

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ

ННІ/факультет	<u>Навчально-науковий технологічний інститут</u>
Кафедра	<u>Металургійних технологій</u>
Спеціальність	<u>136 – Металургія</u>
Форма навчання	<u>Заочна</u>

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА БАКАЛАВРА

НАРІЖНОГО АРТУРА ВІТАЛІЙОВИЧА

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

на тему Дослідження і вибір способу модифікування та легування сталі
для підвищення її якості
(повна назва теми)

за матеріалами металургійних підприємств України
(повна назва бази дослідження)

науковий керівник

К.Т.Н., доцент
(наук. ступінь, вчене звання)



Сусло Н.В
(прізвище, ініціали)

Робота допущена до захисту в ЕК
Протокол засідання кафедри
від 12.06. 2025 р. № 12

Завідувач кафедри



Д.Т.Н., професор
Наук. ступень, вчене звання

Д.О. Кассім
Ініціали, прізвище

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ

Кафедра металургійних технологій

Рівень вищої освіти

Перший (бакалаврський)

Спеціальність

136 – Металургія

(шифр і назва)

Завідувач кафедри

ЗАТВЕРДЖУЮ



(підпис)

проф. Д.О.Кассім

(посада, вчене звання,
прізвище ініціали)

«10» червня 2025 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРА СТУДЕНТА(КИ)

Наріжного Артура Віталійовича

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи бакалавра:

Дослідження і вибір способу модифікування та легування сталі для підвищення її якості

керівник кваліфікаційної роботи Сусло Наталія Валеріївна, к.т.н., доцент

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом закладу вищої освіти від «04» квітня 2025 р. № 241-ст

2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи до кафедри 10.06.2024

3. Вихідні дані до кваліфікаційної роботи магістра: статті, патенти, промислові дослідження

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити):

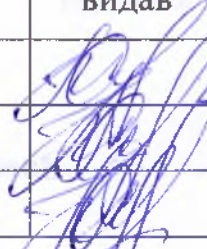
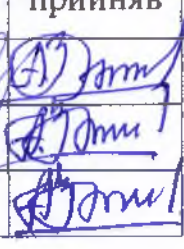
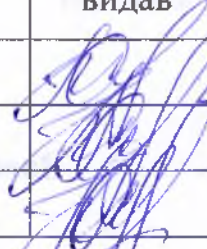
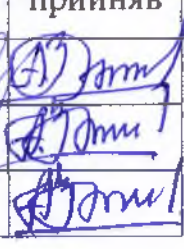
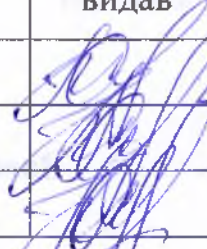
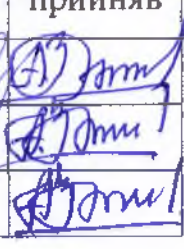
4.1. Аналітична частина: Аналіз сучасних вимог до якості сталі та існуючих способів модифікування і легування.

4.2. Основна частина: Легування сталі природними марганцевмісними матеріалами в дугових печах та агрегатах типу «кови-ніч»

4.3. Охорона праці: розглянути основні небезпечні та шкідливі чинники виробництва та методи боротьби з ними. Заходи по пожежній безпеці.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): графічний матеріал повинен в повній мірі відповідати темі диплому та відобразити його суть та запропоновані проектні рішення

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

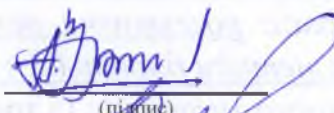
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Аналітична частина	Сушло Н.В., доцент		
2 Основна частина	Сушло Н.В., доцент		
3 Охорона праці	Сушло Н.В, доцент		

7. Дата видачі завдання «05» квітня 2025 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

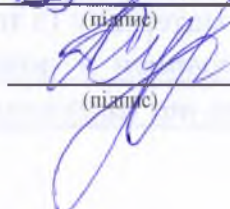
№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів кваліфікаційної роботи	Примітка
1.	Аналітична частина	25.04.2025	
2.	Основна частина	27.05.2025	
3.	Охорона праці	02.06.2025	
4.	Оформлення пояснювальної записки	06.06.2025	
5.	Виконання графічної частини	09.06.2025	
6.	Подання роботи до кафедри	10.06.2025	
7.	Захист роботи в ЕК	18.06.2025	

Студент


(підпис)

Наріжний А.В.
(прізвище та ініціали)

Керівник кваліфікаційної роботи


(підпис)

Сушло Н.В.
(прізвище та ініціали)

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА	9
1.1. Сучасні вимоги до якості сталі	9
1.2. Модифікування та легування сталі	19
2. ОСНОВНА ЧАСТИНА	32
2.1. Застосування природної та техногенної сировини при легуванні сталі в ковші	32
2.2. Легування сталі природними марганцевмісними матеріалами в дугових печах та агрегатах типу «ковш-піч»	43
3 ОХОРОНА ПРАЦІ	69
3.1 Вимоги охорони праці при організації виконання виробничих процесів	70
3.2 Вимоги охорони праці до виробничих територій (виробничим будівлям та спорудам, виробничим приміщенням та виробничим майданчикам) та організації робочих місць	72
ВИСНОВКИ	81
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	82

ВСТУП

Вимоги ринку зумовлюють постійний пошук нових матеріалів і технологій, їх використання при зростаючих вимогах до матеріало- та енергозбереження, забезпечення екологічної безпеки, а також до якості сталі.

Підвищення вимог до якості сталі призвели до створення нових сталеплавильних процесів, що відповідають сучасному рівню розвитку техніки. Одним з елементів таких технологій є позапічна обробка сталі.

Швидке і широке поширення позапічної обробки пояснюється багатьма позитивними моментами, головними з яких є:

- спрощення технології плавки;
- Заміна двошлакової технології електроплавки на одношлакову без скачування шлаку (зменшуються тривалість плавки, витрата електроенергії, трудові витрати);
- широке впровадження технології «прямого легування» з використанням природно-легованих руд.
- забезпечення надійної та високопродуктивної роботи машин безперервного розливання сталі, де потрібне точне та стандартне від плавки до плавки регулювання температури та отримання металу стандартно чистого від шкідливих домішок, насамперед від сірки;
- отримання більш дешевими методами та у великих кількостях особливо чистої сталі з мінімальним вмістом небажаних домішок;
- Зміна структури і типу споживаних феросплавів і розкислювачів у бік зниження вимог до складу і відповідне їх здешевлення;

Позапічна обробка сталі активно застосовувалась в 60-х роках минулого століття, головним чином для підвищення продуктивності дугових сталеплавильних печей і конвертерів, дозволяючи винести частину процесів рафінування з цих агрегатів в ківш. Позапічною обробкою виявилось можливим не тільки істотно поліпшити якість сталі (механічні властивості, корозійну стійкість, електротехнічні показники), але і отримати сталь з

принципово новими властивостями, наприклад сталь з наднизькими концентраціями таких елементів як вуглець, сірка, азот, водень, здатну працювати в екстремальних умовах.. У сталеплавильних агрегатах таку сталь одержувати практично неможливо.

Фізичні та фізико-хімічні процеси, що протікають при позапічній обробці сталі, вирішують такі завдання:

- вирівнювання температури та хімічного складу сталі в об'ємі ковша - продуванням інертним газом;
- глибоке зневуглецювання (менше 0,02% вуглецю) - вакуумуванням;
- вуглецеве розкислення та висока чистота сталі за оксидними включеннями - вакуумуванням;
- дегазація з отриманням вмісту водню в сталі менше $2 \cdot 10^{-4}\%$ - вакуумуванням;
- десульфуратія (менше 0,003% сірки); - продуванням порошками, обробкою шлаком;
- зміна форми (модифікування) оксидних і сульфідних включень - обробкою порошками лужноземельних металів.

Металургійні процеси, що забезпечують отримання зазначених результатів, протікають при позапічній обробки більш ефективно, ніж у сталеплавильних печах. Це обумовлено рядом особливостей позапічній обробки сталі:

- створення найбільш сприятливих термодинамічних умов для розвитку даного процесу;
- збільшення швидкості взаємодії сталі з газовою фазою або шлаком внаслідок дроблення металу на дрібні порції (краплі) з розвиненою контактною поверхнею;
- підвищення інтенсивності масопереносу в металі внаслідок його дроблення на маленькі порції (краплі) і, отже, збільшення градієнта концентрацій розчинених у ньому елементів.

1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1. Сучасні вимоги до якості сталі

У практиці металургійного виробництва останнім часом спостерігається тенденція все більшого посилення вимог до хімічного складу сталі та забрудненості її неметалевими включеннями, газами та кольоровими металами.

Порівняльний аналіз вимог до якості сталі в цілому свідчить про те, що для сталі масового призначення (низько- і середньовуглецева, низьколегована) допускається досить широкий діапазон коливання марочного вмісту вуглецю (0,07-0,08 %) (0,040-0,050 %) та кольорових металів (0,30 %), а також кисню та неметалевих включень.

Застосування безперервного розливання сталі для отримання сортової заготовки істотно скоригувало деякі вимоги до якості сталі. Насамперед, це стосується вмісту сірки. З практики безперервного розливання сталі добре відомо, що з головних причин проривів і тріщин є низьке відношення Mn/S. Прийнято вважати, що це відношення має бути щонайменше на рівні 25-30. Однак багато підприємств для МБЛЗ з високими швидкостями лиття це відношення підтримують на рівні 35-40 і більше, що фактично відповідає обмеженню вмісту сірки в сталі нижче 0,02%.

Також певна специфіка має місце і для регламентування вмісту кисню і оксидних включень у сталі. Основним фактором є технологія розливання металу через стакан-дозатор малого (12-18 мм) діаметра, який може заростати в ході розливання внаслідок осадження на поверхні оксидів алюмінію. У зв'язку з цим його вміст у металі, що розливається в заготовці малих перерізів, не повинен перевищувати 0,007%. Тому на практиці часто застосовують дифузійне розкислення на установці «ківш-піч». При цьому вміст активного кисню вдається зменшити до 30-40 ppm.

Добре відомі технологічні прийоми, що дозволяють значно знизити кількість неметалевих включень сталі: за рахунок запобігання вторинного окислення; обробкою кальцієм для зміни морфології включень, що забезпечує повне видалення оксидів; шляхом виключення операцій пропалювання киснем сталевипускних каналів за рахунок застосування високоякісних засипок, а також застосування основних вогнетривких матеріалів.

Розроблені на сьогоднішній день численні варіанти техніки та технології позапічної обробки сталі масового сортаменту зводяться до наступного:

1. Екстракційне рафінування металу шлаковими сумішами.
2. Компенсація теплових втрат рідкої сталі в ковші та витрат на формування рафінувального шлаку.
3. Перемішування для прискорення тепло- та масообмінних процесів у сталерозливному ковші.
4. Розкислення, легування, науглерожування та обробка різними реагентами, що вводяться в метал.

Основним напрямом розвитку позапічної обробки є застосування комплексних технологічних агрегатів, що дозволяють чергувати та поєднувати різноманітні технологічні прийоми без витрат на поопераційне переміщення сталерозливного ковша. Найбільш універсальним агрегатом такого типу, який при виробництві сталі масового сортаменту реалізує в єдиному циклі всі необхідні технологічні операції, є установка «ковш-піч».

Можна виділити три основні моменти, які зумовлюють підхід до виробництва металу масового сортаментів на етапі ковшової обробки:

- досягнення стабільної якості рідкої сталі, рівень якої часто визначається технологічними вимогами;
- забезпечення технологічності роботи МБЛЗ, включаючи швидкість розливання, серійність, а також якість поверхні та внутрішньої структури безперервнолитого зливка;

- оптимізація технології подальшої термомеханічної обробки заготовки для отримання заданих властивостей виробів при мінімізації матеріальних, енергетичних і тимчасових витрат для технологічного ланцюжка в цілому.

При виробництві тієї чи іншої групи марок сталі постає завдання досягнення необхідного рівня споживчих властивостей металопродукції, які досягаються, в першу чергу, високим ступенем рафінування металу в ковші. Так при виплавці легованих спеціальних марок сталі (шарико-підшипникової, трубної, для автолиста і жерсті, виробництва металокорду, залізничних коліс) рівень кондицій рідкого металу в ковші в багатьох випадках визначається, перш за все, вимогами до службових властивостей виробів.

Отримання оптимального хімічного складу готового металу здебільшого вимагає забезпечення особливо низького вмісту шкідливих домішок:

- кисню (менше 15 ppm, наприклад, для легованих марок сталі з особливо низьким вмістом кисню);
- сірки (зазвичай, нижче 0,010 %, а для деяких марок сталі, наприклад, трубної X60 - нижче 0,003 %);
- газів: водню (для флокеночутливих - нижче 2 ppm) і азоту (зазвичай, нижче 70-80 ppm для електросталі і 40 ppm для конвертерної сталі);
- вуглецю (нижче 0,003% для марок сталі з ультранизьким вмістом вуглецю).

