	13820
Теплота пароутворення, Дж/моль	133642	350016

З таблиці видно, що щільність магнію значно менше щільності чавуну і шлаку, у зв'язку з чим потрібне примусове занурення магнію в оброблюваний метал.

Температури плавлення і кипіння магнію значно нижчі за температури позапічної десульфурзації чавуну. Тому введений в метал магній плавиться і випаровується. При температурах позапічної обробки чавуну випар 1 кг магнію супроводжується утворенням близько 5,5 м³ пара. При обробці чавуну злитковим магнієм потрібні заходи по обмеженню швидкості його випару. При швидкості введення магнію 6 - 8 кг/хв що подаються під обробку 100 - 140-т чавуновозні ковші мають бути наповнені не більше ніж на 70 - 75% номінальної місткості.

Зважаючи на значну відмінність атомних радіусів магнію і заліза розчинність магнію в залізі і чавуні дуже мала. Пара магнію практично не розчиняється в металі і видаляється з розплаву у вигляді пухирів, у поверхні яких протікають хімічні реакції між магнієм і домішками чавуну. Тому

ефективна обробка чавуну магнієм можлива тільки при введенні його в розплав на максимально можливу глибину (300 - 400 мм від дна ковша).

Для запобігання ресульфурзації чавуну після обробки з ковша необхідно в найкоротший час видалити високосірчистий шлак.

На металургійних підприємствах України нині використовуються наступні способи обробки чавуну магнієм :

- обробка зливками магнію, що пасивує, в чавуновозних ковшах;
- регульоване введення злиткового магнію в чавуновозні ковші з незалежною подачею газу у випарну камеру;
- вдування гранульованого магнію в чавуновозні ковші через занурювані в метал фурми з випарною камерою;
- обробка в чавуновозних ковшах порошковим дротом з сумішшю гранульованого магнію і пасивуючих добавок;
- обробка в заливальних ковшах продуванням сумішшю з 20 - 30% гранульованого магнію і порошкоподібного вапна через фурми з постійним перерізом каналу.

Використання продування сумішшю гранульованого магнію і порошкового вапна припускає організацію на підприємстві виробництва високоякісного флюїдизированого вапна [13].

1.5. Висновки

1. Проведено аналіз сучасного стану конвертерного виробництва сталі, визначені шляхи удосконалення сталі марки 16ГС.
2. Проаналізовані технологічні можливості виделення сірки, проведено порівняння основних показників позапічної десульфурзації металу в агрегатах.

РОЗДІЛ 2

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ 16ГС В КИСНЕВОМУ КОНВЕРТЕРІ З ВИКОРИСТАННЯМ МАЛОШЛАКОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ З ДЕСУЛЬФУРАЦІЄЮ ЧАВУНУ МАГНІЄМ

2.1. Характеристика і застосування сталі 16ГС

Сталь 16ГС відноситься до класу конструкційної низьколегованої вуглецевої сталі, яка використовується для виробництва зварних конструкцій. З її застосуванням відбувається виготовлення деталей машин, які працюють із застосуванням високого рівня тиску. Сталь 16ГС витримує температурні коливання від - 40 до +470 °С [14].

Розшифровка 16ГС припускає, що по хімічному складу сталь цієї марки відноситься до кремніймарганцовистої, тобто домінуючими добавками є кремній і марганець (таблиця 2.1).

Таблиця 2.1 – Хімічний склад сталі 16ГС

Хімічний елемент	%
Кремній (Si)	0,44-0,7
Мідь (Cu), не більше	0,30
Мишьяк (As), не більше	0,08
Марганець (Mn)	0,9-1,2
Нікель (Ni), не більше	0,30
Фосфор (P), не більше	0,035
Хром (Cr), не більше	0,30
Азот (N), не більше	0,008
Сірка (S), не більше	0,040

Важливими показниками якості сталі є її характеристики (таблиці 2.2-2.9).

Таблиця 2.2 – Механічні властивості сталі 16ГС

Термообробка, стан поставки	Перетин, мм	s _{0,2} , МПа	s _B , МПа	d ₅ , %
Листи і полоси (зразки поперечні)	<5	325	490	21
Листи і полоси (зразки поперечні)	5-10	325	490	21
Листи і полоси (зразки поперечні)	10-20	315	480	21
Листи і полоси (зразки поперечні)	20-32	295	470	21
Листи і полоси (зразки поперечні)	32-60	285	460	21
Листи і полоси (зразки поперечні)	60-100	275	450	21
Листи гарячекатані	2-3,9		400	17

Таблиця 2.3 – Механічні властивості при підвищених температурах

t випробування, °С	s _{0,2} , МПа	s _B , МПа	d ₅ , %	y, %	КСУ, Дж/м ²
<i>Листи товщиною 26 мм прокатні (зразки поперечні)</i>					
20		490	27	51	
200	230	420		52	
300	225	450	29	48	
400	215	410		64	
500	175	305	31	68	
550	135	255	37	68	
<i>Листи товщиною 4-160 мм. Нормалізація 950 °С, охолодження зі швидкістю 80-100 град/год. Відпускання 600-750 °С, витримка 5 год, охолодження зі швидкістю 50 град/год (зразки поперечні)</i>					
20	245-295	470-500	27-38	51-72	59-196
200	175-255	420-450	24-31	52-74	206-343
250					245-304
300	195-225	390-480	22-29	48-70	225-314
350	175-225	450-480	25-31	66-71	206-314
400	175-215	400-430	27-34	64-76	127-235
500	145-195	255-345	31-38	68-85	118-157
550	135	255	37	68	
600	110-125	155-175	38-46	82-90	118-157

Таблиця 2.4 – Технологічні властивості

Температура ковки	Початок 1200 ⁰ С, кінець 850 ⁰ С
Зварюваність	Зварюється без обмежень. Способи зварювання: РДС, АДС під флюсом і газовим захистом
Схильність к відпускній можливості	Не схильна
Флокеночутливість	Не чутлива

Таблиця 2.5 – Температура критичних точок

Критична точка	°С
Ac1	736-745
Ac3	920-927
Ar3	791-820
Ar1	641-735

Таблиця 2.6 – Ударна в'язкість КСУ, Дж/см²

Стан поставки, термообробка	+20	-40	-70
Листи і полоси (зразки поперечні) перетином 5-10 мм	59	39	29
Листи і полоси (зразки поперечні) перетином 10-100 мм	59	29	24

Таблиця 2.7 – Корозійні властивості

Середовище	Температура випробувань, °С	Швидкість корозії, мм/рік
Розчин NaOH	20	0,46
25% розчин NH ₄ OH	20	0,26

Таблиця 2.8 – Фізичні властивості

Температура випробувань, °С	20	100	200	300	400	500	600	700	800	900
Модуль нормальної пружності, Е, ГПа				181	172	162				
Щільність, кг/см ³	7850									
Температура випробувань, °С	20- 100	20- 200	20- 300	20- 400	20- 500	20- 600	20- 700	20- 800	20- 900	20- 1000
Коефіцієнт лінійного розширення (а, 10 ⁻⁶ 1/°С)	11,1	12,1	12,9	13,5	13,9	14,1				
Питома теплоємність С Дж/(кг · °С)	470									

Звертає на себе увагу температура кування сталі, яка відповідає 20 градусам за Цельсієм. При цьому температурний показник на початку процесу складає 1200 градусів, у кінці - 850.

Таблиця 2.9 – Вміст газів, шкідливих домішок і механічні властивості сталі 16ГС

Марка сталі	O ₂ , %	N ₂ , %	H ₂ , ppm	S, %	P, %
16ГС	0,016	0,008	2,2	0,016	0,025

У роботі із сталлю 16ГС може застосовуватися будь-який тип зварювання. Рекомендується робота з ручним і автоматичним дуговим зварюванням із застосуванням флюсу і системою газового захисту.

Сталь марки 16ГС застосовується для виготовлення деталей, що знаходять своє застосування у виробництві трубопроводів і

енергоустаткування, які здатні працювати при високому показнику атмосферного тиску і коливаннях температур в широкому діапазоні.

Сталь знаходить своє застосування у виготовленні елементів зварних конструкцій, секцій, переходів, трійників і інших деталей для будівництва трубопроводів атомних станцій [15].

2.2. Методика дослідження

Для вирішення поставлених завдань використовуємо методи термодинамічного аналізу, теорії металургійних процесів, теорії тепломасообміну, фізичного і чисельного моделювання, виробничих експериментів, що дозволяють шляхом хімічного аналізу проб металу, шлаку і газів, що відходять, отримати достовірну інформацію відносно протікаючих фізико-хімічних, гідрогазодинамічних і тепломасообмінних процесів. Усі експериментальні дослідження будуть виконані з використанням повірених приладів.

Був виконаний комплекс дослідів в пошуку найбільш раціональних технологічних параметрів вводу чистого магнію в розплав. Всебічний аналіз закономірностей тепло- масообмінних процесів при обробці чавуну реагентами на основі магнію дозволив сформулювати комплекс важливіших вимог і умов, на основі котрих повинен створюватися апаратурно-технологічний комплекс позапічного рафінування чавуну. Були проведені досліді впливу вмісту сірки в чавуні на її вміст в сталі 16ГС. На підставі отриманих результатів було проведено порівняльний аналіз технологічних показників плавок при роботі на дослідному і звичайнім чавуні.

2.3. Розробка технології виробництва сталі 16ГС в кисневому конвертері з використанням малошлакової технології з десульфурацією чавуну магнієм.

2.3.1. Малошлакова технологія

Однією з найважливіших проблем в організації раціональної технології сталеплавильного виробництва є вибір складу шихти. Основна частина металошихти конвертерної плавки — це чавун. Традиційною вимогою до складу чавуну є максимально менший вміст в ньому сірки і фосфору. Отримання низькосірчастого чавуну взаємозв'язано з певним температурним режимом доменної плавки і використанням в доменній печі основного шлаку, внаслідок чого збільшується витрата коксу, зростає маса шлаку, знижується продуктивність доменних печей і т. п.

Якщо треба в доменній печі отримати чавун з низьким вмістом сірки, вимагається мати основний шлак. Оскільки він більше тугоплавкий, необхідно збільшувати витрату коксу. Разом з тим чим вище температурний режим і витрата вапняку (для отримання основного шлаку), тим вище в чавуні вміст відновленого з руди кремнію.

Доменники вважають, що кожній 0,1 % зменшень вмісту кремнію в чавуні відповідає зниження витрати коксу на 3,4 кг/т чавуну. У свою чергу, сталеплавильники для отримання в конвертері сталі з низьким вмістом сірки традиційно ведуть плавку з високоосновним шлаком ($\text{CaO/SiO}_2 = 3,0-3,5$ і більше). На даний час виникла нова ситуація: металурги володіють розробленими і випробуваними технологіями позапічної обробки чавуну і позапічної обробки сталі. Ці технології забезпечують можливість суттєво понизити вміст сірки і в чавуні, і в сталі.

В зв'язку з цим неминуче виникає питання про те, які вимоги пред'являти до складу чавуну в нових умовах, що змінилися. В цілому виникла проблема доцільності переходу на використання в конвертерному виробництві чавунів з низьким вмістом марганцю і кремнію.

На рисунку 2.1 приведені результати розрахункових і експериментальних даних, з яких витікає, що при зниженні в чавуні концентрації кремнію збільшується вихід рідкої сталі, зменшуються маса шлаку і витрата вапна.