Крім того, до металопродукції пред'являються високі вимоги щодо макро- та мікронеоднорідності внутрішньої структури готових виробів та заготовок.

На якість поверхні та внутрішньої структури зливка і, як наслідок, готової продукції, істотно впливає кількість кисню, розчиненого в рідкій сталі. Якщо на момент початку кристалізації сталі вміст кисню перевищує максимальну його розчинність у твердому металі, надмірна кількість кисню може виділятися з пересиченого розчину у вигляді газообразного оксиду вуглецю і неметалевих включень.

Якість сталі визначається якісним і кількісним складом неметалевих включень. На підставі досліджень [1 - 4] екзогенні включення, що являють собою частинки забруднень, що були в шихті і не видалені з металу в процесі плавки, частинки шлаку, що залишився в металі, частинки вогнетривкого футерування печі, ковша, жолоба, досить повно видаляються з рідкої сталі, а основна маса неметалевих включень, що зустрічаються в твердій сталі, належить до класу ендогенних, що утворюються в результаті складних фізико-хімічних процесів в рідкому і твердому металі.

Запропоновано наступну класифікацію ендогенних включень:

- передкристалізаційні - первинні, що утворюються при розкисненні сталі, і вторинні, що утворюються при охолодженні рідкого металу до температури, відповідної лінії ліквідусу;

- кристалізаційні - третинні, що утворюються в твердіючій сталі в температурному інтервалі між лініями ліквідуса і солідуса;

- післякристалізаційні - четвертинні, що утворюються в твердіючій сталі при охолодженні металу до кімнатної температури.

Утворення та формування включень ендогенного характеру безпосередньо пов'язане з розкисненням сталі (процес перекладу розчиненого в металі кисню в нерозчинне в металі з'єднання і подальше видалення останнього з металу).

Термодинамічні характеристики розкислення досить добре вивчені та викладені у роботах авторів [5, 6].

Осаджуюче розкислення полягає в тому, що основна кількість розчиненого в сталі кисню переводять у нерозчинні оксиди елементів-розкислювачів, які різними способами вводять безпосередньо в рідкий метал. Цей спосіб розкислення поширений, головним чином, завдяки простоті його реалізації. Основним його недоліком є те, що потрібен значний час і організація спеціального режиму перемішування металу для видалення неметалевих включень, що утворилися.

Загальноновизнано, що процес осаджуючого розкислення сталі проходить через такі етапи: плавлення та розчинення розкислювачів у металі; акт хімічної взаємодії кисню, розчиненого в металі, із введеними в нього розкислювачами; утворення продуктів розкислення - зародків нової фази обсягом рідкого металу; зростання зародків, що утворилися - продуктів розкислення (їх коалесценція і коагуляція); видалення за рахунок спливання та перехід включень з металу в шлакову фазу.

Для отримання сталі високої чистоти при осаджуючому розкисленні необхідно забезпечити достатню повноту видалення неметалевих включень з металу та асиміляції їх шлаком. Відомо, що сильний вплив на швидкість випливання неметалевих включень у сталі надає розмір частинок. Разом з тим, практика позапічної обробки показала, що, незважаючи на відносно малий розмір продуктів розкислення, наприклад, алюмінію, його оксиди досить швидко залишають рідкий метал.

Як зазначається [7], видалення продуктів розкислення при введенні в метал сплавів силікокальцію та силікомарганцю, а також кремнію відбувається вкрай повільно. У цих випадках зниження сумарної концентрації кисню в сталі порівняно невелике і сильно залежить від тривалості витримки металу в ковші. Силікатні включення, навіть якщо вони мають великі розміри, погано видаляються з розплаву, тому для виробництва сталі високої чистоти необхідно прагнути до того, щоб їх утворення в розплаві було значною мірою подавлене. Для цього на момент введення кремнію необхідно мати низький вміст кисню в сталі.

При додаванні кремнію та алюмінію в сталь рекомендується спочатку вводити в достатній кількості алюміній, щоб зв'язати та видалити більшу частину кисню і лише потім присаджувати кремній. В результаті високої швидкості видалення включень глинозему їх вміст у сталі після розкислення не залежить від вихідної концентрації кисню, а якщо вона велика, то це сприяє утворенню великих включень, які видаляються особливо швидко. В

іншому випадку, залежно від вихідної кількості кисню, утворюються більш менш грубі алюмосилікати, які повільніше видаляються з рідкої сталі.

Результати промислових експериментів показують, що при розкисненні сталі алюмінієм у ковші вміст кисню до кінця випуску плавки в результаті швидкого впливання глиноземистих включень досягає 15% від початкового. Процес видалення силікатних включень більш тривалий, і при розкисненні сталі кремнієм відбувається зниження вихідного вмісту кисню в кращому випадку на 50% і, як правило, при вищій кінцевій його концентрації.

У разі дифузійного розкиснення метал витримують під рідкорухливим розкисленим шлаком. При цьому в міру наближення системи до стану термодинамічної рівноваги концентрація кисню в сталі зменшується, наближаючись до рівноважної зі шлаком. Цей процес протікає за рахунок дифузії кисню з металу в шлак.

Розкислювальна здатність шлаку по відношенню до металу визначається наступними основними факторами: активністю оксидів заліза в шлаку; хімічним складом шлаку; температурою, що визначає величину коефіцієнта розподілу кисню між шлаком та металом; фактичним вмістом кисню у сталі.

Величина активності оксидів заліза в шлаку при незмінній його концентрації може змінюватися в широких межах залежно від вмісту в шлаку основних та кислотних оксидів. При підвищенні температури величина коефіцієнта розподілу кисню між шлаком та металом зменшується. Тому підвищення температури призводить за інших рівних умов до зростання окислювальної здатності шлаку.

У загальному випадку процес дифузійного рафінування металу складається з наступних етапів: масоперенос домішок всередині розплаву металу; адсорбційно-кінетична ланка, що має місце на поверхні контакту металу та видобувної фази; масоперенос домішки, яка вилучається, в шлаку.

При зменшенні концентрації оксиду заліза в шлаку можна досягти досить низької рівноважної концентрації розчиненого в сталі кисню. Розрахунки показують, що за температури системи 1560 °C рафінувальний

шлак складу $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-CaP}_2$ із вмістом оксиду заліза менше 1,5 % забезпечує рівноважний вміст кисню в металі нижче 0,002 %.

Перевага дифузійного розкислення перед осаджуючим полягає в тому, що продукти розкислення не забруднюють метал. Однак реалізація такого способу вимагає додаткової витрати шлакоутворюючих матеріалів, енергії і призводить до істотного збільшення тривалості рафінування сталі.

Вплив сірки на якість сталі.

Наявність сірки в металі сприяє утворенню легкоплавкої евтектики FeO-FeS (температура плавлення 988°C), яка при наявності кисню (утворення оксисульфідів) плавиться при ще більш низьких температурах.

Сульфіди негативно впливають на холодостійкість сталі. Зі збільшенням вмісту сірки підвищується поріг холодноламкості і знижується ударна в'язкість при низьких температурах. Особливо це проявляється зі збільшенням вмісту сірки до 0,002-0,003 % і більше, тобто коли цей вміст стає вищим за межу розчинності в твердій сталі. Підвищення вмісту сірки сталі на 0,01 % в діапазоні 0,002-0,005 % викликає зниження ударної в'язкості при знижених температурах на 20-30 %.

Міжзернисті прошарки (зазвичай на мікрошліфі вони виглядають у вигляді ниток) фази, багаті сіркою, при нагріванні металу перед прокаткою або куванням розм'якшуються і сталь втрачає свої властивості, відбувається руйнування металу (червоноламкість). Червоноламкість особливо сильно проявляється в литій сталі, так як сульфіди і оксисульфіди в цьому випадку накопичуються за межами первинних зерен; якщо сталь хоча б одноразово піддавалася гарячій деформації, то внаслідок подрібнення зерна та утворення при деформації нових зерен червоноламкість проявляється значно меншою мірою. Однак і в цьому випадку прагнуть отримати в сталі мінімум сірки, тому що шкідливий вплив сірки на механічні властивості (зокрема на величину ударної в'язкості) помітно, особливо в напрямку поперек осі прокатки або кування.

Підвищення загальної чистоти сталі та отримання сприятливої форми сульфідних включень суттєво покращують службові характеристики металу.

Для проведення процесу глибокої десульфурації металу в ході позапічної обробки застосовується рафінувальний шлак з низьким окисним потенціалом на основі $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-CaF}_2$. Відомо, що перебігу реакцій десульфурації шлаковими сумішами сприяють: підвищення температури розплаву, що сприяє прискоренню асиміляції вапна шлаковим розплавом і забезпечує необхідну в'язкість і рідкоплинність останнього; збільшення основності шлаку; зниження до мінімального рівня активності розчиненого в металі кисню та вмісту оксидів заліза в шлаку, що контактує з металом.

Шлак, застосовуваний для рафінування металу, являє собою сплав оксидів системи $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2\text{-MgO-CaF}_2$. В якості загальних рекомендацій можна запропонувати підтримувати наступний склад шлаку:

CaO	50-60%
MgO	6,0-8,0%
Al ₂ O ₃	15,0-25,0%
SiO ₂	5,0-25,0%
FeO+MnO	<0,5-1,0%

Для отримання рідкоплинного шлаку при температурі 1550-1600 °С сума згущуючих компонентів $\text{CaO+MgO+MnO+Cr}_2\text{O}_3$, повинна бути менше 65 %. Як правило, в рафінувальному шлаку ця величина перевищує зазначену межу, тому передбачається присадка плавикового шпату в кількості 7-15% від маси вапна.

Вміст MgO в шлаку потрібно підтримувати в межах не більше 6-8 %, тому що зниження його вмісту в шлаку, що наводиться, позначається на посиленні ерозії футеровки шлакового пояса, а збільшення - різко знижує рідкоплинність шлаку.

Завдання зниження вмісту та отримання найбільш сприятливої форми сульфідів може бути вирішене шляхом зменшення концентрації сірки в

металі. Тому велика увага приділяється розробці технологій виробництва сталі з наднизькою концентрацією сірки, у тому числі відомі технології виробництва різних марок сталі, що містить менше 0,0005% S. А також регулювання окисленості металу, наприклад, застосування технології ВУР (розкислення вуглецем у вакуумі) [18, 19].

Вміст газів у сталі.

Загальноприйнято, що якщо у високоміцної сталі концентрація водню перевищує 2 ppm, то у виробі або заготівлі може відбуватися уповільнене утворення тріщин і навіть руйнування від залишкових напруг після закалки. Мимовільні руйнування без зовнішнього навантаження (флокени) можуть виявлятися в литій сталі, а частіше - у прокаті чи поковках. Встановлено, що досягнення безпечного рівня вмісту водню в сталі (менше 2 ppm) досить швидко досягається в ході вакуумування розплаву і дозволяє скоротити або навіть усунути дорогавартісну протифлокенову обробку.

Зниження концентрації азоту в сталі в ході позапічної обробки також досягається вакуумуванням. При цьому необхідно відзначити, що сучасна вакуумна технологія малоефективна при обробці сталі з вмістом азоту нижче 0,005% і практично неефективна в умовах масового виробництва за необхідності зниження азоту нижче 0,003%.

Зростає попит на ринку металу на марки сталі із вмістом вуглецю менш 0,003 %.

Як показує практика роботи низки металургійних підприємств, отримання сталі з ультранизьким вмістом вуглецю шляхом звичайного вакуумування часто неможливо через нестабільний вміст кисню в низьковуглецевому напівпродукті. Тому для отримання гарантованої якості сталі з низьким і ультранизьким вмістом вуглецю застосовують вакуумну обробку, а недолік власного кисню, розчиненого в сталі, компенсують за рахунок введення його в розплав через фурму, що охолоджується.

Неметалеві включення в сталі.

Відомо, що якість сталі значною мірою залежить від вмісту, форми, розміру та розподілу в ній неметалевих включень. Впровадження в сталеплавильну практику ефективних технологічних прийомів десульфурації забезпечує отримання сталі з вмістом сірки на рівні 0,003%, що значною мірою знижує негативний вплив сульфідних неметалевих включень на властивості металу. Разом з тим, як наслідок глибокої десульфурації, суттєво підвищується вплив кисню, який пов'язаний у оксидні та окисульфідні неметалеві включення на якісні показники металу.

Досить часто експлуатаційні властивості сталі визначаються ступенем відмінності фізичних властивостей неметалевих включень (твердість, міцність, коефіцієнт термічного розширення) з металічною матрицею. Істотне значення має і те, що сталь є гетерогенним матеріалом, компоненти якого у формі оксидів, сульфідів, нітридів входять до складу складних, та часто і багатофазних неметалевих включень.

Неметалеві включення по деформованості ділять на три класи: глобулі, що не деформуються (наприклад, SiO_2); недеформовані оксиди, що подрібнюються в рядки (корунд Al_2O_3); алюмінати кальцію $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3$; шпинелі $\text{MnO-Al}_2\text{O}_3$; пластичні сульфіди та силікати.