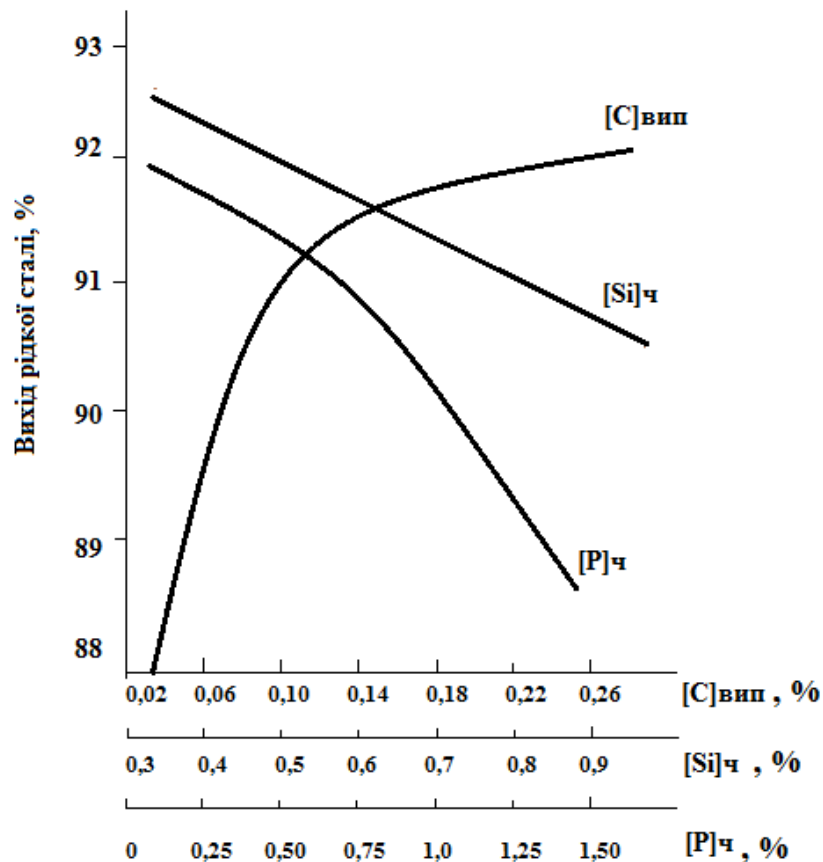


Рисунок 2.1 - Вплив вмісту кремнію $[Si]_ч$ і фосфору $[P]_ч$ в чавуні і вміст вуглецю в металі перед випуском $[C]_{вип}$ на вихід рідкої сталі.

Чим більше в чавуні кремнію, тим значніше угар (кремній повністю окислюється в перші хвилини продувки), тим більше утворюється кремнезема (SiO_2) і більше потрібно вапна (CaO) для отримання високої основності (CaO/SiO_2). Відповідно збільшуються загальна маса шлаку і маса заліза (у вигляді оксидів) в шлаці, тобто зростають втрати заліза з шлаком.

Таким чином, розрахунки і практика показують, що перехід на використання низькокремнистого (і маломарганцевистого) рідкого чавуну доцільний. Це дозволяє підвищити продуктивність доменних печей (при одночасній економії коксу), понизити витрати флюсів в конвертерному виробництві, зменшити втрати з шлаком, підвищити стійкість футерування та ін. Перехід на роботу з низькокремнистим і маломарганцевистим чавуном забезпечує збільшення виходу металу мінімум на 1,0-1,5 %. Крім того, полегшуються умови роботи прибирання шлаку, зменшуються шлакові відвали і т. п [16].

В той же час є ряд негативних моментів:

1. Переробка маломарганцевистого чавуну пов'язана з певними труднощами («згорання» шлаків, підвищений угар та ін.). Це недолік, але ситуація поправна. Переробка чавуну з низьким вмістом марганцю повинна супроводжуватися такими прийомами, як введення до складу шихти добавок, що містять марганець, залишення в конвертері шлаку попередньої плавки, використання «озалізного» вапна та ін.

2. При використанні технологій, що включають позапічну обробку і чавуну, і стали, може викликати сумніви до вимоги мати в конвертері високу основність кінцевого шлаку. Можливість понизити цю величину і межі можливого зниження визначає практика, причому при зниженні основності ефективність переходу на малокрем'янисті чавуни стане ще помітніше.

3. Зниження вмісту в чавуні кремнію приведе до зменшення доли металобрухту в шихті. На перший погляд це недолік. Проте події останніх років показали, що на даний присутній не надлишок, а недолік якісного брухту. Приходиться враховувати, що якість металолому (передусім по вмісту домішок кольорових металів) погіршується; відповідно звужуються можливості використовувати такий металобрухт для виробництва якісних сталей. Поступово розширюється практика використання в якості охолоджувачів різних залізородних матеріалів,

матеріалів типу «синтиком», металізованих залізородних окатишів та ін., що супроводжується істотним зниженням вмісту домішок кольорових металів (за даними ряду дослідів, в 1,5-2 рази) [17].

При вивченні малошлакової технології не можна не відмітити такий відомий технологічний прийом, як залишення в печі або конвертері повністю або частково кінцевого рідкого шлаку. При цьому міняються і тепловий баланс, і технологія плавки. За розрахунками, 12-17 % загальної витрати тепла конвертерної операції - це тепло кінцевого шлаку. Шлак вже сформований, він містить багато СаО і оксидів заліза, тому при його залишенні в конвертері знижується витрата вапна, зменшуються втрати заліза з шлаком і скорочується період формування рідкоплинного активного шлаку.

Необхідно тільки враховувати такі моменти, як:

- поступове накопичення в шлаці фосфору (при багаторазовому залишенні шлаку);
- можливість виникнення викидів при контакті рідкого чавуну з рідким залізистим шлаком.

2.3.2. Сировинна база магнієвих реагентів

Залучення кожного нового матеріалу в чорну металургію потребує ретельного вивчення його сировинної бази для забезпечення цього вельми ємного споживача. Застосуванню підлягає тільки той матеріал, існуючий рівень котрого достатній, або може бути збільшене у відповідності зі споживанням. Відомо, що раніше магній в чорній металургії не застосовувався.

Магній є продуктом ХХ сторіччя. В природі магній вельми розповсюджений і зустрічається у вигляді карбонатів, силікатів, сульфатів та

хлоридів, які входять в склад різних мінералів і містяться в морській воді. В таблиці 2.10 наведено склад найбільш розповсюджених магнієвих мінералів [18].

Найважливішими видами сировини, яка використовується для виробництва магнію, є: карналіт, магнезит, доломіт, хлористий магній, який міститься в воді соляних озер, а також в розсолах – відходах соляної, головним чином калійної промисловості.

Таблиця 2.10 – Склад магнієвих мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Вміст Mg, %	Мінерал	Хімічна формула	Вміст Mg, %
<i>Карбонати</i>			<i>Сульфати</i>		
Магнезит	MgCO ₃	28,8	Каїніт	MgSO ₄ ·KCl·3H ₂ O	9,8
Доломіт	MgCO ₃ ·CaCO ₃	13,2	Полігалит	MgSO ₄ ·4K ₂ SO ₄ ·x2CaSO ₄ ·2H ₂ O	4,0
<i>Хлориди</i>			<i>Силікати</i>		
Бишофіт	MgCl ₂ ·6H ₂ O	12,0	Серпентин	3MgO·2SiO ₂ ·2H ₂ O	26,3
Карналіт	MgCl ₂ ·KCl·6H ₂ O	8,8	<i>Гідрати</i>		
<i>Сульфати</i>			Брусит	Mg(OH) ₂	41,6
Кизеліт	MgSO ₄ ·H ₂ O	17,6			

Загальні кількість магнію в земній корі складає близько 2,35%, а в морській воді вміщується близько 0,14% магнію у вигляді хлоридів.

2.3.3. Десульфуріяція чавуну та засвоєння магнію в процесах ківшевої обробки

Нові технологічні процеси позапічної десульфуріяції чавуну інжектуванням диспергованого магнію в сучасний час беззастережливо признані металургами світу, як найбільш раціональні та ефективні.

Як показує практика робіт УДЧ комбінатів «Азовсталь», ім. Ільча та МК ВАТ «Запоріжсталь», застосовувані в сумішах добавки не дозволяли ра-

ціонально і ефективно використовувати магній для видалення сірки у зв'язку з тим, що комплекс тепло- масообмінних процесів, які протікають при позапічній десульфурації чавуну магнієвмісними композиціями, технологія їх вводу була далекою від раціональної і магній частково витрачався на взаємодію з окремими складовими реальних наповнювачами в сумішах.

По результатам роботи установок десульфурації чавуну (УДЧ) комбінатів «Азовсталь», ім. Ільча та МК ВАТ «Запоріжсталь» на порошкових магнієвмісних сумішах і проведених ІЧМ дослідках ще на початку 70-х років була сформульована концепція вдування магнію в чавун без добавок із застосуванням виварювальної камери на виході двофазного потоку з фурми. Позитивний ефект був відчутним і ступінь засвоєння магнію зросла в 1,5-2 рази, досягаючи 70-80%. В 1972-1973 рр. установки десульфурації чавуну комбінатів «Азовсталь», ім. Ільча та МК ВАТ «Запоріжсталь», а з 1975р. – установка №4 комбінату «Криворіжсталь» були переведені на технологію вдування гранульованого магнію без добавок через фурму з випарником на виході. Сумарна потужність цих установок склала приблизно 3,3 млн. т/рік при зниженні вмісту сірки в чавуні до 0,005-0,015% [20]. Отримуваний знесірчений чавун використовували для виплавки низькосірчистих марок сталі та для виробництва рафінованого товарного чавуну з вмістом сірки нижче 0,01%. Особове показовим для того часу був дослід роботи УДЧ комбінатів ім. Ільча та МК ВАТ «Запоріжсталі», коли в 1977р. практично на протязі року вміст сірки в міксері конвертерного цеху підтримувався на рівні 0,004-0,005%. На цьому чавуні здійснювалася виплавка низькосірчистої сталі трубного сортаменту 17Г2АФ, 09Г2ФБ, 17Г1С та інші з вмістом сірки не вище 0,008%.

Надійна та ефективна десульфурація чавуну гранульованим магнієм послужила основою того, що після 1974р. проектувались УДЧ з використанням тільки чистого гранульованого магнію. Більша їх частина була построєна та сумарна потужність по десульфурації гранульованим магнієм на початок 80-х років була доведена до 14,1 млн. т/рік.

Був виконаний комплекс дослідів в пошуку найбільш раціональних технологічних параметрів вводу чистого магнію в розплав. Встановлено, що важливішими умовами ефективного застосування магнію для ківшевого рафінування чавуну є гарантоване випаровування магнію перед вводом в розплав. Все це дозволило підвищити ступінь засвоєння магнію до 95%, знизити витрату магнію на видаляемому сірку до 1,1-1,4 кг/кг (для різних ковшів та умов обробки) та забезпечити самі низькі затрати на десульфурацію в порівнянні з усіма іншими відомими в світовій практиці процесами, довести ступінь засвоєння магнію до 55-68% (таблиці 2.11, 2.12).

Таблиця 2.11 – Показники десульфурації чавуну в доменних 105-тонних ковшах при зниженні вмісту сірки з 0,035 до 0,015%

Порівняльні процеси	Питома витрата магнію, кг/т чавуну	Витрата магнію на сірку видалену, кг/кг	Видалена ступінь десульфурації на 0,1 кг/т магнію	Ступінь засвоєння магнію на сірку, %
Вдування гранул магнію природним газом	0,45	1,4	20,7	55
Вдування суміші магнію з вапном	0,66	2,2	13,0	35
Введення порошкової магнієвої проволочки	1,10	3,7	8,5	22,5

Введення порошкової проволочки супроводжується самим низьким засвоєнням магнію (18-22,5%), дуже великими витратами магнію на сірку (3,7-9,5 кг/кг) і відповідно великими питомими витратами магнію (до 1,1 кг/т чавуну).

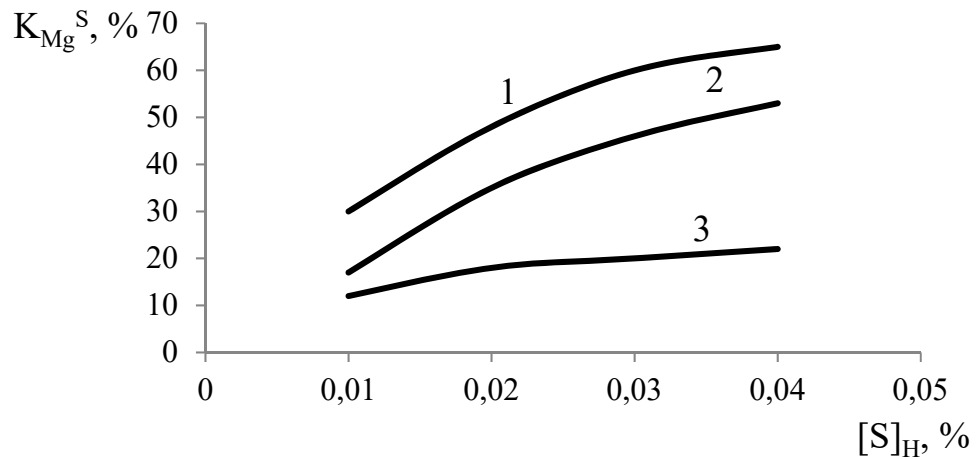
Показники десульфурації чавуну сумішами магнію з вапном або карбідом кальцію перевершують показники по порошковій проволочці, але поступають вдуванню чистого магнію.

Таблиця 2.12 – Показники десульфурації чавуну в заливочних 300-тонних ковшах при зниженні вмісту сірки в чавуні з 0,024-0,027% до 0,010-0,012%

Порівняльні процеси	Питома витрата магнію, кг/т чавуну	Ступінь десульфурації чавуну, %		Витрата магнію на видачу сірки, кг/кг	Ступінь засвоєння магнію на сірку, %
		загальна	питома на 0,1 кг/т введеного магнію		
Вдування гранул магнію природним газом	0,20	72	36	1,1	68
Вдування суміші магнію з вапном	0,36	70	19	1,9	40
Введення порошкової магнієвої проволоки	0,66	63	9,5	4,3	18

Всебічний аналіз закономірностей тепло- масообмінних процесів при обробці чавуну реагентами на основі магнію дозволив сформулювати комплекс важливіших вимог й умов, на основі котрих повинен створюватися апаратурно-технологічний комплекс позапічного рафінування чавуну. Фактичні данні обробки чавуну свідчать о підвищенні ступеню засвоєння магнію на сірку до 40-67% (крива 1 рис. 2.2), а сумарна ступінь засвоєння магнію (на сірку і магній остаточний після обробки) склала 85-95%.

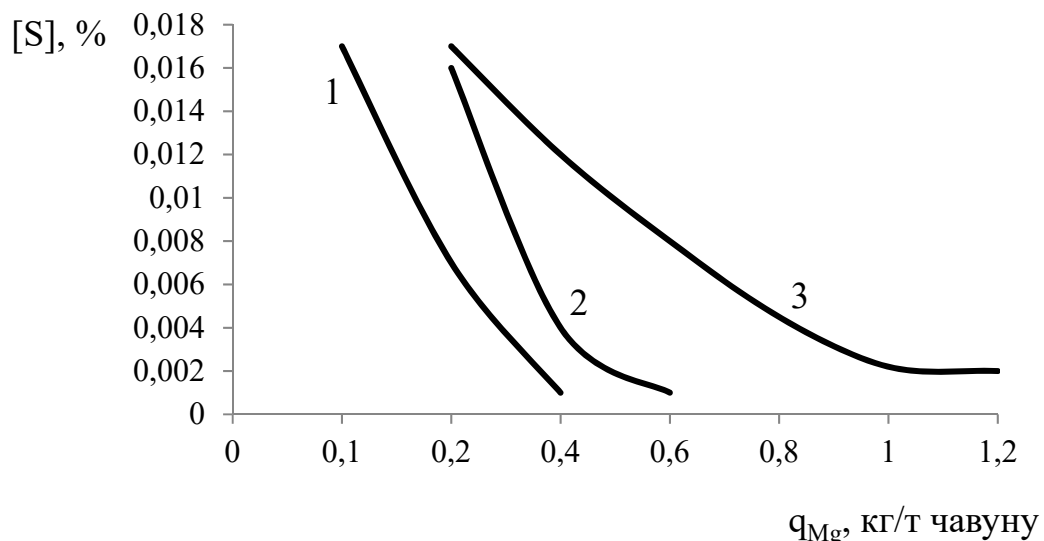
На рис. 2.3 приведені величини засвоєння магнію на сірку для різних технологій десульфурації, із котрих видно, що процес обробки чавуну вдуванням гранульованого магнію забезпечив в промисловому виробництві найбільш високі засвоєння магнію по зрівнянню з іншими технологіями. Найбільш високі засвоєння магнію при вдуванні його у вигляді гранул супроводжується найменшими питомими витратами (q_{Mg}) магнію (крива 1 рис. 2.3), що в свою чергу, зумовило покращення інших, вказаних вище, технологічних і технічних показників десульфурації чавуну.



1 – вдування гранульованого магнію; 2 – вдування суміші магнію (20%) з вапном (80%); 3 – введення порошкової магнієвої проволочки.

Рисунок 2.2 - Залежність ступені засвоєння магнію на сірку видалену (K_{Mg}^S) від початкового вмісту сірки в чавуні ($[S]_H$) при обробці 100 т чавуну різними способами.

В таблиці 2.13 приведені складові витрат і виробничі затрати на промислову експлуатацію УДЧ при обробці чавуну гранульованим магнієм в доменних 105-тонних ковшах.



1 – вдування гранульованого магнію; 2 – вдування суміші магнію (20%) з вапном (80%); 3 – введення порошкової магнієвої проволочки.

Рисунок 2.3 - Залежність вмісту сірки в чавуні ($[S]$) від питомої витрати магнію (q_{Mg}) при початковому вмісті сірки в чавуні 0,025% (маса чавуну 100т).

Таблиця 2.13 – Затрати на десульфуррацію чавуну при зниженні вмісту сірки в чавуні з 0,042 до 0,010%

Стаття витрат	Затрати, дол. США/т чавуну	Доля в загальних затратах, %	Доля від собівартості рідкого чавуну, %
Гранулювання магній	0,939	76,4	0,78
Фурми	0,024	2,0	0,02
Енергоносії	0,072	5,9	0,06
Зарплата, включаючи податки та відрахування	0,061	5,0	0,05
Вміст основних засобів і їх амортизація	0,133	10,7	0,11
Всього	1,229	100	1,02

Результати випробувань підтвердили, що процес десульфуррації гранульованим магнієм є найбільш економічним і раціональним.

Процес характеризується ступенем засвоєння магнію 95%, гарантованим зниженням вмісту сірки в чавуні до необхідної величини, в тому числі до 0,001-0,002%, високої продуктивністю і надійністю, та витратами до 1-1,5% вартості чавуну [21].

2.3.4. Використання кускового магнію для позапічної десульфуррації чавуну

Вимоги к якості металопрокату на світовому ринку зростають та посилюються. З іншого боку рік від року погіршується якість використаних для доменних печей сировинних матеріалів і топлива, що ускладнює рішення проблеми підвищення якості чавуну. У зв'язку з постійно змінюючим складом вугільної шихти в коксохімічному виробництві, а також зміні поставників готового коксу, вміст сірки в коксі коєблється від 0,9 до 1,7%, золи від 10,5 до 13,5% та вологи від 2,5 до 10,5% [22]. З розрахунку на одну тону чавуну потрапляння сірки змінюється від 5 до 10 кг, золи – 50 до 75 кг і вуглецю – від 400 до 500-550кг. В широких межах змінювались показники

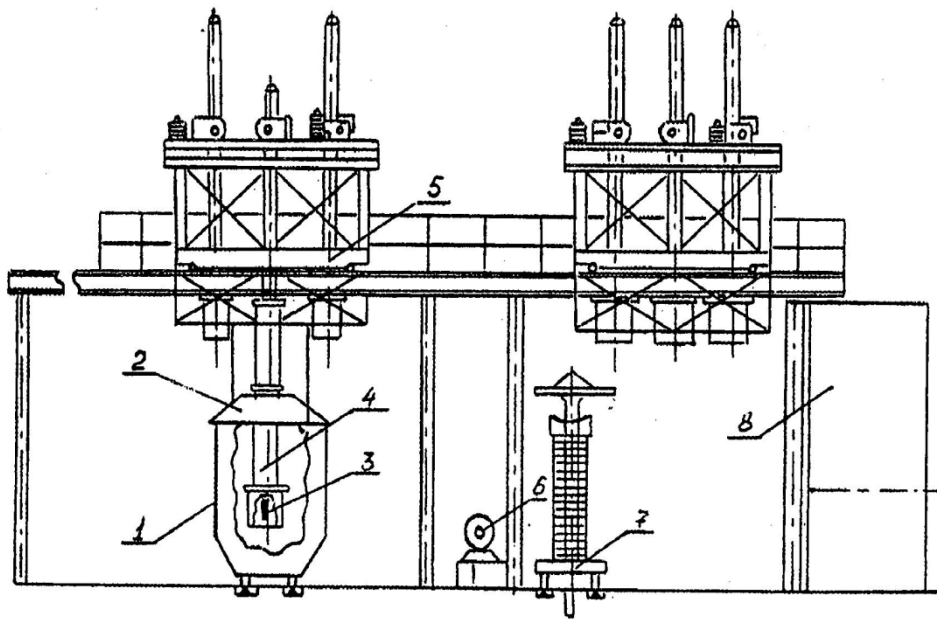
міцності коксу: M_{25} – від 87 до 78%, а M_{10} – від 6 до 10%. Разом з коливаннями якості залізородних матеріалів по міцностним властивостям, гранулометричному та хімічному складам, теплового та шлакового режимів роботи доменних печей, ускладнює десульфурацію металу в процесі доменної плавки і є однією з об'єктивних причин відхилень хімічного складу виплавляемого чавуну від заданого, в тому числі, вмісті в ньому сірки.

Іншою причиною коливань нагріву печей і шлакового режиму, зачасти з набагато більшою амплітудою, є вплив лугів, прихід котрих в доменні печі багатьох підприємств України в 3-5 раз перевищує прийняті за кордоном допустимі норми. Наявність лужних сполук, їх накопичення і циркуляція в печі, в обмежених умовах, сприяє утворенню в шахті легкоплавких евтектик, котрі, з урахуванням не стаціонарності процесу плавки, в одних випадках, служать джерелами зародження гарнісажу і настилів, в інших – причиною їх оповзання в горн. Маса оповзань в ряді випадків перевищує 300-500 т і на їх розплавлення потребує більша кількість тепла. Тому такі оповзання супроводжуються, як правило, глибокими охолодженнями печей і тривалими періодами виробництва чавуну з підвищеним вмістом сірки.

Викладені обставини істотно підвищують актуальність, для сучасних умов, позапічної десульфурації чавуну.

На рисунку 2.4 зображена УДЧ у вигляді суцільної естакади, що складається з чотирьох однакових блоків, яка дозволяю проводити десульфурацію в чотирьох ковшах.

Кожен блок має механізм підйому та опускання кришки для накривання ковшів в процесі десульфурації та візок, який рухається перпендикулярно постановочному шляху, з трьома випарниками і механізмами їх підйому. Рядом з основним робочим прольотом знаходиться допоміжний, де проводиться ремонт, заміна та зарядка випарника. Управління всіма механізмами індивідуальне для кожного блоку і здійснюється з пульта, розміщеного в приміщенні, яке знаходиться в допоміжному прольоті.



1 – чавуновоз; 2 – кришка; 3 – злиток пасивованого магнію; 4 – випарник; 5 – візок з підйомним механізмом; 6 – лебідка для підйому кришки; 7 – маневровий устрій; 8 – пульт управління.

Рисунок 2.4 - Установа по знесірчування чавуну гранульованим магнієм.

Технологія виробництва пасивованого магнію полягає в заливці рідким магнієм кускового наповнювача, коксу або доломіту фракції 25-40 мм.

Технологічна схема виробництва пасивованого магнію приведена на рисунку 2.5. Показники обробки чавуну приведені в таблиці 2.14.