Силікати (SiO_2xCaO , SiO_2xFeO , SiO_2xMnO) при низьких температурах крихкі, при високих - пластичні. Температура їх розм'якшення залежить від складу: знижується зі зростанням вмісту в них марганцю і зростає – зі збільшенням концентрації заліза чи кальцію. Інтервал температур, в якому змінюється їх деформованість, лежить в області гарячої прокатки. Тому від незначних на перший погляд особливостей ведення плавки і розкислення залежить, чи будуть деформуватися силікати під час прокатки даної плавки чи ні.

Найбільш небезпечними з погляду руйнування металу є тверді та гострокутні включення зерен корунду. Небезпечні також великі включення: рядки алюмінатів та алюмосилікати розміром від 100 до 300 мкм. Від

виникнення рядків алюмінатів можна захиститися вакуумним розкисленням або заміною розкислювача.

1.2. Модифікування та легування сталі

Основні шляхи підвищення міцних і експлуатаційних характеристик металовиробів пов'язані з глибоким і ефективним впливом на структуру металу, що кристалізується шляхом позапічної обробки розплаву рафінуючими і модифікуючими присадками. Можна стверджувати, що позапічна обробка сталі і чавуну хімічно активними металами є невід'ємною частиною сучасних технологій виготовлення якісних і конкурентоспроможних виробів. При цьому стабільність, ефективність, економічність та екологічна безпека технологій рафінування та модифікування при такій обробці залежать головним чином від якісних характеристик матеріалів, що застосовуються для цих цілей.

Відмінною та чудовою властивістю хімічно активних металів (ХАМ) є те, що вони, володіючи високою хімічною спорідненістю до кисню, вуглецю, сірки та азоту, при введенні в рідку сталь у незначних кількостях, як правило, в межах 0,005-0,05 %, мають дуже суттєвий вплив на кількість, сульфідів, карбідів, нітридів та мікроструктуру металу. Ефект впливу ХАМ може бути настільки значним, що призводить до помітного поліпшення механічних властивостей рейкової сталі, підвищення чистоти оксидних і сульфідних включень, зміни форми включень і, як наслідок, до підвищення експлуатаційної надійності та стійкості рейок. Тому не випадково, що в останні два десятиліття високими темпами розширювалося застосування комплексних сплавів, що містять ХАМ.

Ефект, близький до впливу ХАМ, можна досягти і при введенні менш активних елементів, наприклад, хрому, молібдену та ін, але для цього необхідно їх введення в кількостях більше 0,1%, тобто. легування сталі.

Однак процеси легування не завжди можуть виявитися економічно виправданими.

Для цілеспрямованого використання ХАМ, тобто для поліпшення певних властивостей і характеристик сталі, важливо знати функціональну роль, яку вони виконують у металі. Це необхідно для науково обґрунтованого підходу до вибору складів комплексних сплавів, визначення їх витрати, часу і послідовності введення розкислювачів, модифікаторів і мікролегуючих елементів в сталь. Теоретичний прогноз поведінки ХАМ є досить складним і багато в чому невирішеним завданням, оскільки зазначені процеси протікають часто одночасно і важко виявити ефект кожного технологічного прийому. Більше того, один і той же елемент в залежності від конкретних умов може проявляти багатфункціональний вплив - розкислюючий, модифікуючий і мікролегуючий.

У сталі, що містить ванадій, титан або ніобій, як після прокатки, так і після термозміцнення виявлені дрібнодисперсні виділення, відповідно, карбонітридів ванадію, нітридів титану і карбонітридів ніобію, що розташовуються в прошарках фериту в тонкопластинчастому перліті. Було виявлено, що нітриди титану і карбонітриди ніобію виділяються не тільки в дисперсному вигляді, але і у вигляді досить великих частинок з розміром у кілька мікрон, що спостерігаються в оптичний мікроскоп. Це вказує на різний час та різну температуру виділення відповідних частинок.

У сталі, розкисленої цирконієвмісними сплавами, карбонітридні фази цирконію не виявлені. Причиною цього є більш висока спорідненість цирконію до кисню, ніж до вуглецю та азоту, внаслідок чого при введенні його в недостатньо розкислену сталь цирконій утворював лише оксидні включення.

У сталі після прокатки помітно проявляється вплив ванадію і титану на міжпластинкову відстань перліту: вона становить 0,15-0,16 мкм, тоді як у інших сталях - 0,18-0,20 мкм. Цей факт пояснюється зниженням температури перлітного перетворення при розчиненні ванадію та титану в аустеніті.

Ніобій і цирконій, повністю пов'язані, відповідно, в карбонітриди і оксиди, не вплинули на кінетику перетворення аустеніту.

Найменша схильність до зростання аустенітного зерна до 1050 °С має місце у сталей з ванадієм і алюмінієм, які містять достатню кількість карбонітридних фаз, що перешкоджають зростанню зерна. Для цих сталей після прокатки характерна найменша величина колоній перліту (8,0-8,6 мкм проти 10-12 мкм в інших сталей). У зв'язку з тим, що температура нагрівання рейок під закалку відносно невелика, розміри зерна аустеніту і колоній перліту в термозміцнених рейках практично не залежать від введення добавок ХАМ і становлять відповідно 19-20 мкм і 6-7 мкм при різних варіантах мікролегування.

Як зазначалося, хімічно активні метали (ХАМ) (Ba, Ca, Mg, Al, Ti, Zr) багатофункціонально впливають на сталь. Ефекти, що викликаються ними, залежать як від введеної кількості, так і від активності (концентрації) розчиненого кисню. При введенні елементів у складі комплексних сплавів важко теоретично оцінити зменшення активності кисню, тому за проявом інтегрального ефекту, що досягається, доводиться судити за фактично досягнутим результатом. Цей ефект залежить від вихідного складу сталі, вмісту в ній інших елементів, що розкислюють, зокрема С, Si, Mn, і може бути різним.

Якщо кількість введеного елемента з високою спорідненістю до кисню менше, ніж необхідно для зв'язування кисню, розчиненого в рідкій сталі, то він надає тільки розкислювальну дію.

Якщо його кількість вище необхідного для зв'язування кисню, то елемент буде проявляти не тільки розкислювальну, але і модифікуючу дію, впливаючи на неметалеві включення і мікробудування рідкої сталі, а, отже, і дисперсність фаз, що виділяються.

Якщо введений елемент має високу спорідненість до азоту і углероду, то він може надавати одночасно і мікролегуєчу дію.

Зазначені загальні моменти важливі з практичного погляду, тому що вони вказують на те, що при виплавці навіть однієї марки сталі послідовність операцій розкислення може вплинути на ефект функціонального впливу елемента, що вводиться.

Одним з перспективних елементів для легування та мікролегування сталі є азот. Кількість марок сталі з регламентованим вмістом азоту постійно зростає. У сталі азот знаходиться у стані твердого розчину і в неметалевій фазі. Присутність азоту в твердому розчині підвищує його характеристики міцності. Сталь з карбонітридним зміцненням, наприклад 16Г2АФ, має максимальну міцність і пластичність в порівнянні з іншими ферритно-перлітними сталями. При заміні в будівельних конструкціях вуглецевої та низьколегованих сталей на сталь з карбонітридним зміцненням економія металу досягає приблизно 30% [20].

Мікролегування ливарних сталей 15 Л-55 Л до 0,30 % [N] при вмісті до 0,15 % V призводить до збільшення кількості карбонітридів і подрібнення зерна, а внаслідок додаткового виділення нітридної фази - до дисперсійного зміцнення, в результаті чого збільшується міцність металу виливків, його зносостійкість і ударна в'язкість.

Азот як замітник нікелю широко використовується в аустенітних корозійностійких сталях, так як є приблизно в 20 разів сильнішим аустенітоутворюючим елементом, ніж нікель.

Введення від 0,15 до 0,20% N в швидкорізальну сталь марки Р6М5 дозволяє підвищити стійкість ріжучого інструменту від 30 до 40%.

Легування рідкої сталі газоподібним азотом при атмосферному тиску неодноразово випробували у промисловому масштабі.

Поряд з поліпшенням однорідності металу за хімічним складом і температурою в об'ємі ковша продування сталі азотом призводить до зниження забрудненості низьколегованого і вуглецевого спокійного металу неметалевими включеннями і вмісту в ньому кисню від 10 до 15%.

Продування сталей 60С2 і 40Х азотом покращує розливість металу внаслідок усереднення температури і хімічного складу розплаву і зниження вмісту в ньому неметалевих включень, що скорочує тривалість розливання плавок цих сталей на 15%.

Вплив азоту на технологічність сталі при гарячому переділі (кування, прокатці) визначається його впливом на міцність і пластичність при підвищених температурах. При вмісті азоту, що відповідає «нормальній» межі його розчинності в сталі, погіршення технологічності сталі при легуванні її азотом не виявлено. Для покращення пластичності азотовмісних аустенітних та аустеніто-феритних сталей передбачається зниження вмісту сірки, фосфору або модифікування структури рідкоземельними металами (РЗМ) або кальцієм поза зв'язком з рівнем вмісту в сталі азоту. Задовільна технологічна пластичність сталей, що містять від 0,10 до 0,30 % азоту, забезпечується низьким вмістом сірки (менше 0,006 %), фосфору (менше 0,02 %) при одночасному модифікуванні сталі кальцієм, цирконієм, алюмінієм, титаном, бором та ін. Показано, що в аустенітній сталі типу 03Х18Н13 навіть за 0,001 % сірки при підвищенні вмісту азоту понад 0,1 % пластичність сталі знижується. Більш докладне дослідження впливу азоту на технологічну пластичність, виконане на аустенітоферитній сталі при 0,009, 0,11, 0,218 % азоту, показало, що пластичність залежить від температури попереднього нагріву та вмісту азоту, найбільше зниження пластичності спостерігається зі зростанням вмісту азоту при температурі нижче 1000 °С.

Зміцнюючий вплив азоту досить добре відомий. Він проявляється після закалки на твердий розчин, а також після отпуску закаленого або холоднодеформованого металу в широкому інтервалі температур.

У зразках, закалених від високих температур, що забезпечують переведення і збереження азоту в твердому розчині, зі збільшенням вмісту азоту одночасно збільшується міцність і пластичність сталі. При одному й тому ж ступені холодної пластичної деформації зміцнення тим вище, чим вище вміст азоту за практично незмінного подовження. Старіння при 600 °С

холоднодеформованої сталі ще більше зміцнює сталь, але пластичність при цьому зменшується. Слід зазначити, що приріст межі плинності в закаленому стані зі збільшенням вмісту азоту від 0,3 до 0,7 % вбирається у 100 Н/мм^2 , а після холодної пластичної деформації становить щонайменше 200 Н/мм^2 , тобто зміцнюючий вплив азоту в останньому випадку більш ефективний.

Азотовмісні сталі перспективні до створення немагнітних криогенних установок, оскільки відбувається інтенсивне їх зміцнення азотом при мінус $196 \text{ }^\circ\text{C}$ та мінус $269 \text{ }^\circ\text{C}$ при слабкому зменшенні ударної в'язкості. Таким чином, в аустенітних та аустенітноферитних сталях азот, зміцнюючи сталь, сприяє розширенню області її застосування та зниження матеріаломісткості виробів з цих сталей.

Нині найбільш перспективні розробки азотовмісних сталей створюються з урахуванням сталей, що містять трохи більше 0,03 % вуглецю і не стабілізованих титаном чи ніобієм.

Азот, як правило, вводиться в кількості, що відповідає нормальній розчинності при атмосферному тиску, а інші легуючі елементи забезпечують після закалки збереження азоту в твердому розчині для отримання максимальної корозійної стійкості.

При легуванні металу газоподібним азотом можна з більш високою точністю, ніж при інших способах, прогнозувати та отримувати заданий вміст азоту в металі. Для цього необхідно знати кінетичні характеристики процесу (константи поверхневої реакції та масопереносу) як функції від умов його проведення та складу металу [22].

В даний час для розкислення сталі найбільш широко використовують алюміній. При високих залишкових концентраціях алюмінію хімічний склад оксидних включень у сталі наближається до чистого глинозему, що часто є небажаним як з точки зору технологічних, так і споживчих властивостей металу. Тому під час позапічної обробки зазвичай проводять технологічні заходи, спрямовані на зміни природи неметалевих включень [21].

В даний час для модифікування неметалевих включень в розкисленій алюмінієм сталі частіше за інших застосовується обробка розплаву кальцієм. Кальцій розчиняється в оброблюваному металі і, володіючи високою хімічною активністю по відношенню до кисню, частково замінює алюміній у складі оксидних включень. При досить високій концентрації розчиненого кальцію оксидні неметалеві включення в сталі представлені, головним чином, алюмінатами кальцію різного складу.