Таблиця 2.14 – Результати обробки чавуну

Реагент	Маса чавуну підвернутого десульфурації, т	Вміст сірки, %		Витрати магнію, кг/т	Ступінь десульфурації, %	Коефіцієнт використання магнію, %
		До обробки	Після обробки			
Магній пасивований	75644,8	0,035	0,010	0,562	60	32,5

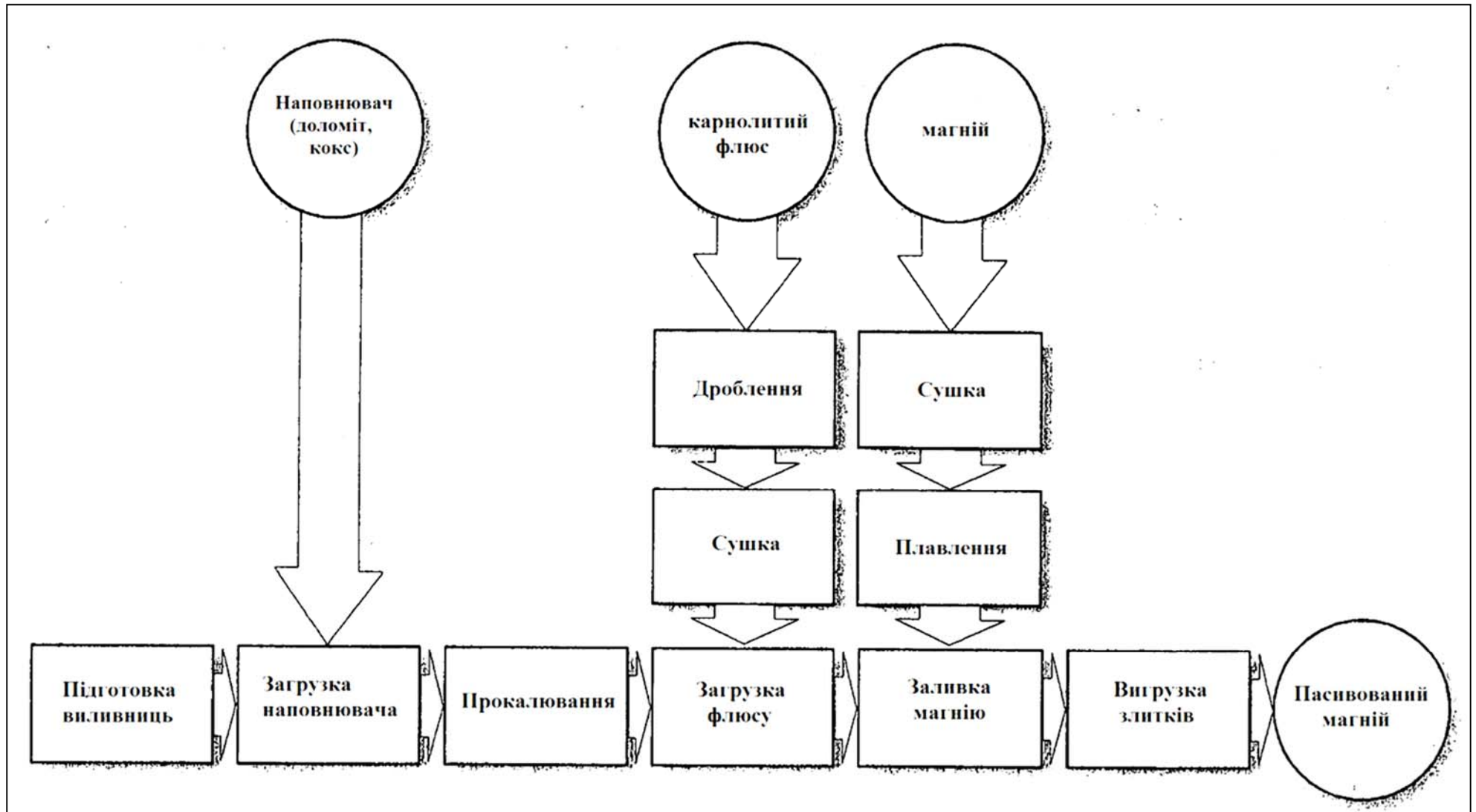


Рисунок 2.5 - Технологічна схема виробництва пасивованого магнію.

2.3.5. Принцип десиліконізації чавуну

Операція попереднього знекремнювання чавуну (десиліконізація) дозволяє вирішувати наступні задачі: ефективно використовувати реагенти, що вводяться для дефосфорації і десульфурації; організувати ведення плавки в конвертері з мінімальною кількістю шлаку.

Технологія отримання, а потім використання знекремненого чавуну одержала назву малошлакового або безшлакового процесу. Він дозволяє скоротити: кількість шлаку в ковертері до 2-4% від маси металу (замість звичайних 10-15%); витрати вапна, плавикового шпату, феросплавів; знос футеровки; втрати заліза зі шлаком у вигляді заплесків металу і в складі оксидів заліза; підвищує вихід придатної сталі і продуктивність агрегатів.

Впровадження малошлакової технології відкриває можливість здійснення прямого легування сталі шляхом додавання в конвертер марганцевої руди. При малих витратах флюсів ступінь добування марганцю з оксидів і відновлення в металі зростає більш ніж у двічі.

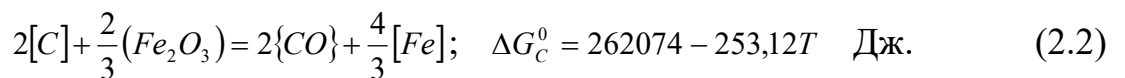
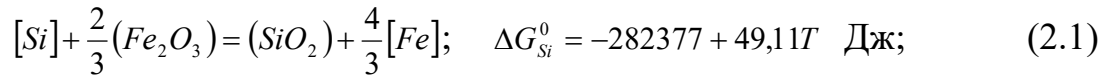
Проте використання знекремненого чавуну має істотний недолік. Незважаючи на деяке підвищення температури чавуну в процесі знекремнювання і зменшення втрат тепла на нагрівання шлаку, надлишок тепла, використовуваний в конвертері для переробки скрапу, зменшується. Разом з тим, якщо є інші споживачі скрапу (електропечі), ситуація розглядається в комплексі. При цьому слід враховувати можливість одержання в конвертерних цехах сталі, чистої не лише від сірки і фосфору, але й від домішок кольорових металів через більший вміст у вихідних матеріалах «першородної шихти», якою є чавун.

Для видалення кремнію звичайно використовують обробку чавуну оксидами заліза: залізною рудою, агломератом, окалиною.

При десиліконізації чавуну проблема полягає в тому, щоб окислити кремній, не окислюючи вуглець, інакше ківш перетвориться, по суті, на

сталеплавильний агрегат. Наслідками зневуглицювання стануть підвищення температури розплаву (при цьому видалення кремнію сповільниться), бурхливе виділення оксиду вуглецю і пилу, виплескування металу за межі агрегату.

Термодинамічні умови окислення кремнію і вуглецю наступні:



Якщо ж тиск в реакційній зоні помітно відрізняється від 0,1 МПа, тобто умови перестають бути стандартними, то співвідношення між ΔG_{Si}^0 і ΔG_C^0 змінюються.

Відповідні результати представлені на рисунку 2.6.

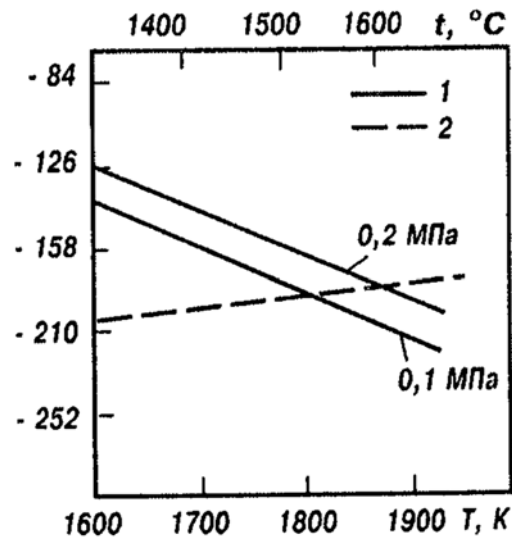
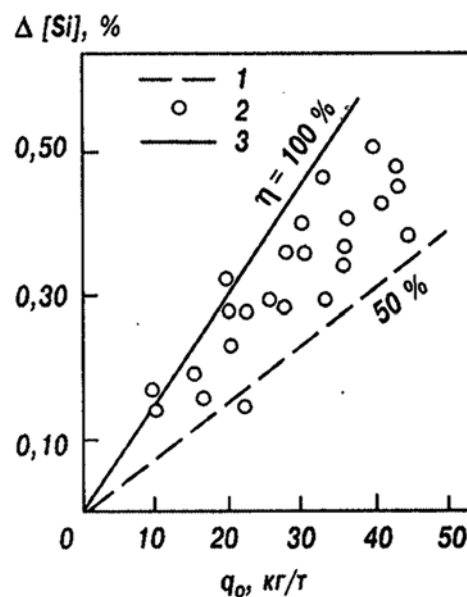


Рисунок 2.6 - Залежність ΔG від температури для реакції окислення вуглецю (крива 1) і кремнію (крива 2).

Зміна тиску бульб P_{CO} зростає пропорційно глибині занурення реагенту в метал. Для реакції окислення вуглецю воно має істотне значення:

$$\Delta G_C = \Delta G_C^0 + 4,575T \lg(P_{CO}^2 / a_C^2 \cdot a_{Fe_2O_3}^{2/3}) \quad (2.3)$$

При заміні звичайної технології обробки порошком, наприклад окалини подачею її зверху технологією вдування окалини в глибину металу під тиском змінюється співвідношення швидкостей окислення кремнію і вуглецю. В другому випадку зростає також ефективність використання порошку для десиліконізації. На рисунку 2.7 показано, що якщо раніше, при використанні звичайного способу – подачі окалини зверху і продувки газом у ковші знизу ступінь використання реагенту був близький до 50%, то при вдуванні того ж реагенту безпосередньо в метал він зростає до 80%.



1 – подача окалини зверху і газу знизу; 2,3 – введення окалини вглиб металу (2 – експериментальні точки при вдуванні порошку вглиб металу).

Рисунок 2.7 - Залежність кількості видаленого кремнію $\Delta[Si]$ від витрат порошку окалини q_0 .

Таким чином, у разі введення порошку вглиб металу основна частка оксидів заліза використовується на реакцію окислення кремнію. Це ж саме

відбувається при введенні оксидів заліза в товщу металу у складі порошкового дроту.

2.4. Вплив сірки на якість сталі 16ГС

Підвищення вимог к сталі по вмісту в ній сірки та розширенню потреб в низько- і особливо низькосірчастих сталях висунули задачі втискання можливості виплавки таких сталей в сучасних сталеплавильних агрегатах, в першу чергу кисневих конвертерах.

Відомо, що сірка вводиться в сталеплавильну ванну з рідким чавуном, твердою шихтою, вапном, а також з ковшовим або міксерним шлаком. В киснево-конвертерному виробництві вміст сірки в розплаві визначається загальною кількістю введеної сірки, кількістю та складом шлаку при умовах, що всі інші параметри плавки залишаються постійними. Необхідно встановити, в якій мірі ступінь зміни вмісту сірки в чавуні впливає на вміст сірки в сталі, і визначити граничну допустимий вміст її в чавуні при виплавці сталі. Відомо, що вміст сірки в сталі перед випуском лінійно залежить від її вмісту в чавуні [23]. При використанні чавуну з підвищеним вмістом сірки часто роблять додувку металу вже після того, як вміст вуглецю і температура металу відповідають вимогам заданої марки сталі, але концентрація сірки ще висока. Додувка та збільшення кількості шлаку (при добавці вапна для зниження вмісту сірки в металі) призводять к зменшенню виходу рідкого металу.

Виходячи з того, що кінцевий вміст сірки в сталі визначається загальною кількістю сірки, яка вводиться шихтою, об'ємом шлаку і коефіцієнтом розподілення сірки між шлаком і металом $(S)/[S]$. Доведено, що зі збільшенням основності шлаку $(CaO+MgO+MnO) / (SiO_2+Al_2O_3)$ від 3 до 4 коефіцієнт розподілення сірки зростає з 4 до 5-7 (компоненти виражені в

молярних долях); не все введене в конвертер вапно розчиняється в шлаці, доля розчиненого вапна зменшується зі збільшенням загальної кількості вапна в шихті і зростає при збільшенні кількості закису заліза в шлаці (що пояснюється розріджуючою дією FeO). Коефіцієнт розподілення сірки між шлаком і металом практично завжди знаходиться в діапазоні 2-8, і подальше збільшення основності шлаку не дає змоги вийти за межу цих значень.

Для отримання сталі необхідно одночасно сприяти на декілька параметрів конвертерної плавки, а саме:

- використовувати чавун, в котрому вміст сірки не повинен перевищувати її заданого вмісту в чавуні;
- максимально обмежити внесення сірки в плавку з твердими добавками;
- ковшовий шлак не повинен потрапляти в конвертер – з поверхні металу в ковшах він повинен повністю бути видаленим;
- впливати на коефіцієнт розподілення сірки шляхом підвищення основності шлаку, регулюванням методу продувки, додаванням флюсів для розрідження шлаку.

В таблиці 2.15 наведено баланс надходження сірки в конвертер при виплавці сталі 16ГС.

Таблиця 2.15 – Баланс надходження сірки в конвертер

Шихта	Маса шихти, кг/т сталі	Вміст сірки в шихті		% від загального надходження
		%	кг/т	
Чавун	900	0,007	0,0630	35,5
Брухт	195	0,035	0,0683	38,5
Вапно	61	0,075	0,0457	26,0

При роботі на безсірчистому чавуні баланс потрапляння сірки змінюється, але при цьому велике значення набуває вміст сірки в сталевому брухті і вапні.

Були проведені досліді впливу вмісту сірки в чавуні на її вміст в сталі 16ГС. На підставі отриманих результатів було проведено порівняльний аналіз технологічних показників 133 плавок при роботі на дослідному і звичайнім чавуні (таблиця 2.16).

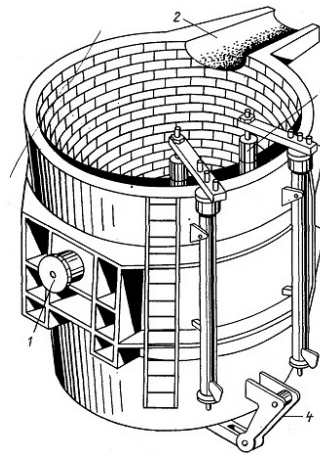
Встановлено, що при роботі на чавуні зі зниженим вмістом сірки 0,010% замість 0,045% було зменшено витрату вапна в середньому на 7% і плавикового шпату на 17%, різко зменшилась доля плавок з додувками, тривалість плавки була скорочена в середньому на 6 хвилин, витрата металошихти на ~ 2% нижче, а вихід рідкої сталі на 1,6% вище чим по звичайній технології, що забезпечило підвищення не тільки якості готової сталі, але і продуктивності конвертера.

Таблиця 2.16 – Основні технологічні показники виплавки сталі 16ГС

Показники	Одиниці вимірювання	Технологія плавки	
		дослідна	звичайна
Кількість плавок		57	76
Вміст сірки:			
в чавуні	%	0,010	0,035
в сталі		0,016	0,025
Витрати:			
чавуну	кг/т	874	884
брухту		251	251
вапна		80	86
плавикового шпату		3,14	3,86
Час продувки:			
без додувки	хв	24,4	24,42
з додувкою		25,0	25,42
Час додувки	хв	0,6	1,0
Тривалість всієї плавки	хв	52,2	58,2
Вихід рідкої сталі	%	89,1	87,7
Частка плавок з додувками	%	19,3	44,7

2.5. Випуск сталі, розкислення і науглецювання

Після отримання хімічного складу та заданої температури продування припиняють, фурму піднімають і конвертер нахиляють для зливання металу. З сталеплавильного агрегату сталь випускається в сталерозливний ківш, призначений для короткочасного зберігання і розливання сталі.



1 – цапфа; 2 – носок для зливу шлаку; 3 – стопор; 4 – скоба для кантування ковша крюком крану.

Рисунок 2.8 - Сталерозливний ківш.

Сталерозливний ківш (рисунок 2.8) має форму усіченого конуса з великою підставкою вгорі. Ківш має зварний кожух, зсередини футерують вогнетривкою шамотною цеглою. Переміщують ківш за допомогою мостового крана або на спеціальному залізничному візку.

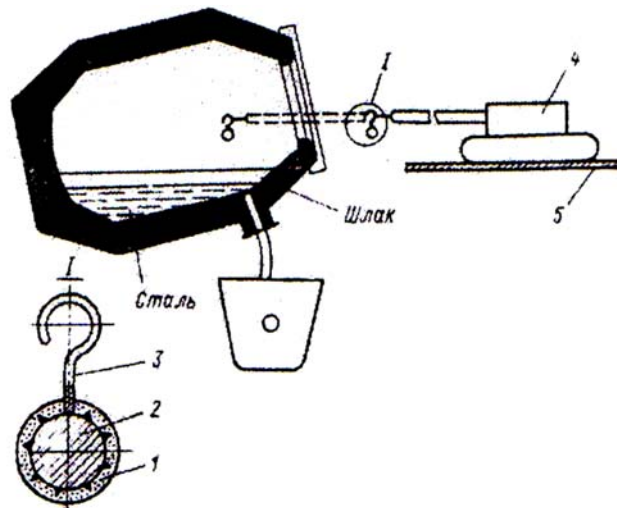
Сталь з ковша розливають через один або два стакани, розташованих в днищі ковша. Ємність сталерозливних ковшів сягає 480 т.

Загущення і відсічення шлаку. При попаданні конвертерного шлаку в сталерозливний ківш можливі рефосфорація (перехід фосфору з шлаку в метал); підвищений вигар розкислювачів і що легують в результаті взаємодії з оксидами заліза шлаку; перехід FeO з шлаку в метал, що викликає

збільшення забрудненості сталі оксидними неметалічними включеннями. Особливо сильно це виявлятиметься в процесі позапічної обробки.

У зв'язку з викладеним рекомендується обмежувати кількість шлаку, що потрапляє в ківш, шляхом своєчасного підйому конвертера при початку виходу шлаку з льотки; товщина шару шлаку повинна складати 150 – 200мм. Рекомендується загущення шлаку шляхом присадки вапна і обпаленого доломіту в ківш до закінчення випуску після присадки феросплавів. Найбільш ефективним способом є відсічення шлаку в процесі випуску з подальшою засипкою поверхні металу в ковші теплоізоляційними сумішами.

Запропоновані різні варіанти способу і пристрою для відсічення шлаку. Добре зарекомендував себе спосіб відсічення за допомогою кулі-стопора (рисунк 2.9), розроблений на НЛМК. Сталеву кулю-стопор діаметром 160 – 190мм покривають шаром вогнетривкої обмазки з порошку MgO з добавкою шлаку ферохромового виробництва (8 – 10%) і рідкого скла (35% понад 100% вогнетривких складових); поверхня кулі має нерівності (приварені шипи) для поліпшення утримання маси.



1 – вогнетривка обмазка ; 2 – куля-стопор ; 3 – підвіски ; 4 – машина для ремонту льотки й введення кулі ; 5 – робоча площадка.

Рисунок 2.9 - Схема відсічення шлаку за допомогою кулі-стопора.

Щільність такої кулі менша, ніж в розплавленого металу, але більше, ніж шлаку. За 0,5 - 1хв. до закінчення випуску за допомогою машини для ремонту льотки куля-стопор скидають в район льотки, і він плаває на кордоні шлак-метал. З останніми порціями металу він потрапляє до льотки, перекриваючи отвір і забезпечуючи відсічення шлаку.

Розкислення конвертерної сталі, виробляють шляхом введення розкислювачів в ківш, що дозволяє уникнути їх великого вигару. Для розкислювання цієї марки сталі зазвичай використовують марганець і кремній.

При розкисленні сталі, ставлять завдання зниження вмісту в металі розчиненого кисню до такого рівня, який забезпечує необхідну інтенсивність кипіння металу у виливниці, а також одночасно вирішують задачу здобуття в сталі заданого вмісту марганцю і кремнію.

Сталь розкислюють феросиліцієм і феромарганцем. Кремній вводиться в сталь у вигляді відносно дешевого і доступного сплаву – феросиліцію. В даному випадку застосовують 45% феросиліцій. Марганець вводять у вигляді марганцевмісного сплаву – феромарганця (85 - 91% Mn). Їх витрата повинна забезпечувати тривалість іскріння (кипіння) металу у виливниці протягом 10 - 40с. Необхідну кількість феросплавів $G_{\text{Ф}}$ (т) розраховують по формулі:

$$G_{\text{Ф}} = (C_{\text{ст}} - C_{\text{м}}) \cdot G_{\text{ст}} \cdot 100 / [C_{\text{Ф}} \cdot (100 - B)] \quad (2.4)$$

де $C_{\text{ст}}$, $C_{\text{м}}$, $C_{\text{Ф}}$ – відповідно вміст елемента (розкислювача) в готовій сталі, в металі в кінці продування і у феросплаві %;

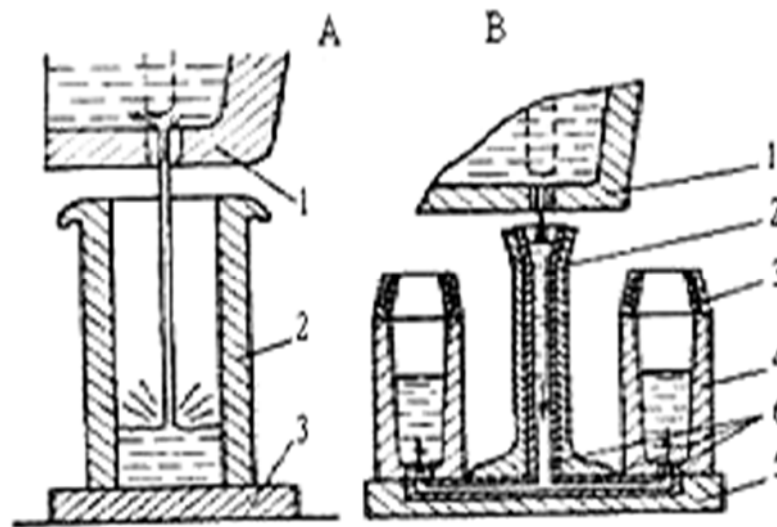
$G_{\text{ст}}$ – маса рідкої сталі, т;

B – вигар елемента %.

При введенні в ківш вигар марганцю складає 20%, вигар кремнію 20%. Феросплави необхідно вводити в ківш у кусках розміром у поперечнику 5 - 50мм. Присадку феросплавів починають при наповненні ковша металів на 1/5 висот і закінчують при наповненні на 2/3 висоти.

Навуглецювання роблять присадкою в ківш під струмінь металу меленого коксу, термоантрациту, електродного порошку. Їх введення починають з початком випуску і закінчують при наповненні ковша на $\frac{1}{2}$ висоти; при навуглецюванні на початку випуску в ківш також вводять 10 - 50% алюмінію, що витрачається на плавку [25].

У сталеплавильних цехах сталь з ковша розливають або в виливниці, або на машинах безперервного розливання (рисунок 2.10). Під час зливання у сталерозливальний ківш під струмінь металу додають розкислювачі та легуючі домішки.



А - розливання зверху: 1 - сталерозливний ківш; 2 - виливниці; 3 - піддон; Б - розливання сифоном: 1 - сталерозливний ківш; 2 - центрова трубка, 3 - прибуткова надставка; 4 - виливниці; 5 - піддон; 6 - сифонні трубки.

Рисунок 2.10 - Схема розливання сталі в виливниці.

Виливниці представляють собою чавунні форми для отримання зливків різного перетину. Маса зливків для прокатки зазвичай становить 10 - 12 т (рідше-до 25 т), а для поковок досягає 250 - 300 т. Застосовують два способи розливання сталі у виливниці: зверху і сифоном.

2.6. Економічна ефективність виплавки сталі 16ГС

Номінальний час роботи конвертера:

$$T_{\text{ном}} = T_{\text{кал}} - (T_{\text{фут}} + T_{\text{к.р}} + T_{\text{рез}}), \quad (2.5)$$

де $T_{\text{кал}}$ – календарний час роботи конвертера, доба;

$T_{\text{к.р}}$ – простої при капітальних ремонтах, доба;

$T_{\text{фут}}$ – час заміни футеровки, доба;

$T_{\text{рез}}$ – час надходження конвертера в резерві, доба.

Тривалість компанії одного конвертера визначається по формулі:

$$D_{\text{кам}} = \frac{N \cdot t_{\text{п}}}{1440} \cdot (1 + t_{\text{г.п}}) + 3_{\text{ф}}, \quad (2.6)$$

де N – стійкість футеровки конвертера, доба;

$t_{\text{п}}$ – тривалість плавки, хв;

$t_{\text{г.п}}$ – гарячі простої, віднесені до номінального часу у відносних одиницях.