Вважається оптимальним, якщо в результаті модифікування оксидні неметалеві включення в сталі представлені багатими оксидом кальцію алюмінатами складу $\text{CaO}_x\text{2Al}_2\text{O}_3\text{xCaO}_x\text{Al}_2\text{O}_3$ або фазами з більш високим вмістом оксиду кальцію. Температура плавлення цих сполук нижче температури позапічної обробки сталі і розливу, тому в розплаві алюмінати кальцію зазначеного складу знаходяться в рідкому стані і мають форму, близьку до глобулярної. У затверділій сталі сприятлива форма неметалевих включень зберігається. Крім того, при гарячій пластичній деформації металу включення такого складу в мінімальній мірі схильні до зміни форми і розмірів, що позитивно відбивається на механічних та експлуатаційних показниках.

Дуже перспективним для зниження кількості оксидів у сталі є її вакуумування в нерозкисленному стані, щоб використовувати реакцію окислення вуглецю зниження вмісту водню, азоту і кисню. Широко відомо, що сталь, розкислена вуглецем під вакуумом, менше забруднена оксидними включеннями, ніж сталь, яка до вакуумної обробки була розкислена кремнієм. У цій же сталі менше виражені мікро-і макролікваційні процеси.

Дійсно, меншої забрудненості сталі оксидними включеннями при її розкисленні вуглецем під вакуумом сприяє те, що видалення кисню за рахунок взаємодії з вуглецем дозволяє уникнути утворення деякої кількості включень при наступному розкисленні феросплавами. Тому при введенні кремнію в сталь після вакуумвуглецевого розкислення первинні ендогенні включення, як правило, не утворюються. Такий спосіб обробки дозволяє

виробляти сталь, вільну від великих оксидних включень та їх локальних скупчень.

Сталь, розкислена вуглецем під вакуумом, має більш високі механічні властивості при їх меншому розкиданні на поздовжніх і поперечних зразках. Встановлено також, що в сталі, розкисленою вуглецем під вакуумом, сульфіди мають сприятливу будову.

Практика прямого легування сталі

У сучасній металургії велика увага приділяється проблемі зниження витрати розкислювачів і легуючих добавок шляхом розробки раціональних способів їх введення в сталь з одночасним поліпшенням її якості, а також підвищення наскрізного коефіцієнта використання лігатури за рахунок зниження кількості переділів. Одним із шляхів вирішення цієї проблеми є відновлення легуючого елемента при обробці сталі оксидними матеріалами, що містять легуючий елемент, в печі або ковші.

Значний інтерес представляють суміші, в яких використовуються руди або концентрати. В останні роки дослідження в цьому напрямку значно розширилися [13, 14, та ін].

Руди і концентрати є багатоконпонентними системами. При застосуванні їх ускладнюється механізм плавлення та вилучення легуючих. Для прискорення розплавлення та відновлення металів оксидні матеріали повинні мати температуру плавлення нижче температури плавлення сталі.

Проведено пряме легування сталі X18H9T титаном. Алюмінотермічна суміш складалася з обпаленого ільменітового концентрату, алюмінієвого порошку та вапна. Титан вводили до сталі до 0,5 %. Засвоєння його сталлю становило 57 %, що у півтора разу вище наскрізного вилучення титану при плавці ферротитана і введення твердого сплаву в сталь.

Використання алюмінієвих брикетів, що складаються з шеелітового концентрату та алюмінієвого порошку, для легування сталі вольфрамом, підвищує вилучення вольфраму до 98% [7]. Легування сталі і чавуну ванадієм з використанням екзотермічної суміші, в яку входить ванадієвий

шлак, алюміній, кремній, кальцій, забезпечує засвоєння металом не менше 92% ванадію, що міститься в шлаку [15].

Хороші результати отримані при прямому легуванні сталі ніобієм. Засвоєння ніобію становило понад 90%.

Найбільше значення для виробництва мають дослідження щодо використання оксидних матеріалів для легування сталі масового призначення хромом, марганцем, ванадієм, які проведені в США, Японії [19, 20, 21].

Найбільш просто цей спосіб прямого легування здійснюється шляхом присадки агломерату або багаті марганцевої руди в піч або ківш, її розплавлення та обробки відновником (алюмінієм, кремнієм, коксом) [26, 27]. Використання спеченої марганцевої руди при безшлаковій продувці в кисневому конвертері дозволило збільшити кількість марганцю, що відновлюється.

Пряме легування сталі з використанням марганцевої руди було вперше застосовано в мартенівських печах, проте витяг марганцю був незначним і становив не більше 30 %.

Відомо, що Японія є однією з основних країн - споживачів марганцевих сплавів, а також марганцевої сировини (1,0-1,5 млн т щорічно). Незважаючи на те, що рівень виробництва в Японії в порівнянні з країнами Європи дозволяє мати найнижчу питому витрату марганцю при виплавці сталі (3,5 кг/т), зусилля фахівців були спрямовані на оцінку перспективності застосування оксидних матеріалів для легування сталі. Нині у Японії близько 50 % марганцю вводять у сталь не у вигляді марганцевих сплавів, а у вигляді марганцевої руди [28]. Легування металу марганцевими рудами проводилося у конвертері з інтенсивним перемішуванням ванни [29, 30] при верхній і нижній продувці. Хімічний склад марганцевої руди: Mn-34,26%; Fe-5,24%; SiO₂-5,23%; CaO-16,89%; MgO-3,02%; P-0,019%; S-0,068%. Більшість марганцю міститься у руді як оксиду Mn₂O₃. При питомій витраті марганцевої руди 7-15 кг/т при верхній і нижній продуванні знижена витрата марганцю в порівнянні з іншими способами плавки. При вмісті вуглецю 0,02-

0,05% вихід марганцю становить 45-60%. З 1982 р. визначення витрати марганцю при виплавці сталі у Японії виробляється з урахуванням застосування марганцевої руди [27].

Японськими металургами був розроблений оптимальний рафінувальний процес - Simple Refining Process [31, 32], при якому підбір дутьових режимів в конвертері дозволяє отримати витяг марганцю до 80%, а при виплавці корозійностійких марок сталі в конвертері відновлюють хромом до 13-15% [33].

Вивчали киснево-конвертерний процес виплавки спокійної сталі з прямим легуванням марганцем з оксидних матеріалів, що містять марганець. Ковшове легування здійснювали концентратом другого сорту і марганцевою рудою без попередньої підготовки. Отримано наскрізне вилучення марганцю 95 % проти 60 % за звичайною технологією, чад відновника, зокрема алюмінію, не перевищував 5 %.

Науковці розробили технологію виплавки сталі в конвертерах з використанням марганцевого агломерату. Виконаний авторами робіт [34] термодинамічний аналіз показав можливість отримання марганцевмісних сплавів в агрегатах конвертерного типу. Наголошується [34], що для забезпечення техніко-економічної ефективності процесу необхідна додаткова оптимізація конструкції агрегату та застосовуваних дутьових пристроїв. Проведення оптимізації дутьових пристроїв дутьового і шлакового режимів ведення технології виплавки сталі з використанням марганцевого агломерату дозволило забезпечити економію чавуну на 4,9 кг/т при збільшенні виходу рідкої сталі на 0,3% і вмісту марганцю на першій підвалці на 0,052%.

Встановлено [28], що відновленню марганцю зі шлаку при конвертерному плавленні сприяють присадки коксу. Так, при додаванні коксу в кінці продування в кількості 2-3 кг/т вилучення марганцю збільшується на 5-10%. Кількість марганцевої руди значно впливає на ступінь відновлення марганцю при витраті її понад 10 кг/т.

Вивчення процесів прямого легування сталі марганцем у кисневих конвертерах показало, що витяг марганцю значною мірою визначається кількістю шлаку, його окисленістю і температурою у ванні печі.

Для прямого легування в ковші конвертерної сталі були використані різні оксидні матеріали: агломерат з різним вмістом марганцю ($Mn_{\text{общ.}}$ - 21,8 і 30 %), сирий концентрат ($Mn_{\text{общ.}}$ - 40,0 %), термооброблений концентрат ($Mn_{\text{общ.}}$ - 45. 40-44%), як відновник феросиліцій 65% і алюміній. При використанні термообробленого концентрату та шлаку від виробництва феромарганцю було отримано засвоєння марганцю відповідно 51,75% та 65,35% кремнію 25,27% та 34,98%.

Для прямого легування сталі в ковші застосовували марганцевий агломерат АМН-3 (40% Mn), витрата його становила 8,2 кг/т сталі. Результати дослідних плавок показали, що пряме легування сталі в ковші дозволяє зменшити витрату силікомарганцю на 3,2 кг/т, проте вимагатиме збільшення витрати феросиліція ФС65 на 1,7 кг/т і алюмінію на 0,91 кг/т. Використання марганцевого агломерату для легування сталі марганцем в ковші при виплавці сталі марок 25Г2С і 35ГС в конвертерах ємністю 160 і 320 т [35] показало, що вилучення марганцю з агломерату в сталь стабільне. З агломерату в сталь відновлювалося 0,092-0,099% марганцю при ступені його вилучення в середньому 82%, економія марганцевих ферросплавів склала 1,72 кг/т сталі. Збільшення витрати алюмінію до 0,5 кг/т. Крім цього зазначено, що з введенням агломерату в кількості 1 кг/т температура металу знижується на 5,3 °С.

Автори робіт [35, 36, 37] використовували марганцевмісні матеріали, у тому числі і відходи феросплавного виробництва. Досліджували якість сталі, виплавленої за технологією прямого легування марганцем при введенні марганцевмісних матеріалів в ківш.

При виплавці сталі в дугових електропечах спосіб прямого легування використовувався в різних технологічних варіантах [29, 30, 37], які, як

правило, розроблялися на невеликих обсягах дослідних даних, з розрахунку введення в сталь не більше 1% марганцю.

Авторами робіт [26, 29] зазначається, що при використанні рудних і шлакових легуючих матеріалів з температурою плавлення нижче температури рідкої сталі, відновлення легуючих металів відбувається зі значною швидкістю без утворення проміжних форм окислення сполук з нижчою валентністю. При використанні передільного марганцевого шлаку і хромової руди за технологією прямого легування сталі в ковші було проведено близько 50 плавів (понад 5000 т) сталі різних марок. Ступінь вилучення легуючих елементів склав близько 89% для хрому та 86% для марганцю.

Автор роботи [27] зазначає, що при прямому легуванні сталі в печі з використанням оксидних марганцевмісних матеріалів виявлена тенденція до зниження відношення $(Mn)/[Mn]$ і $(P)/[P]$ при однакових температурах, основності шлаку і вмісту заліза в шлаку в порівнянні з застосуванням феромарганцю. У роботі [29] відзначена рафінуюча здатність одержуваного при прямому легуванні шлаку.

З усього вищесказаного можна дійти невтішного висновку, що при прямому легуванні сталі вдається значно підвищити так званий наскрізний коефіцієнт використання легуючого елемента від руди до сталі. Як відомо, наскрізний коефіцієнт використання легуючого елемента низький і часто не перевищує 50%. Значною мірою це пояснюється тим, що на всіх переділах спостерігаються великі втрати легуючого елемента.

Значні втрати марганцю спостерігаються при плаві марганцевих сплавів. Так при плаві силікомарганцю витягується лише 72-73% марганцю [31]. Вилучення марганцю при плаві вуглецевого феромарганцю коливається не більше 70-75 %. За даними [31] останнім часом вилучення марганцю при плаві силікомарганцю і вуглецевого феромарганцю з урахуванням вилучення з шлаків корольків металу склало 82-83%. Вилучення марганцю при плаві середньовуглецевого феромарганцю

становить лише 68 %, та якщо з руди - 25-30 %. Ще більш низьке вилучення марганцю з руди спостерігається при плавці металічного марганцю. Великі також втрати марганцю при розкисленні сталі. Так, за даними [4], при розкисленні мартенівської сталі, низьковуглецевої спокійної сталі в результаті чаду втрачається від 27 до 56% марганцю. При розкисленні в ковші чад зменшується вдвічі і становить у середньому 19%, при розкисленні маловуглецевої сталі - 21%. Таким чином, наскрізний коефіцієнт використання марганцю коливається при розкисленні маловуглецевої сталі від 33% у печі до 43% у ковші. Більше засвоєння марганцю при застосуванні силікомарганцю для виплавки сталей в електропечах при завантаженні його в піч (88-90%) і в ківш без шлаку (95-100%). Але навіть при цьому наскрізний коефіцієнт використання марганцю не перевищує 60 %.

Таким чином, розвиток технології розливання сталі на МБЛЗ зумовило підвищення вимог до якості сталі. Процеси рафінування сталі в ковші, розроблені за останні десятиліття, доповнили сталеплавильне виробництво новими можливостями і розширили діапазон марочного складу сталі, який можна отримувати в умовах міні-заводів. Як правило, найкращі результати досягають у разі застосування агрегатів для комплексної позапічної обробки сталі типу ківш-піч, в яких, крім процесів рафінування сталі, забезпечується її доведення за хімічним складом і температурою.

2. ОСНОВНА ЧАСТИНА

2.1. Застосування природної та техногенної сировини при легуванні сталі в ковші

Розкислення і легування сталі марганцем і кремнієм здійснюється шляхом введення їх в ківш або піч. Ковшове розкислення дозволяє зменшити чад феросплавів, скоротити тривалість плавки і підвищити якість, в першу чергу, за рахунок зменшення рефосфорації. Розкислення конверторної сталі здійснюється лише у ковші.

Актуальність проблеми забезпечення марганцевими феросплавами на сьогодні характерна для багатьох металургійних підприємств і визначається низьким рівнем розвитку марганцевої рудної бази та відсутністю сучасних підприємств з видобутку та підготовки марганцевої сировини для її використання в сталеплавильному виробництві, високою ринковою вартістю марганцевих концентратів та феросплавів.

При використанні традиційних технологій виробництва марганцевих сплавів, розкисленні і легуванні ними сталі наскрізне вилучення марганцю не перевищує 50%.

Одним із шляхів скорочення енергоємності та матеріаломісткості виробництва, втрат легуючих елементів, поліпшення умов праці може бути створення та використання легуючих на основі оксидної сировини без виплавки феросплавів. Усі легуючі можуть бути відновлені з оксидів у печі чи ковші. Як відновник можуть бути використані алюміній, кремній, вуглець. Найбільш просто цей спосіб здійснюється шляхом присадки оксидної сировини в піч або ківш, його розплавлення та обробки відновником. Однак необхідно відзначити, що при введенні руди в піч відновлення супроводжується значними втратами відновників. При введенні холодної руди в ківш ростуть втрати тепла, результати обробки рудного розплаву

алюмінієм і кремнієм нестабільні, а метал, що отримується, вимагає усереднення шляхом продування нейтральним газом.

З цих причин застосування для обробки сталі в ковші непідготовлених матеріалів при її масовому виробництві неможливе. Питання підготовки сировини мають також низку невирішених проблем, зокрема, підготовка відновників пов'язана з досить дорогою операцією - дробленням, немає розроблених технологій брикетування або обгартування сировини.

Наявні в літературі відомості недостатні, щоб вважати склади сумішей оптимальними за фізико-хімічними властивостями для найбільш повного вилучення марганцю, також відсутній аналіз процесів, що протікають при розкисленні та легуванні сталі оксидними матеріалами, що містять марганець.

Виконано комплекс робіт з оптимізації технологічних та економічних параметрів підготовки до використання природної та техногенної марганцевмісної сировини при обробці сталі в ковші, досліджено якісні характеристики металу, що виплавляється з використанням цієї технології.

Як відновник у сумішах для обробки сталі в ковші розглянули можливість використання стандартних марок феросиліція і також сплавів системи Al-Mn-Si-Fe, Si-Fe-Mn.

Сплав системи Al-Mn-Si-Fe, як відомо [25], можна виробляти з бідних марганцевих руд безперервним рудотермічним процесом з використанням в якості відновника високозольного кам'яного вугілля при вилученні алюмінію, кремнію та марганцю на рівні 85-90 %, це значно перевищує вилучення марганцю при плавлі феромарганцю та силікомарганцю. Алюміній і кремній у цих сплавах значно дешевші за металевий алюміній і кремній, багатий феросиліцій. Крім того, цей сплав відрізняється низьким вмістом фосфору, що видаляється при розсипанні сплаву.

Експериментальні дослідження показали, що основними факторами, що впливають на показники відновлення оксидів марганцю з оксидної марганцевмісної сировини, є співвідношення витрати оксидного матеріалу і

сплаву-відновника, склад сплаву-відновника, а також склад і попередня підготовка марганцевих руд.

На рис. 2.1 і 2.2 як приклад представлені результати згоряння брикетів з різним співвідношенням, витрата руди/витрата сплаву-відновника (руда - чіатурський флотоконцентрат: 41,57% Mn, 12,18% SiO₂, 2,0% Fe і сплаву АМС, 3,6 6,22% Al). Склад отриманих металу та шлаку наведено в табл. 2.1.

З рис. 2.1 і 2.2 видно, що з одного боку збільшення цього співвідношення призводить до підвищення виходу металу, з іншого - до зниження вилучення марганцю, як загального, так і з концентрату. Високе вилучення марганцю лише на рівні 80-90 %, можливо отримати при оптимальному співвідношенні між витратою концентрату і металу АМС. Воно має бути трохи більше 0,6-0,8. При використанні як відновник стандартних марок феросиліція ФС45, ФС65, ФС75 це співвідношення має дорівнювати 1-1,2.

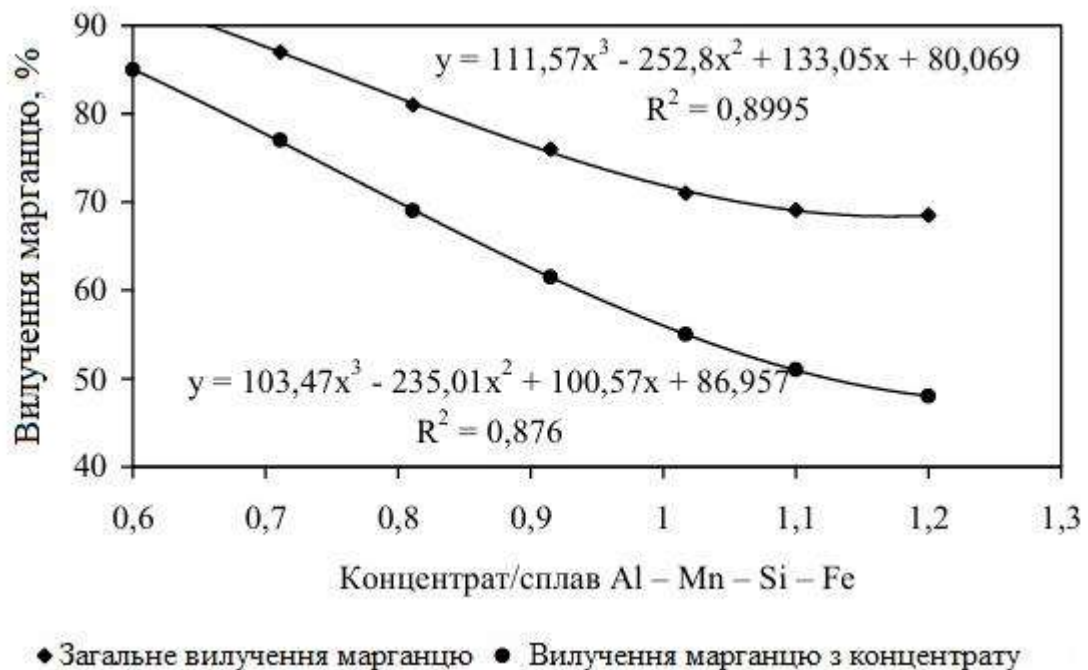


Рис. 2.1. Вплив відношення концентрат/сплав Al-Mn-Si-Fe на показники процесу

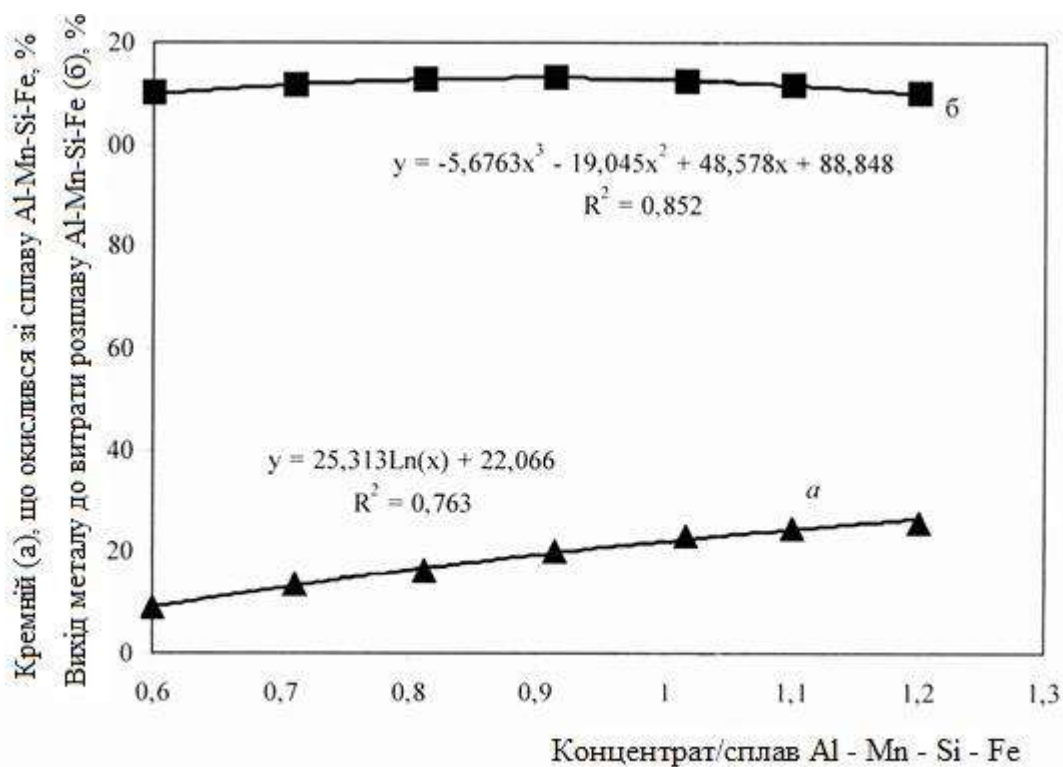


Рис. 2.2. Вплив відношення концентрат/сплав Al-Mn-Si-Fe на показники спікання

Таблиця 2.1

Хімічний склад металу та шлаку

Склад	Концентрат/сплав АМС				
	0,6	0,8	0,96	1,0	1,2
Сплав					
Mn	50,27	52,65	54,3	51,6	55,8
Si	19,62	17,3	16,9	15,9	14,55
Al	0,13	0,09	0,05	0,16	0,07
P	0,185	0,25	0,25	0,25	0,28
Шлак					
MnO	9,95	10,9	12,15	14,96	16,9
SiO ₂	30,57	35,49	35,49	38,05	37,27
Al ₂ O ₃	18,55	17,22	16,30	16,20	14,20
CaO	36,9	31,75	31,55	30,05	27,06

Вивчення впливу складу сплаву-відновника на показники спікання показало, що підвищення вмісту алюмінію в сплавах системи Al-Si-Mn-Fe призводить до зниження вилучення марганцю як загального, так і з руди, це пов'язано зі збільшенням кратності шлаку. Оптимальним є використання як відновник сплавів, що містять 5-7% Al, 25-30% Si, 25-30% Mn, інше залізо (табл. 2.2).

Таблиця 2.2

Вплив концентрації алюмінію у сплаві системи Al-Si-Mn-Fe на вилучення марганцю в сплав

Показник	Вміст Al в сплаві, %			
	6,93	9,19	8,98	14,1
Кількість дослідів	7	4	8	5
Склад брикетів, г				
Сплав-відновник	24	24	24	24
Концентрат (40,18 % Mn, 14,50 % SiO ₂ , 1,02 % Al ₂ O ₃ , 6,0 % CaO, 1,43 % MgO, 2,24 % Fe, 0,30 % P)	17,5	19,5	23	35
Вапно	2	2,8	1,6	1,6
CaF ₃	4	4	4	4
Розподіл марганцю, %				
Метал	94,0	80,7	82,1	73,0
Шлак	6,0	19,3	17,9	17,9

Використання в сумішах для обробки сталі в ковші як сплав-відновник стандартних марок феросиліція при оптимальному співвідношенні компонентів дозволяє отримати наскрізне вилучення марганцю 75-84% (табл. 2.3). При цьому з'являється реальна можливість застосовувати дріб'язок, що отримується при фракціонуванні феросиліцію, і пил, що уловлюється в аспіраційних установках в цехах фракціонування.

Таблиця 2.3

Результати дослідних плавок

Показники	ФС45 (44 % Si, 1,36 % Al)	ФС65 (66,2 % Si, 1,7 % Al)	ФС75 (75,65 % Si , 2,1 % Al)
Склад брикетів, %			
Феросиліцій	50	42	41,5
Руда	35	42	41,5
Зола ТЕЦ	5	5	5
Вилучення Mn, %:	84,9	80,4	75,6
Вміст MnO в шлаку, %	10,9	12,2	12,9

Використання як сплав-відновник сплавів системи Al-Mn-Si-Fe з вмістом марганцю 15-30% і кремнію 40-45% дозволяє підвищити ставлення марганцю до кремнію в 1,5-2 рази в кінцевому металі. Це дає можливість використовувати брикети при розкисненні та легуванні в ковші вуглецевих, низьколегованих та різних марок легуваних сталей.

Досліджено вплив на показники процесу обробки сталі в ковші складу і термічної обробки марганцевмісного матеріалу. Експериментальні дані показали, що при використанні в сумішах для обробки сталі оксидного марганцевого концентрату, обпаленого при температурах 570 К і 1273 К, вилучення марганцю значно підвищується. Навіть при відношенні концентрат/сплав Al-Mn-Si-Fe \approx 1,1 вилучення марганцю в метал з брикету становить 89-92,5 %, а з концентрату 82,8-90 %, що дозволяє зробити процес практично безвідходним.