$3_{\text{ф}}$ – час зміни футерівки одного конвертора, $C_6 = 4$ доби.

$$D_{\text{кам}} = \frac{3000 \cdot 48}{1440} \cdot (1 + 0,0) + 4,0 = 104 \text{ днів.}$$

Кількість компаній кожного конвертера за рік:

$$K_{\text{кам}} = \frac{(365 - T_{\text{к.р}})}{D_{\text{кам}}}, \quad (2.7)$$

$$K_{\text{кам.2}} = \frac{(365 - 0)}{104} = 3,51 \text{ компаній,}$$

$$K_{\text{камз}} = \frac{(365 - 15)}{104} = 3,5 \text{ компаній.}$$

Добова продуктивність конвертерного цеху, тон придатної сталі:

$$P_{\text{доб}} = \frac{1440}{t_n} \cdot Q \cdot K_z \cdot K_u, \quad (2.8)$$

де K_r – коефіцієнт виходу гідного, у відносних одиницях;

K_b – коефіцієнт використання номінального часу.

$$P_{\text{доб}} = \frac{1440}{48} \cdot 250 \cdot 0,98 \cdot 0,982 = 7217,7 \text{ т/добу.}$$

Виробнича програма цеху представлена у таблиці 2.17.

Таблиця 2.17 – Виробнича програма цеху

Показники	Кількість	Вартість, млн. грн.		Норма	Сума амортизацій, млн. грн.
		Одиниці	Всього		
Підготовка місцевості			15,48		
Будівництво конвертерів	2	900	1800	15	270
Витрати на будівлі, спорудження, інфра структури			600	5	30
Витрати на МБЛЗ	4	800	3200	15	480
Піч-ківш	2	350	700	15	105
Вакууматор	1	450	450	9	40,5
Об'єкти енергетичного господарства			610	5	30,5
Об'єкти транспортного господарства			540	5	27
Зовнішні мережи			500	5	25
Благоустрій і озелення			10		
Витрати на проект			12		
Всього			8437,48		1008

Результати розрахунку цехової калькуляції собівартості сталі представимо у вигляді таблиці 2.18.

Таблиця 2.18 – Розрахунок калькуляції собівартості сталі

Найменування статей витрат	Одиниці виміру	Показники			
		Сума, грн/т	Кількість, т	Ціна, грн	
Річний обсяг продукції			6000000		
Сировина та основні матеріали					
Чавун	т	3800	0,8	3040	
Скрап		1080	0,2	216	
Окатиші		1020,29	0	0	
Вапно		800	0,051813	41,45	
Феромарганець		29000	0,010096	292,78	
Ферросилицій		9200	0,006933	63,78	
Футерування		300	0,01	3	
Боксит		325	0,008	2,6	
Шлак		800	0,0873	69,84	
Усього сировина				3729,45	
Паливо на технічні нужди:					
- природний газ		м ³	2,619		
- кокс		т	2520	0	0
Усього палива:				0	
Аргон	м ³	15,49	55	851,95	
Кисень		1,84	42,014	77,31	
Вода		0,12109	31	3,75	
Електроенергія на технічні цілі	кВт	0,75	1600	1200	
Основна заробітна плата	грн			0,22	
Додаткова заробітна плата				0,14	
Відрахування				0,14	
Витрати на утримання та експлуат.				25,2	
Загальновиробничі витрати				0,11	
Виробнича собівартість				5888,27	
Адміністративні витрати				176,65	
Витрати на збут				117,77	
Повні витрати				6182,69	
Ціна				6782,69	
Прибуток від реалізації				3600000000	
Чистий прибуток				2700000000	
Собівартість річного обсягу				37096140000	
Рентабельність		%			7,278385298
Капітальні вкладення					8437480000
Термін окупності		рік			3,124992593
Економічна ефективність				0,320000759	

Річна продуктивність одного безперервно працюючого конвертера номінальною ємністю 400 т складе:

$$T^p_k = 243,3 \cdot 7217,7 = 1756066,4 \text{ т або } 1,7 \text{ млн.т/рік.}$$

До статті витрат входять всі витрати по переробці сировини та матеріалів експлуатації та утримання обладнання конвертерного цеху.

При собівартості сталі 6182,69 грн. чистий прибуток від реалізації даної продукції складе 2700,00 млн. грн. При цьому значення коефіцієнту економічної ефективності дорівнює 0,32, що вище нормативного значення $E_n = 0,2$. Отже, капітальні вкладення у проект киснево - конвертерного цеху окупяться через 3,12 роки.

2.7. Висновки

1. Перехід конвертеру на роботу з низькокремнистим і маломарганцевистим чавуном забезпечує збільшення виходу металу мінімум на 1,0-1,5 %. Крім того, полегшуються умови роботи прибирання шлаку, зменшуються шлакові відвали.

2. Встановлено, що важливішими умовами ефективного застосування магнію для ківшевого рафінування чавуну є гарантоване випаровування магнію перед введенням в розплав, насичення чавуну магнієм в придонних шарах, мінімізація негативного впливу інжектуючого газу, стабільність дозування магнію, оптимізація режимів і ряд інших. Все це дозволило підвищити ступінь засвоєння магнію до 95%, знизити витрату магнію на видаляемому сірку до 1,1-1,4 кг/кг (для різних ковшів та умов обробки) та забезпечити самі низькі затрати на десульфуріацію в порівнянні з усіма іншими відомими в світовій практиці процесами, довести ступінь засвоєння магнію до 55-68%.

3. Введення порошкової проволочки супроводжується самим низьким засвоєнням магнію (18-22,5%), дуже великими витратами магнію на сірку (3,7-9,5 кг/кг) і відповідно великими питомими витратами магнію (до 1,1 кг/т чавуну).

4. Процес десульфурації гранульованим магнієм характеризується ступенем засвоєння магнію 95%, гарантованим зниженням вмісту сірки в чавуні до необхідної величини, в тому числі до 0,001-0,002%, високої продуктивністю і надійністю, та витратами до 1-1,5% вартості чавуну.

5. Встановлено, що при роботі на чавуні зі зниженим вмістом сірки 0,010% замість 0,045% було зменшено витрату вапна в середньому на 7% і плавикового шпату на 17%, різко зменшилась доля плавок з додувками, тривалість плавки була скорочена в середньому на 6 хвилин, витрата металопилю на $\sim 2\%$ нижче, а вихід рідкої сталі на 1,6% вище чим по звичайній технології, що забезпечило підвищення не тільки якості готової сталі, але і продуктивності конвертера.

РОЗДІЛ 3

ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

3.1. Аналіз шкідливих та небезпечних чинників конвертерного цеху при проведенні досліджень

У конвертерних цехах створюються несприятливі умови для обслуговуючого персоналу. Основні виробничі шкідливості наступні: теплові випромінювання від технологічного устаткування (конвертора, установки піч-ківш, МБЛЗ) і розплавленого металу і шлаку; газовиділення, що утворюються при продуванні конвертера; пиловиділення, що утворюються при транспортуванні сипких матеріалів, продуванні конвертера, сливі чавуну з ковша в конвертер, випуску сталі і шлаку з конвертера [32].

Основні джерела небезпеки конвертерного виробництва наступні: рухомі частини механізмів і устаткування, переміщення вантажів, розплавлений метал і шлак, що обертаються; електроустаткування конвертерного цеху.

Процес конвертерної виплавки сталі супроводжується викидами розплавленого металу і шлаку. Крім того, процес продування супроводжується виділенням великої кількості розжарених газів і дрібнодисперсного пилу.

Джерелами тепла, що супроводжуються інфрачервоним, видимим і ультрафіолетовим випромінюваннями, є рідкий метал і шлак; гарячі кожухи конвертерів, чавуновозних і сталерозливних ковшів, шлакових чаш; гаряче футерування конвертерів і ковшів. У розливному прольоті велику кількість тепла і розжарених газів виділяє розплавлений метал, що розливається у МБЛЗ. Інтенсивність теплоопромінення на цих ділянках вагається в значних межах – від 300 до 9000 Вт/м². Особливо великому тепловому опроміненню піддаються конверторники при узятті проби, вимірі температури, огляді і

ремонті горловини конвертера [32].

При продуванні конвертерів, при сушці відремонтованих конвертерів і сталерозливних ковшів в повітря виробничих приміщень потрапляють токсичні гази, концентрація яких у ряді випадків перевищує санітарні норми.

Найбільш високі концентрації оксиду вуглецю і сірчистого газу мають місце на майданчику над працюючим конвертером в зоні газових пальників котла-утилізатора.

Середня кількість пилу, що міститься в конвертерних газах, складає 50-300 г/м³. Конвертерний пил складається в основному з оксидів заліза і містить 60-65 % Fe, 2-6 % Mn, решта SiC>2, CaO, Al₂O₃ та інших оксидів. Близько 80% часток пилу мають розміри до 0,5 мкм. Кількість пилу з частками більше 1 мкм складає всього 5-15 % [33]. Такий пил відноситься від конвертера на великі відстані і довгий час вітає в повітрі.

У великих кількостях виділяють пил шихтові матеріали, кладка конвертерів і сталерозливних ковшів при її руйнуванні під час ремонту. У міксерних відділеннях пил і гази виділяються в період заповнення міксерів і зливу з них чавуну. На 1 м пропущеного через міксер чавуну через аераційні ліхтарі виділяється близько 60 г пилу і 370 г оксиду вуглецю.

Джерелами шуму також є сам конвертер, трансформатори, пересувні залізничні крани, механізми і інше устаткування. Рівень шуму розрізняється залежно від виробничої ділянки, часто він може досягати 100 дБ і більш. Вібрацію створюють ті ж агрегати, які є джерелами шуму.

3.2. Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища конвертерного цеху

Пил, який шкідливо впливає на організм людини, подразнюючи шкіру, очі, ясна, вуха, а також проникаючи в легені, може викликати специфічні

професійні захворювання, такі як силікоз, силікатоз, антракоз та ін. [33].

Для зменшення кількості газів і пилу забезпечуємо конвертери пилогазоочисними спорудами, припливно-витяжною вентиляцією.

Для захисту від пиловиділення застосовуємо герметизацію операцій, пов'язаних з просіюванням, змішуванням і транспортуванням сипких матеріалів і аспірацію пилу з місць її утворення.

Тривала дія шуму може призвести до зниження слуху, а інколи до глухоти. Шум негативно діє на серцево-судинну і центральну нервову систему. Для захисту працюючих від шуму звукоізолюємо вбудовані приміщення - пости управління, кімнати відпочинку і т.п. Для зниження шуму агрегатів (електродвигунів, насосів) використовуємо звукоізолюючий кожух, який виготовляється з листів сталі завтовшки 2-3 мм, в яких укладають або весь агрегат, або його шумлячі вузли, а внутрішні поверхні облицьовуємо звукопоглинальними матеріалами. Ослаблення шуму повітро(газо)-проводів досягаємо застосуванням глушників.

Підвищена теплова дія на організм людини призводить до перенапруження його терморегуляторних функцій і може спричиняти порушення теплового балансу організму. Для видалення конвекційного тепла в цеху застосовуємо аерацію, шляхом установки двох аераційних ліхтарів на покрівлі будівлі цеху. Ще однією мірою боротьби з теплонадлишками є організація на робочому місці конверторника повітряного душу.

3.3. Заходи з електробезпеки

Електроустаткування конвертерного цеху різноманітно. Сюди входять синхронні й асинхронні електродвигуни змінного струму й інше устаткування напругою вище 1000 В, а також електродвигуни, апаратура керування, кранове електроустаткування, внутрішньоцехові електромережі напругою

до 1000 В.

До основного електроустаткування конвертерів відносяться автоматичні вимикачі, пічні трансформатори, коротка мережа, автоматичні регулятори пересування кисневої фурми та ін.

Небезпека електричних поразок в конверторному цеху створює різне устаткування: електричний привід (включаючи пускорегулюючу апаратуру), електроустаткування підйомно-транспортних пристроїв, електрифікований внутрізаводський транспорт, зварювальні апарати, освітлювальні установки, електричний ручний інструмент і т.д.