Як окислювач у брикетах для розкислення та легування сталі можуть використовувати також продукти випалу карбонатних руд. Теоретичною передумовою для цього є те, що при випалюванні карбонатної руди можуть утворюватися сполуки типу CaMn_2O_4 і CaMnO_3 , що відрізняються невисокою гігроскопічністю. Це створює умови для використання продуктів випалу як комплексний матеріал, що включає як окислювач, так і ефективний флюс (негігроскопічне вапно).

Другою дуже важливою теоретичною передумовою використання продуктів випалу карбонатних руд як ефективний окислювач є те, що швидкість відновлення за реакціями



і швидкість поділу продуктів завдяки утворенню легкоплавких сполук ($T_{\text{пл.}} = 1300 \text{ }^\circ\text{C}$) при цьому настільки високі, що закис марганцю не встигає розчинитися навіть у кислому шлаку.

Була розроблена технологія отримання продукту термічної обробки карбонатних марганцевих руд, придатного для використання брикетів для обробки сталі в ковші. Для одержання продукту термічної обробки карбонатну марганцеву руду з вмістом 26-31 % марганцю, 8-11 % оксиду кальцію і 1-3 % оксиду магнію, 8-17 % кремнезему та 2-7 % Fe_2O_3 піддавали випалу в окисній атмосфері приблизно протягом 60 хв при 850-950 $^\circ\text{C}$, охолодження до 500-600 $^\circ\text{C}$ виробляли також в окислювальній атмосфері. Отриманий продукт не містить вільних утворень і представлений наступними сполуками, мас. %: 55-57 $(\text{Ca}, \text{Mg})(\text{Mn}, \text{Fe})_2\text{O}_4$, 5-25 $(\text{Mn}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3)$, SiO_2 та інші оксиди - 10-30.

Використання цього продукту в брикетах при розкисленні та легуванні сталі в ковші (табл. 2.4) дозволяє отримати вилучення марганцю з карбонатної руди в сталь 85-90%. Це приблизно на 25-30% вище, ніж вилучення, яке досягається при звичайному легуванні феромарганцем або силікомарганцем.

Досліджені основні технологічні параметри підготовки сумішей для обробки сталі в ковші та їх вплив на повноту відновлення оксидів марганцю з оксидної та техногенної сировини. До таких параметрів відноситься ступінь змішування компонентів суміші, гранулометричний склад окислювача,

відновника та флюсу, вид зв'язуючого, а також технологія оздоблення суміші.

Експериментально встановлено, що змішання дріб'язку руди з порошком сплаву-відновника і спільне їх розмелювання на бігунах дозволяє забезпечити найбільш тісний контакт між частинками феросиліція і частинками руди. Це забезпечує більш високе вилучення марганцю в порівнянні з брикетами, виготовленими за звичайною технологією. Вилучення марганцю підвищилося приблизно на 5 %. Крім того, в брикетах, де шихта піддавалася спільному розмелу вилучення кремнію в кінцевий метал підвищилося приблизно на 3%.

Таблиця 2.4

Результати обробки сталі брикетами зі сплаву Al-Mn-Si-Fe та продуктів випалу карбонатної руди.

Показник	Серія дослідів		
	I	II	III
Склад брикетів, %:			
Сплав Al-Mn-Si-Fe (30,1 % Mn, 30 % Si, 7,0 % Al)	56,5	47,5	43,0
Обпалена карбонатна руда (27 % Mn, 17,5 SiO ₂ ; 0,24 % P)	39,5	47,5	51,5
Вилучення марганцю в сталь із брикетів, %	90,0	84,7	85,4
Розподіл марганцю з карбонатної руди, %			
в сталь	78,5	72,3	76,7
в шлак	9,9	14,7	12,3
випаровування та витрати	12,6	13,0	11,0

Вивчення впливу гранулометричного складу вихідних матеріалів на показники процесу відновлення оксидів марганцю при обробці сталі в ковші показало, що в сумішах необхідно обмежити наявність матеріалів фракції більше 1 мм.

Експериментально встановлено, що в якості сполучних при огрудкуванні сумішей для обробки сталі марганцем в ковші може використовуватися концентрат лігносульфанатів і рідке скло. Особливо

ефективне застосування як сполучного оксиду бору. У цьому випадку навіть брикети з вапном зберігають міцність на повітрі протягом двох тижнів. При застосуванні як флюс золи ТЕЦ (8,88 % ЛД, 23,98 % SiO_2 , 0,56 % TiO_2 , 45,85 % CaO , 4,98 % MgO , 6,32 % FeO , 8,18 % Fe_2O_3 , 1,82 % ппп) доцільно для зволоження шихти використовувати воду. Оксиди CaO , SiO_2 , Al_2O_3 , присутні в золі, взаємодіють з водою і утворюють міцні сполуки: $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2\cdot 4\text{H}_2\text{O}$, $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 6\text{H}_2\text{O}$, $\text{SiO}_2\cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Ці сполуки мають в'язучі властивості.

Встановлено, що огрудкування сумішей для прямого легування сталі може здійснюватися шляхом брикетування або огрудкування на тарілчастому грануляторі, спосіб огрудкування суттєво не впливає на показники процесу відновлення оксидів марганцю. Брикети і обкотиші мають достатню для транспортування міцність.

Застосування сумішей для прямого легування в ковші сталі, виплавленої в різних агрегатах дозволило повністю виключити використання стандартних марганцевих феросплавів при введенні в сталь до 1% марганцю.

Застосовували суміші різного складу:

I - сплав Al-Mn-Si-Fe - 39, 2%, марганцева руда - 39,2%, доломіт - 19,6%, сполучна - 2%.

II - ФС45 - 42%, марганцева руда - 40%, доломіт - 10%, мартенівський шлак - 4%, сполучна - 4%.

III – ФС65 – 17,4 %, марганцева руда – 43 %, доломіт – 11,5 %, зола ТЕЦ – 23,2 %, вода – 4,9 %.

З використанням технології обробки сталі в ковші оксидною та техногенною сировиною виплавляли сталь марок Ст40, Ст45, Ст20 (брикети I та II складів) та Ст45Л, Ст35Л (окатиші III складу). Технологічні характеристики деяких плавок з використанням брикетів складу I наведені в табл.2.5.

Суміші задавалися у ківш під час випуску. Температура сталі перед випуском становила 1883-1893 К, що знаходиться близько до верхньої межі, та рекомендується технологічною інструкцією. Брикети розчинялися

повністю під час випуску. При застосуванні брикетів і обкотишів різного складу з використанням оксидних марганцевмісних матеріалів було отримано вилучення марганцю 78-88%.

Засвоєння марганцю на звичайних плавках становить приблизно 70,5%. Однак, якщо врахувати, що при виплавці феромарганцю та силікомарганцю з руди витягується близько 80%, то наскрізний коефіцієнт використання марганцю не перевищує 60%. Отже, використання оксидних марганцевмісних матеріалів для розкислення і легування сталі в ковші за розробленою технологією забезпечує більш високе наскрізне вилучення марганцю. Застосування оксидних марганцевмісних матеріалів для розкислення та легування сталі в ковші дозволяє знизити вартість розкислення.

При дослідженні якості сталі, виплавленої за технологією прямого легування оксидними матеріалами, що містять марганець, в ковші встановлено, що метал по макроструктурі, вмісту газів, неметалевих включень і механічним властивостям задовольняє всім вимогам ГОСТ і не відрізняється від сталі, виплавленої за звичайною технологією (рис. 2.3 і 2.4).

Розрахунок економічної ефективності застосування технології обробки сталі в ковші сумішами на основі природної та техногенної марганцевмісної сировини при виплавці сталі показують, що витрата електроенергії скорочується на 5,2%. Надається можливість значно зменшити витрату дефіцитної сировини: концентрату на 61,3 %, залізної стружки - на 60 %, кварциту на 52 %, коксика - на 74,3 %. Таким чином, розроблена технологія розкислення і легування сталі марганцем і кремнієм є енерго- і ресурсозберігаючою.

Таблиця 2.5

Технологічні характеристики деяких дослідних плавок

Характеристики	Звичайні (середнє по 10 плавкам)	Номер плавки та марка сталі						
		1731	1734	1747	1763	1765	1772	1771
		Ст35	Ст45	Ст35	Ст40	Ст40	Ст40	Ст40
Перед розкисненням, %								
С	0,26	0,37	0,44	0,37	0,39	0,41	0,38	0,38
Mn	0,19	0,17	0,18	0,16	0,22	0,22	0,23	0,23
В готовій сталі, %								
С	0,35	0,35	0,35	0,36	0,42	0,44	0,38	0,39
Mn	0,63	0,70	0,68	0,68	0,68	0,69	0,70	0,68
Si	0,22	0,21	0,25	0,27	0,22	0,22	0,24	0,22
S	0,030	0,034	0,032	0,031	0,032	0,032	0,031	0,030
P	0,019	0,017	0,014	0,018	0,014	0,022	0,018	0,018
Витрата розкислювачів, кг								
У піч:								
ФМн70	123	-	-	-	-	-	-	-
СМн17	150	-	-	-	-	-	-	-
ФС65	-	-	-	-	-	-	-	-
ФС25	-	150	150	150	100	100	100	100
В ковш:								
ФС65	150	70	60	60	60	60	60	60
Брикети	-	800	750	750	700	700	700	700
Вага плавки, т	30,4	31	30,4	30,4	31	31	30,4	30,4
Вилучення Mn, %	70,5	78,08	77,05	75,5	77,5	79,1	77,6	75,5
Наскрізне вилучення Mn, %	57,5	74,64	73,65	76,57	74,1	75,6	74,1	72,2

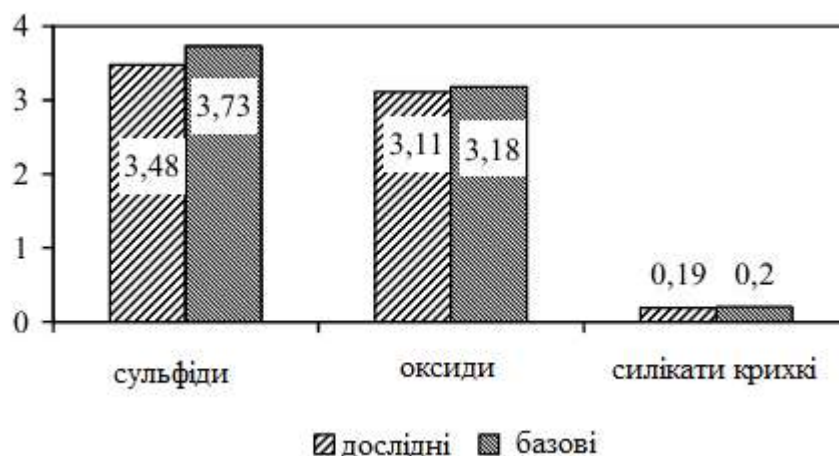


Рис. 2.3. Забрудненість неметалевими включеннями сталі 40

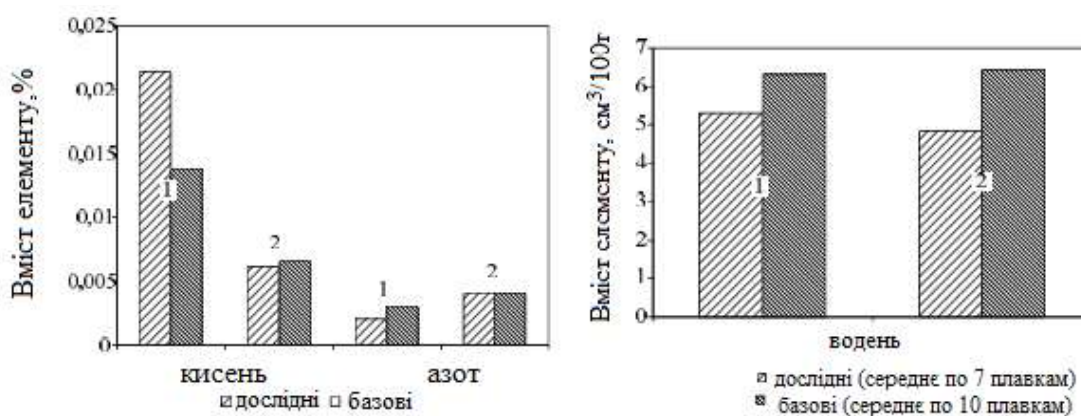


Рис. 2.4. Вміст газів у сталі: 1 – проба з печі перед випуском металу;
2 - проба з ковша після випуску

2.2 Легування сталі природними марганцевмісними матеріалами в дугових печах та агрегатах типу «ковш-піч»

Фізико-математичне моделювання процесу.

Для успішної реалізації технології прямого легування під час виплавки сталі в дуговій електропечі необхідна інформація щодо ступеня відновлення оксидів марганцю в процесі плавки залежно від складу марганцевої руди, кількості коксу, потрібного для відновлення оксидів заліза та оксидів марганцю до MnO , а також інформація про кількість феросиліцію,

необхідного для відновлення оксидів марганцю, і кількість вапна, яку потрібно ввести до печі для отримання рідкоплинного шлаку.

Отримані в результаті вивчення процесу прямого легування нерозкисленої сталі дані показали, що при введенні на марганцевмістний розплав коксу (рис. 2.5 а) будуть йти реакції

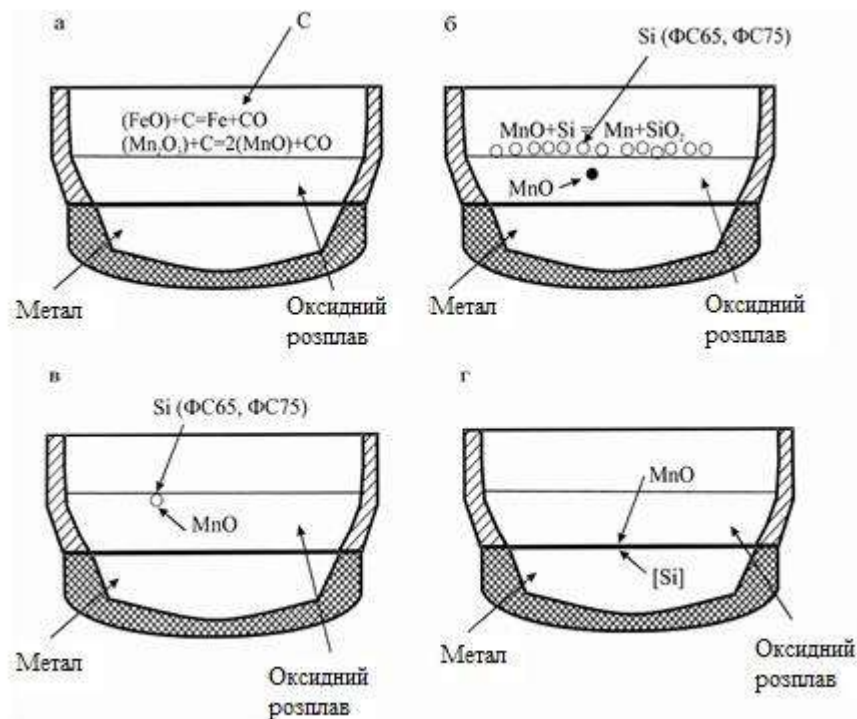
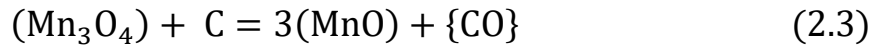


Рис. 2.5. Схема процесу відновлення оксидів марганцю з розплаву

На підставі практичних даних встановлено, що близько 50 % коксу витрачається на відновлення оксидів заліза та вищих оксидів марганцю за реакціями (2.3) та (2.4), а решта окислюється киснем повітря. Розрахунки показали, що витрата коксу залежить від складу оксидного марганцевмісного розплаву і визначається, головним чином, вмістом оксиду заліза в ньому. На рис. 2.6 наведена залежність витрати коксу, отримана розрахунковим шляхом,

з урахуванням його вигару, від кількості оксиду заліза в марганцевмісному оксидному розплаві, при вмісті марганцю в ньому 30-40 %.

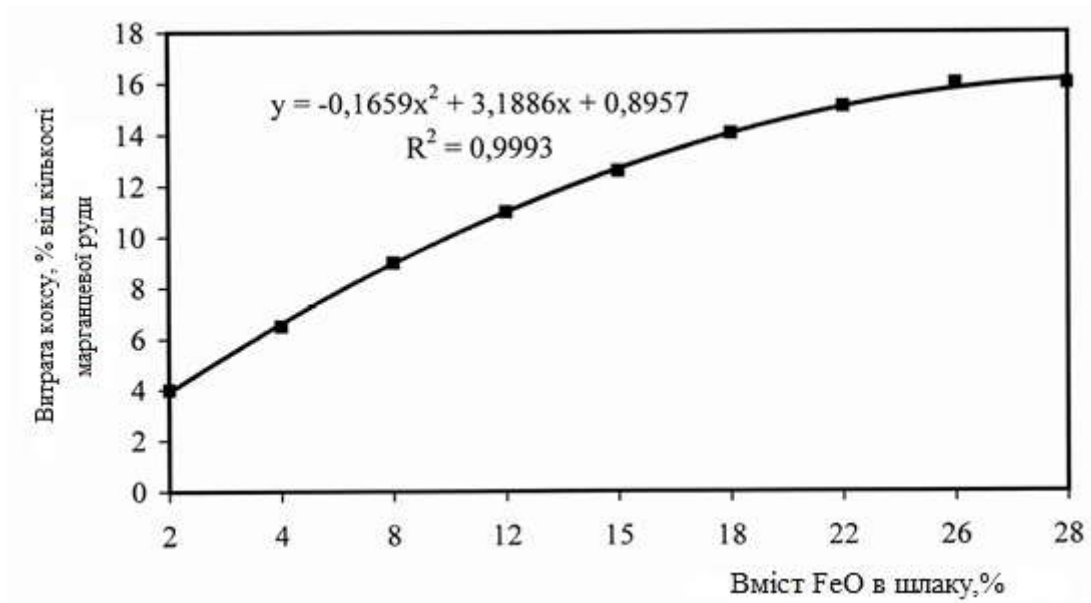


Рис. 2.6. Залежність витрати коксу від вмісту оксиду заліза у розплаві при концентрації марганцю 30-40 %

Як видно із рис. 2.6 витрата коксу на відновлення вищих оксидів марганцю і оксидів заліза з оксидного марганцевмісного розплаву при вмісті у ньому 30-40 % марганцю коливається від 4 до 16 % від витрат марганцевої руди за зміни вмісту оксидів заліза у розплаві - від 2 до 28 %.

Основним відновником оксиду марганцю є кремній, який вводиться на поверхню оксидного марганцевмісного розплаву феросиліцієм марок ФС65 і ФС75. Щільність оксидного марганцевмісного розплаву залежить від його складу і для розплавів з вмістом 38-55% MnO, 23-28% CaO, 2,25-2,53% MgO, 25-28% SiO₂, 2,20-2,30% Al₂O₃ становить 3070-3360 кг/м³[9], а для розплавів зі вмістом 8-16% MnO, 37-49% CaO, 2,6-9,2% MgO, 2,76-3,01% Al₂O₃-2980-3030 кг/м³ [31]. Щільність феросиліцію марок ФС75 і ФС65 коливається в межах 2500-3070 і 2800-3300 кг/м³ відповідно [29].

Феросиліцій, особливо марки ФС75, перебуватиме на поверхні оксидного марганцевмісного розплаву (рис. 2.5, б). Взаємодія кремнію феросиліцію і оксиду марганцю буде відбуватися на поверхні феросиліцій - оксидний марганцевмісний розплав до тих пір, поки щільність краплі феросиліція не стане більше щільності оксидного розплаву за рахунок збагачення її відновившимся марганцем. Після чого під дією сили тяжіння крапля металу проходить через шар розплаву, взаємодіючи з оксидом марганцю і поглинається сталлю (рис. 2.5, в).

Остаточне відновлення оксидів марганцю відбувається на межі оксидний марганцевмісний розплав - сталь (рис. 2.5, г).

Отже, відновлення оксидів марганцю кремнієм можна розглядати як процес, що має два фронти:

- взаємодія кремнію феросиліція з високомарганцевистим оксидним розплавом;
- взаємодія кремнію, розчиненого в сталі, з оксидом марганцю на межі метал - розплав.

Процеси, що протікають при взаємодії кремнію феросиліція з оксидним високомарганцевистим розплавом можна описати реакцією



Швидкість процесу визначають за даними [8] дифузійною стадією, зокрема, лімітуючою стадією є швидкість відведення продуктів реакції, тобто утвореного SiO_2 . Коефіцієнти молекулярної дифузії кремнію в розплавленому металі при температурі 1560°C мають величину $3,8 \cdot 10^{-5} \text{ см}^2/\text{с}$, а коефіцієнт дифузії SiO_2 в оксидному розплаві $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$ становить $1,5 \cdot 10^{-7} \text{ см}^2/\text{с}$.

Час взаємодії кремнію феросиліція складається з часу, необхідного для збільшення щільності феросиліцію за рахунок марганцю, що відновився, з

оксидного високомарганцевистого розплаву і часу переміщення цих крапель в оксидному марганцевмісному розплаві.

Зміна щільності феросиліцію при зміні складу можна розрахувати за рівнянням, отриманим при обробці даних [19], зображених на рис. 2.7

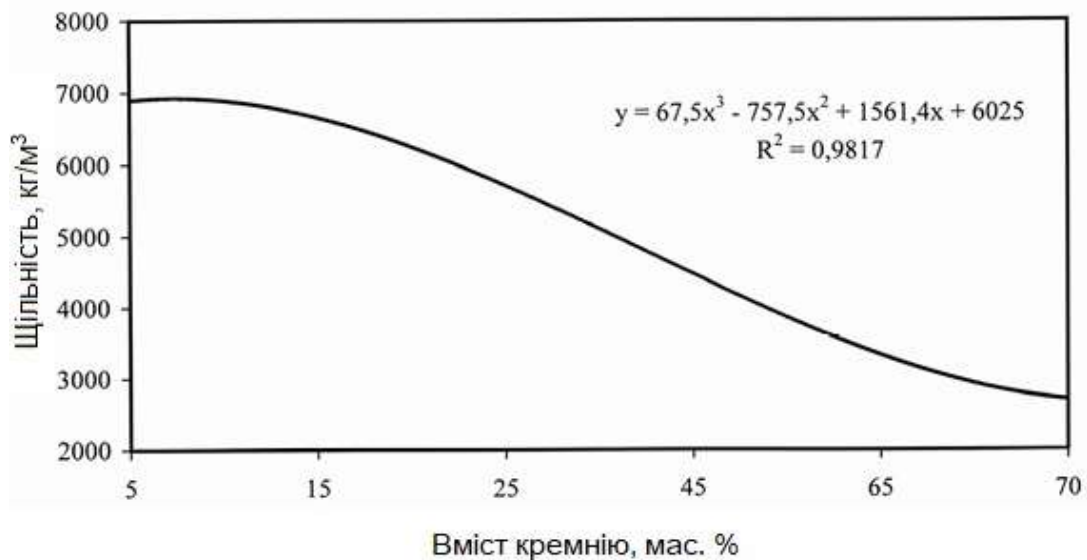


Рис. 2.7. Залежність щільності феросиліцію від його складу

Коли щільність крапель відновника стане вищою за щільність оксидного розплаву, крапля буде переміщатися через шар шлаку, взаємодіючи з оксидами марганцю. По досягненню розплаву сталі крапля поглинається металом, і взаємодія відбуватиметься на межі сталь/оксидний розплав.

По ходу відновлення оксиду марганцю кремнієм для зв'язування SiO_2 , що утворився, необхідно вводити вапно. Крім цього потрібно враховувати і MgO , який переходить під час плавки з футерування печі.

При дифузійному режимі протікання реакції (2.6) дифузійний потік визначається відомим рівнянням

$$P = \beta(C - C^*) \quad (2.6)$$

де β - коефіцієнт масопереносу, м/с;

C, C^* - концентрація речовини в об'ємі і межі розділу фаз, моль/м³.

Коефіцієнт масопереносу відповідно до теорії оновлення поверхні визначається з рівняння

$$\beta = \frac{\sqrt{4DU}}{\pi l} \quad (2.7)$$

де D – коефіцієнт дифузії, $\text{м}^2/\text{с}$;

U - швидкість конвективного потоку, $\text{м}/\text{с}$;

l - характерний розмір конвективного потоку м .

При розрахунку коефіцієнта масопереносу зробили два припущення:

1. Відношення швидкостей потоків металу і шлаку обернено пропорційно динамічній в'язкості

$$U_{\text{Ме}}/U_{\text{Шл}} = \eta_{\text{Шл}}/\eta_{\text{Ме}} \quad (2.8)$$

де $\eta_{\text{Ме}}$, $\eta_{\text{Шл}}$ - динамічна в'язкість металу та шлаку, $\text{Па}\cdot\text{с}$.

2. Відношення характерних розмірів конвективних потоків металу і шлаку прямо пропорційне відношенню умовних висот металу і шлаку

$$\frac{l_{\text{Ме}}}{l_{\text{Шл}}} = \frac{h_{\text{Ме}}}{h_{\text{Шл}}} = \frac{m_{\text{Ме}}\rho_{\text{Шл}}}{m_{\text{Шл}}\rho_{\text{Ме}}} \quad (2.9)$$

Прийняті припущення дозволяють враховувати суттєві умови протікання процесу - в'язкість шлаку та його кількість.