При експлуатації електродвигунів замкнутого типу можливий випадковий дотик до проводів, що підводять електрострум, виводи яких знаходяться на сполучних клеммах клемної коробки на корпусі електродвигуна, у разі її незахищеності. Якщо корпус такого електродвигуна опиняється під напругою, то внаслідок щільного контакту з великою поверхнею зіткнення створюється небезпека важкої поразки електричним струмом працюючих [34].

При напрузі до 1000В в киснево-конверторному цеху застосовуємо чотирипровідну з глухозаземленою нейтраллю схему мереж трифазного струму (напругою 380/220В). Захисні засоби від електроструму: ізолюючі штанги - використовують при проведенні робіт під напругою з роз'єднувачами високої напруги; ізолюючі кліщі для включення запобіжника; діелектричні килимки із спеціальної гуми завтовшки 3-5 мм для установок до 1000 В і 7-8 мм понад 1000 В.

Для зменшення небезпеки поразки електричним струмом усі металеві частини конструкцій заземлюємо [34].

3.4. Заходи з пожежної та техногенної безпеки

По вибуховій, вибухопожежній і пожежній небезпеці конвертер, а та-

кож розливний проліт, відноситься до категорії А. До категорії Б відноситься система газоочищення конвертерного газу, міксерне відділення і завантажувальний проліт. До категорії Г відноситься відділення підготовки шихти.

У конвертерному цеху вибухи відбуваються головним чином або при контакті розплавленого металу і шлаку з водою або вологими матеріалами, або внаслідок бурхливого протікання хімічних реакцій при продуванні, розкислюванні і розливанні сталі. Вибухи у фурмах дуже небезпечні, тому що при цьому відкривається склепіння і через фурменний отвір викидаються на робочий майданчик розжарені кокс і гази, які в атмосфері запалюються і горять, утворюючи довгі язика полум'я.

Для обмеження поширення вогню використовуємо матеріали, що не згорають. У місцях введення газопроводів в підвальні приміщення будівлі встановлюємо дренажні пристосування, що запобігають проникненню газу в ці приміщення. Місце розташування пожежного депо - чотири кілометри від цеху. Протипожежні перешкоди в цеху: протипожежні стіни з межею вогнестійкості – 2,5 год; протипожежні перекриття – 1,0 год; протипожежні двері, вікна, люки, ворота – 1,0 год.

Як технічні засоби виявлення пожежі в приміщеннях цеху, що захищаються, встановлюємо теплові пожежні сповісники і димові сповісники марок С-2000-СМК. У зовнішніх виходів передбачаємо ручні пожежні сповісники марки БолідИПР-513-3А. Установка пожежної сигналізації призначена для виявлення пожежі, видачі звукового світлового сигналів про спрацьовування пожежних сповісників.

Автоматичні установки аерозольного і порошкового пожежогасіння модульного типу (АУП), які встановлюємо в приміщеннях цеху з електричним устаткуванням, призначені для виявлення вогнища пожежі, подачі сигналу про пожежу в приміщенні чергового персоналу, подачі і розподілу вогнегасящої речовини в приміщення, що захищаються, локалізації і ліквідації пожежі в початковій стадії.

Для захисту кабельних споруджень, як для однієї з головних завдань

захисту конверторного цеху від вогню, передбачаємо установки автоматичної пожежної сигналізації, монтаж стаціонарних систем гасіння пожеж. У конверторному цеху кабельні тунелі й підвали оснащуємо протипожежними перешкодами, неспаленими перегородками. Автоматична пожежна сигналізація встановлюється в усіх кабельних приміщеннях. Вона складається з датчиків, лінійної мережі й прийомної станції. Застосовуємо датчики теплові й димові, які встановлюють на стелі.

Для гасіння пожеж застосовуємо хімічні пінні вогнегасники ОХП-10 і вуглекислотні вогнегасники ВВ-2, ВВ-5 і ВВ-8, а також пересувні ВВ-25 і ВВ-80 [35].

Блискавкозахист будівель і споруди конверторного цеху передбачаємо згідно вимог діючих норм, з використанням як заземлювачів, в основному, залізобетонних фундаментів будівель і споруд. Як блискавкоприймач використовуємо сталеву сітку, що накладається на покрівлю будівель.

У конверторному цеху у виробничих будівлях передбачаємо евакуаційні виходи, призначені для забезпечення безпечної евакуації людей, що перебувають в будівлі, у разі виникнення пожежі або аварії. Передбачаємо мінімум два евакуаційні виходи. Ширина всіх евакуаційних виходів (дверей) перевищує 0,8 м, що відповідає нормам [35].

3.5. Розрахунок теплоізоляції поста керування конверторника

При розробці мір захисту від теплових випромінювань варто виходити з фактичних величин інтенсивності теплових опроміненнь на робочих місцях, Вт/м²:

$$E = \frac{0,91 \cdot \sqrt{F} \left[\left(\frac{T_{\text{випр}}}{100} \right)^4 - A \right]}{r}, \quad (3.1)$$

де E - інтенсивність теплових опроміненнь, Вт/м²;

F - площа випромінюваної поверхні, м²;

$T_{випр}$ - температура поверхні, К;

r - відстань від центра випромінюючої поверхні до об'єкта, що опромінюється, м;

$A=110$ для спецодягу із сукна [36].

Площа горловини кисневого конвертора 350 т становить $F \approx 19,55$ м², інтенсивність теплових опроміненнь на робочому місці $E = 3000$ Вт/м². Таким чином, можна визначити температуру на зовнішній поверхні стінки поста керування:

$$E = \frac{0,91 \cdot \sqrt{19,55} \cdot \left[\left(\frac{T_{випр}}{100} \right)^4 - 110 \right]}{1} = 3000 \text{ Вт/м}^2, \Rightarrow T_{випр.} = 541 \text{ К} = 268 \text{ }^\circ\text{С}.$$

Теплоізоляція поста керування повинна забезпечити температуру поверхні стінки усередині поста $t_{ст.}=35^\circ\text{С}$ [36], температура повітря всередині поста $t_{вс.п.}=25^\circ$, температура джерела тепловипромінювання (кисневий конвертер) $t_{випр.}= 268$ °С, товщина шару вогнетриву $\delta_v=0,3$ м. Необхідно знайти товщину шару ізоляції δ_i , що забезпечує задану $t_{вс.п.}$.

Питомий тепловий потік через стінку поста керування, Вт/м²:

$$q = \alpha_1(t_{випр.} - t_{зов.ст.}) = \frac{\lambda_B(t_{зов.ст.} - t_{ш.})}{\delta_B} = \frac{\lambda_I(t_{ш.} - t_{ст.})}{\delta_I} = \alpha_2(t_{ст.} - t_{вс.п.}), \quad (3.2)$$

де α_1 – коефіцієнт тепловіддачі від нагрітого зовнішнього повітря зовнішній стінці поста, Вт/м²К; $\alpha_1=50$ Вт/м²К [36];

$t_{зов.ст}$ – температура зовнішньої поверхні стінки, °С;

$t_{ш}$ – температура між шарами вогнетриву й теплоізоляції, °С;

λ_b, λ_i – коефіцієнт теплопровідності відповідно вогнетриву й ізоляції, Вт/м²К;

α_2 – коефіцієнт тепловіддачі від внутрішньої поверхні стінки повітря усередині поста керування, Вт/м²К.

Коефіцієнт тепловіддачі можна розрахувати за формулою, Вт/м²К:

$$\alpha_2 = 9,5 + 0,0982(t_{ст.} - t_{вс.п.}) - 4,74 \cdot 10^{-4}(t_{ст.} - t_{вс.п.})^2 + 1,74 \cdot 10^{-6}(t_{ст.} - t_{вс.п.})^3; \quad (3.3)$$

$$\begin{aligned} \alpha_2 &= 9,5 + 0,0982(35 - 25) - 4,74 \cdot 10^{-4}(35 - 25)^2 + 1,74 \cdot 10^{-6}(35 - 25)^3 = \\ &= 10,5 \text{ Вт/м}^2\text{К.} \end{aligned}$$

Питомий тепловий потік через стінку поста можна визначити по формулі:

$$q = \alpha_2(t_{ст.} - t_{вс.п.}) = 10,5(35 - 25) = 105 \text{ Вт/м}^2. \quad (3.4)$$

Температуру зовнішньої поверхні стінки посту можна визначити з формули питомого теплового потоку:

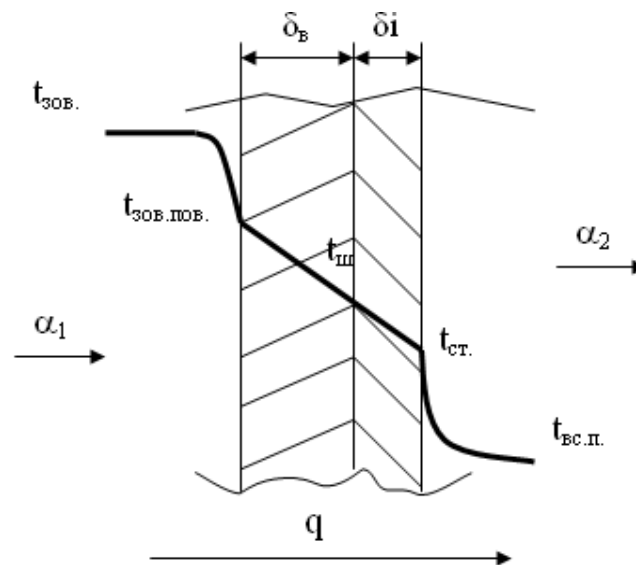
$$q = \alpha_1(t_{випр.} - t_{зов.пов.}); \quad (3.5)$$

$$t_{зов.пов.} = t_{випр.} - q/\alpha_1 = 268 - 105/50 = 266 \text{ }^\circ\text{C}. \quad (3.6)$$

Орієнтовно приймаємо температуру між шарами вогнетриву й ізоляції, °С:

$$t_{ш} = 0,75(t_{зов.пов.} + t_{ст.}) = 0,75(266 + 35) = 169 \text{ }^\circ\text{C}. \quad (3.7)$$

На рисунку 3.1 показана розрахункова схема теплоізоляції стінки поста керування.



δ_b, δ_i - товщина шару відповідно вогнетриву й ізоляції, м; $t_{зов.}$ - температура зовнішнього повітря, °С; $t_{зов.пов.}$ - температура зовнішньої поверхні поста керування, °С; $t_{ш}$ - температура між шарами вогнетриву й теплоізоляції, °С; $t_{ст.}$ - температура внутрішньої стінки поста, °С; $t_{вс.п.}$ - температура повітря всередині поста, °С; α_1, α_2 - коефіцієнти тепловіддачі відповідно від нагрітого повітря зовнішній стінці поста керування й від внутрішньої стінки повітрю усередині поста, Вт/м²К; q - питомий тепловий потік через стінку, Вт/м².

Рисунок 3.1 - Розрахункова схема теплоізоляції поста керування.

Знаходимо середню температуру шару вогнетриву, °С:

$$t_b = 0,5(t_{зов.пов.} + t_{ш}) = 0,5(266 + 169) = 217,5 \text{ °С.} \quad (3.8)$$

При цій температурі визначаємо теплопровідність вогнетриву, Вт/мК:

$$\lambda_b = a + b \cdot 10^{-4} t_b, \quad (3.9)$$

де a, b - коефіцієнти для матеріалу вогнетриву; для червоної цегли $a = 0,466, b = 5,12$ [36].

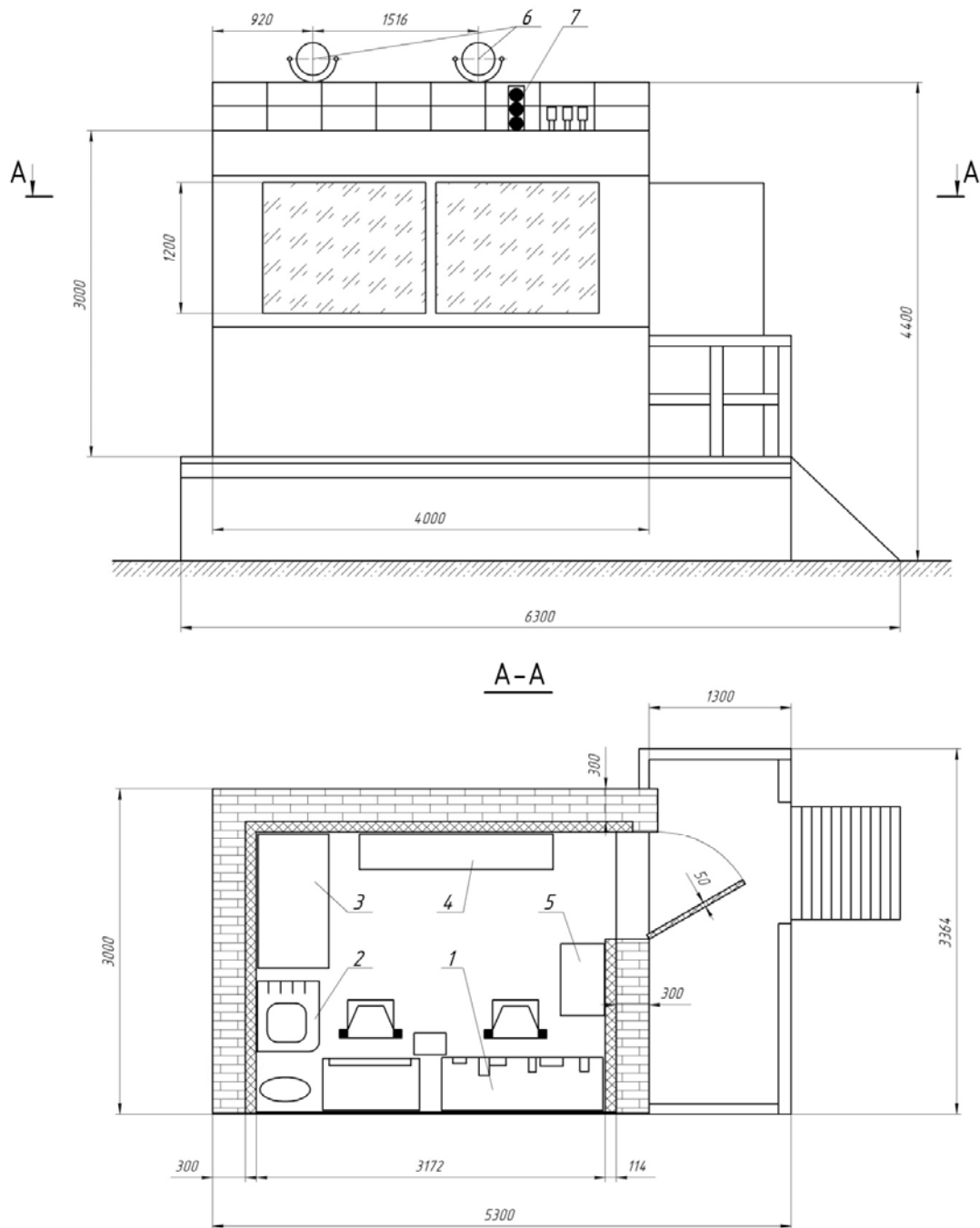
$$\lambda_B = 0,466 + 5,12 \cdot 10^{-4} \cdot 217,5 = 0,58 \text{ Вт/мК.}$$

Уточнюємо температуру між шарами з формули питомого теплового потоку:

$$q = \frac{\lambda_B (t_{\text{ЗОВ.ПОВ}} - t_{\text{Ш}})}{\delta_B}; \quad (3.10)$$

$$t_{\text{Ш}} = t_{\text{ЗОВ.ПОВ}} - \frac{q \cdot \delta_B}{\lambda_B} = 266 - \frac{105 \cdot 0,3}{0,58} = 211,7^\circ \text{C} . \quad (3.11)$$

Таким чином, щоб захистити конверторника від шкідливого і небезпечного впливу теплового випромінювання, необхідно на робочому місці встановити пост керування з червоної цеглини із шаром ізоляції з скловолокна товщиною 0,13 м (рис. 3.2).



1 – пульт керування; 2 – рукомийник; 3 – шафа електрика; 4 – кондиціонер;
5 – стіл для комп'ютеру; 6 – прожектор; 7 – сигналізація.

Рисунок 3.2 - Теплоізоляційний пост керування.

Знайдемо середню температуру шару ізоляції, коефіцієнт теплопровідності ізоляції й товщину шару ізоляції з рівняння питомого теплового потоку через стінку поста керування:

$$t_i = \frac{t_{ш} + t_{ст}}{2} = \frac{211,7 + 35}{2} = 123^{\circ}C. \quad (3.12)$$

Для матеріалу ізоляції – скловолокно $a = 0,04$ і $b=3$ [36], тоді коефіцієнт теплопровідності ізоляції дорівнює:

$$\lambda_i = 0,04 + 3 \cdot 10^{-4} \cdot t_i = 0,04 + 3 \cdot 10^{-4} \cdot 123 = 0,077 \text{ Вт / мК}; \quad (3.13)$$

$$\delta_i = \frac{\lambda_i(t_{ш} - t_{ст})}{q} = \frac{0,077(211,7 - 35)}{105} = 0,13 \text{ м}. \quad (3.14)$$

3.6. Висновки

1. Основні джерела небезпеки конвертерного виробництва наступні: рухомі частини механізмів і устаткування, переміщення вантажів, розплавлений метал і шлак, що обертаються; електроустаткування конвертерного цеху.

2. По вибуховій, вибухопожежній і пожежній небезпеці конвертер, а також розливний проліт, відноситься до категорії А. До категорії Б відноситься система газоочищення конвертерного газу, міксерне відділення і завантажувальний проліт. До категорії Г відноситься відділення підготовки шихти.

3. Провели розрахунок теплоізоляції поста керування конверторника.

ВИСНОВКИ

1. Проведено аналіз сучасного стану конвертерного виробництва сталі, визначені шляхи удосконалення сталі марки 16ГС.

2. Проаналізовані технологічні можливості виделення сірки, проведено порівняння основних показників позапічної десульфурації металу в агрегатах.

3. Перехід конвертеру на роботу з низькокремнистим і маломарганцевистим чавуном забезпечує збільшення виходу металу мінімум на 1,0-1,5 %. Крім того, полегшуються умови роботи прибирання шлаку, зменшуються шлакові відвали.

4. Встановлено, що важливішими умовами ефективного застосування магнію для ківшевого рафінування чавуну є гарантоване випаровування магнію перед введенням в розплав, насичення чавуну магнієм в придонних шарах, мінімізація негативного впливу інжектуючого газу, стабільність дозування магнію, оптимізація режимів і ряд інших. Все це дозволило підвищити ступінь засвоєння магнію до 95%, знизити витрату магнію на видаляемому сірку до 1,1-1,4 кг/кг (для різних ковшів та умов обробки) та забезпечити самі низькі затрати на десульфурацію в порівнянні з усіма іншими відомими в світовій практиці процесами, довести ступінь засвоєння магнію до 55-68%.

5. Введення порошкової проволочки супроводжується самим низьким засвоєнням магнію (18-22,5%), дуже великими витратами магнію на сірку (3,7-9,5 кг/кг) і відповідно великими питомими витратами магнію (до 1,1 кг/т чавуну).

6. Процес десульфурації гранульованим магнієм характеризується ступенем засвоєння магнію 95%, гарантованим зниженням вмісту сірки в чавуні до необхідної величини, в тому числі до 0,001-0,002%, високої продуктивністю і надійністю, та витратами до 1-1,5% вартості чавуну.

7. Встановлено, що при роботі на чавуні зі зниженим вмістом сірки 0,010% замість 0,045% було зменшено витрату вапна в середньому на 7% і плавикового шпату на 17%, різко зменшилась доля плавок з додувками, тривалість плавки була скорочена в середньому на 6 хвилин, витрата металошихти на ~ 2% нижче, а вихід рідкої сталі на 1,6% вище чим по звичайній технології, що забезпечило підвищення не тільки якості готової сталі, але і продуктивності конвертера.

8. З аналізу охорони праці та техногенної безпеки в ковертерному цеху встановлено:

- основні джерела небезпеки конвертерного виробництва наступні: рухомі частини механізмів і устаткування, переміщення вантажів, розплавлений метал і шлак, що обертаються; електроустаткування конвертерного цеху.

- по вибуховій, вибухопожежній і пожежній небезпеці конвертер, а також розливний проліт, відноситься до категорії А. До категорії Б відноситься система газоочищення конвертерного газу, міксерне відділення і завантажувальний проліт. До категорії Г відноситься відділення підготовки шихти.

Провели розрахунок теплоізоляції поста керування конверторника.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Баглюк Г. А., Куровський В. Я. Структура, механічні та триботехнічні властивості металоскляних композитів на основі модифікованих залізовуглецевих сплавів. *Порошкова металургія*. Київ : ППМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2017. №11/12. С. 58-67.
2. Роїк Т. А., Гавриш Ю. Ю. Нові композиційні матеріали на основі міді для важко навантажених вузлів тертя. *Порошкова металургія*. Київ : ППМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2017. №09/10. С. 40-48.
3. Косторнов А. Г. Триботехнічні характеристики композиційного матеріалу на основі заліза при температурі 500 °С. *Порошкова металургія*. Київ : ППМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2014. №07/08. С. 43-50.
4. Савчук П. П. Особливості зношування модифікованих епоксидних композитів при навантаженні тертям. *Порошкова металургія*. Київ : ППМ ім. І.М.Францевича НАН України, 2014. №03/04. С. 103-109.
5. Вішневська-Вейнерт Х. Тертя і знос пористих підшипників ковзання при високій температурі. вплив твердого мастила з наночасток MoS_2 . *Порошкова металургія*. Київ : ППМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2013. № 07/08. С. 77-84.
6. Технологія конструкційних матеріалів: підручник / О.С. Комаров, В.М. Ковалевський, А.С. Чаус та ін; під загальною редакцією О.С. Комарова. Мн.: Нове знання, 2005. 560 с.
7. Степанчук А. М. Теорія і технологія пресування порошкових матеріалів: навч. посібник. Київ : Центр учбової літератури, 2016. 336 с.
8. Степанчук А. М., Білик І. І. Матеріали для напилювання покриттів: навч. посібник. Київ : Центр учбової літератури, 2016. 236 с.
9. Куцова В. З., Котова Т. В. Наноматеріали та нанотехнології: навч. посібник. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2013. Частина 1. 103 с.
10. Писаренко В. Г. Сучасні технології в машинобудуванні. Інжекційне лиття порошку: навч. посібник. Вінниця : ВНТУ, 2019. 242 с.

11. Композитні матеріали: навч. посібник / П. П. Савчук, В. П. Кашицький, М. Д. Мельничук [и др.]. Луцьк : Видавець ФОП Теліцин О.В., 2017. 368 с.

12. Степанчук А. М. Теоретичні та технологічні основи отримання порошків металів, сплавів та тугоплавких сполук: підручник. Київ : НТУУ «КПІ», 2006. 353 с.

13. Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень [Текст]: ДСН 3.36.042-99: Увед.1999-12-01. 9 с.

14. Державні будівельні норми. Будинки і споруди. Будинки адміністративного та побутового призначення: ДБН В.2.2 – 28: 2010: затв. Мінрегіонбуд України 30.12.10 : уведенні з 10.10.11.- К. : ПАТ Київ ЗНДІЕП. 2010. 28 с.: «Укрархбудінформ». УКНД 91.040.99

15. Державні будівельні норми. Захист від пожежі. Пожежна безпека об'єктів будівництва: ДБН В.1.1.7-2002: затв. Держбуд України 03.12.02 : уведенні з 01.05.03. К. : УкрНДІПБ. 2002. 44 с.

16. ДСТУ Б В.2.5-38:2008. Інженерне обладнання будинків і споруд. Улаштування блискавкозахисту будівель і споруд. Увед. 2009-01-01. К.: Мінрегіонбуд України. 2008. 65 с.

17. НАПБ А.01.001-2004. Правила пожежної безпеки в Україні [Текст]. – Увед. 2004-11-04. К.: М-во України з питань НС. 2004. 143 с.