В'язкість шлаку визначаємо за рівняннями, що зв'язують основність і в'язкість шлаку. Підвищення основності вище 2,5 - область гетерогенних шлаків, у яких утруднені дифузійні процеси. Отримано залежності для температур 1500 °С (2.10) та 1600 °С (2.11) (рис. 2.8)

$$\eta_{\text{Шл}} = 0,0062B^2 - 0,1069B + 0,511, \quad (2.10)$$

$$\eta_{\text{Шл}} = 0,00664B^2 - 0,0893B + 0,3543, \quad (2.11)$$

де B – основність шлаку.

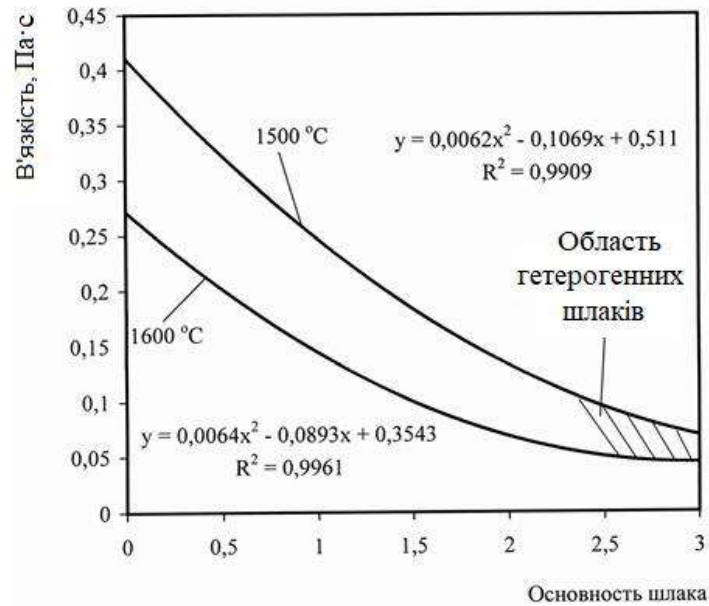


Рис. 2.8. Залежність в'язкості шлаку від його основності

Швидкість окислення кремнію при введенні на поверхню марганцевмісного розплаву для випадків лімітування процесу дифузією кремнію до поверхні розділу фаз метал/розплав і оксидів кремнію і марганцю в марганцевмісному розплаві, можна розрахувати за рівняннями

$$V_{Si} = \frac{d[\%Si]}{d\tau} = \beta_{[Si]} \{ [\%Si] - [Si\%]^* \} \frac{S}{V_{Шл}} \quad (2.12)$$

$$V_{Si} = \beta_{(SiO_2)} \frac{28}{60} \{ (\%SiO_2) - (SiO_2\%)^* \} \frac{S}{V_{Шл}} \quad (2.13)$$

$$V_{Si} = \beta_{(MnO)} \frac{28}{142} \{ (\%MnO) - (MnO\%)^* \} \frac{S}{V_{Шл}} \quad (2.14)$$

де $\beta_{[Si]}$, $\beta_{(SiO_2)}$, $\beta_{(MnO)}$ – коефіцієнти масопереносу, м/с;

(% SiO₂), (% MnO) – концентрація SiO₂ і MnO в шлаку відповідно, мас.%;

[% Si] – концентрація кремнію у феросиліції, мас.

(% SiO₂)*, (% MnO)* – рівноважні концентрації SiO₂ та MnO у шлаку відповідно, мас.

[Si] – концентрація кремнію у феросиліції, мас.

[Si]* – рівноважна концентрація кремнію, мас. %;

ρ – поверхня поділу фаз, м²;

$V_{Шл}$ – об'єм шлаку, м³.

Виходячи з припущення про рівновагу системи на межі розділу фаз рівноважні значення концентрацій кремнію, марганцю, SiO_2 , MnO визначаються за константами рівноваги.

Ця система рівнянь вирішується разом із рівнянням константи рівноваги методом послідовних наближень.

Час переміщення крапель феросиліцію може бути визначено з рівняння

$$\tau = \frac{H_{шл}}{\omega}, c \quad (2.15)$$

де $H_{шл}$ – висота шлакового розплаву, м;

ω – швидкість переміщення частинок, м/с.

Для оцінки швидкості переміщення рідких крапель у шлаковому розплаві використовували формулу Рибчинського-Адамара [22]

$$V_{ж} = \frac{2}{3} g \frac{\rho_{ш} - \rho_{м}}{\eta_{ш}} r^2 \frac{\eta_{ш} + \eta_{м}}{2\eta_{ш} + 3\eta_{м}} \quad (2.16)$$

де $\eta_{м}$ - динамічна в'язкість рідкої краплі феросиліція, Па·с;

$\eta_{ш}$ - динамічна в'язкість оксидного марганець містить розплаву, Па·с;

r – радіус частинок металу, м;

g – прискорення вільного падіння, м/с²;

$\rho_{м}$ – щільність краплі, кг/м³;

$\rho_{ш}$ – щільність шлаку, кг/м³.

До відновлення оксидів марганцю, що знаходяться в оксидному розплаві, що містить марганець, йде на межі сталь - оксидний розплав. У цьому випадку швидкість окислення кремнію може бути описана рівнянням.

$$V_{Si} = \frac{d[\%Si]}{d\tau} = \beta_{[Si]} \{ [\%Si] - [Si]^* \} \frac{S}{V_{шл}} \quad (2.17)$$

де $\beta_{[Si]}$ – коефіцієнт масопереносу кремнію, м/с;

$[\% Si]$ - концентрація кремнію сталі, мас. %;

$[Si]^*$ - рівноважна концентрація кремнію, мас. %.

Для зв'язування утвореного SiO_2 в піч вводять свіжообпалене вапно.

Швидкість розчинення дисперсних частинок вапна визначається законами конвективної дифузії [26], зокрема рівнянням

$$\frac{d(\text{CaO})}{d\tau} = \beta_{(\text{CaO})} \{ (\text{CaO})_{\text{нас}} - (\text{CaO}) \} \frac{S}{V}, \quad (2.18)$$

де $(\text{CaO})_{\text{нас}}$ і (CaO) - концентрація оксиду кальцію в шлаку відповідно у поверхні шматків вапна (концентрація насичення) та в основній масі шлаку;

S - сумарна поверхня шматків вапна, м^2 ;

V - обсяг шлаку, м^3 .

Сумарна поверхня для частинок сферичної форми може бути виражена рівнянням [6]

$$S = \frac{6M}{d\rho_{m\phi}}, \quad (2.19)$$

де M - загальна маса частинок, кг ;

$\rho_{m\phi}$ - щільність частинок, $\text{кг}/\text{м}^3$;

d - діаметр частинок, м .

Для моделювання процесу перемішування застосована модель послідовно розташованих ванн. Зміна в часі концентрації речовини C для наступних ванн виражається рівнянням:

$$\frac{\partial C_i}{\partial t} = \frac{Q}{V_m} (\rho_{i-1} C_{i-1} - \rho_i C_i) \bar{\beta}_i, \quad (2.20)$$

де ρ_i та ρ_{i-1} - щільність металу в i -ій та $i-1$ послідовній ванні, $\text{кг}/\text{м}^3$;

Q - потік металу між ваннами, $\text{м}^3/\text{с}$;

V_m - об'єм однієї ванни, м^3 ;

$\bar{\beta}_i$ - коефіцієнт масопереносу речовини через пограничний шар метал-шлак,

$\bar{\beta}_i = \beta_i \cdot P$ (де P - величина, що чисельно характеризує потужність перемішування розплаву), $\text{м}/\text{с}$.

Структурна схема моделі представлена рис. 2.9.

Обов'язковою умовою для складання математичної моделі є виконання

закону збереження маси, на основі якого складаються миттєві матеріальні баланси.





Рис.2.9 Блок-схема математичної моделі

Блок-схема моделі включає розрахунок наступних показників:

- Розрахунок кількості коксу, необхідного для відновлення оксидів заліза та відновлення оксидів марганцю до MnO;

- Склад оксидного високомарганцевистого розплаву.

Всю модель умовно можна розділити на кілька частин, що включають розрахунки наступних показників:

- час взаємодії кремнію феросиліцію з оксидом марганцю оксидного високомарганцевистого розплаву;

- час переміщення частинок феросиліцію через високомарганцевий оксидний розплав;

- кількість кремнію, що пішов на відновлення оксидів марганцю;

- склад металу в об'ємі та склад оксидного розплаву;

- активність компонентів металевої (Si, Mn) та шлакової фаз;

- швидкість реакцій взаємодії кремнію з оксидами марганцю та заліза;

- коефіцієнти масопереносу Fe, Mn, Si в металі та шлаку;

- масу шлакової та металевої фаз;

- швидкість розчинення вапна в оксидному марганцевистому розплаві;

- склад металевої фази ([Mn], [Si]);

- склад шлакової фази ((FeO), (MnO), (MgO), (CaO), SiO₂));

- основність шлаку.

Розмір заданої похибки розрахунку кожної змінної має бути більше точності її виміру. Нижче наведено значення заданої похибки обчислення для різних параметрів, прийняті при розрахунках:

Параметр	Задана похибка розрахунку
Маса металу	10 кг;
Маса шлаку	10 кг;
Вміст марганцю в металі	0,001 %;
Вміст кремнію в металі	0,001 %;
Вміст марганцю в шлаку	1 %;

Вміст кремнію в шлаку	1 %;
Основність шлаку	0,1;
Маса присадки	1,0 кг.

Вихідними даними для початку роботи системи «Пряме легування» служать:

- Параметри стану металу: маса на момент часу τ_1 , кг; температура, $^{\circ}\text{C}$, склад ($[\text{Mn}]$, $[\text{Si}]$), мас. %;
- Параметри стану шлаку: маса окислювального шлаку на момент часу τ_1 , кг; основність, одиниці; склад ((MnO) , (SiO_2) , (CaO) , (MgO) , (Al_2O_3)), мас. %;
- склад марганцевої руди ((MnO) , (SiO_2) , (FeO) , (CaO) , (MgO) , (Al_2O_3) , ППП), мас. %, маса руди; кг;
- Хімічний склад коксу: вміст вуглецю, мас.%; зольність; волога, леткі речовини, мас. %;
- Хімічний склад золи коксу, мас.%;
- Параметри феросиліцію, що вводиться в піч: хімічний склад, мас. %; маса, кг; розмір шматка, м;
- параметри футерування: маса змиваємого за плавку футерування, кг; склад (MgO) , мас. %;
- Параметри вапна: маса вапна, кг; час повного розчинення вапна в шлаку, хв; склад вапна ((MgO) , (SiO_2) , (CaO) , (Al_2O_3) , ППП), мас. %;
- Параметри агрегату, діаметр ванни на рівні шлакового пояса, м, глибина ванни, м;
- Дискретність виконання розрахунків, с.

Принцип виконання розрахунків виглядає так: знаючи склад металу і шлаку на кінець окисного періоду можна розрахувати склад цих фаз після введення в піч марганцевої руди та коксу.

Цей склад є вихідним на даний момент часу τ_1 .

Після введення феросиліцію можна розрахувати склад металу та шлаку на момент часу $\tau_2 = \tau_1 + \Delta\tau$, де $\Delta\tau$ - дискретність виконання розрахунків (блок 1, 2, 3).

У блоці 4 виконується розрахунок коефіцієнтів активності металеві фази (система Si-Fe-Mn) та шлакової фази. Швидкість окислення кремнію феросиліцію розраховується в блоці 5 за рівнянням (2.12). У блоці 6 проводиться розрахунок кількості кремнію, що пішов на відновлення оксиду марганцю. У блоці 7 проводиться розрахунок складу металеві та шлакової фаз, блок 8 - розраховується щільність металеві фази.

Блок 9 - проводиться порівняння щільності металеві фази і щільності рідкого марганцевмісного розплаву. За виконання умови $\rho_{Me} > \rho_{o.p.}$ переходимо до розрахунку часу переміщення краплі металу в оксидному марганцевмісному розплаві (блок 10).

У блоці 11 проводиться розрахунок маси кремнію, яка витрачається на відновлення оксидів марганцю і маси відновленого марганцю (блок 12), потім розраховуються маси металу і шлаку шляхом вирішення системи трьох балансових рівнянь: сумарний матеріал баланс, баланс марганцю, баланс кремнію (блок 1) основність та в'язкість шлаку (блок 15).

Потім проводиться розрахунок маси, швидкості та часу розчинення вапна (блоки 17, 18).

Далі виконується розрахунок складу шлакової фази та коефіцієнтів активностей компонентів металеві та шлакової фаз (блоки 19, 20). Активності марганцю та кремнію в металевій фазі розраховуються з використанням параметрів взаємодії першого порядку, та швидкості реакції відновлення оксидів марганцю кремнієм, розчиненим у сталі.

Після проходження блоку 20 проводиться розрахунок швидкостей реакції відновлення оксидів марганцю кремнієм, розчиненим у сталі (блок 21).

Далі проводиться розрахунок маси та складу металеві та шлакової фаз, їх склад, основності та в'язкості шлаку (блок 22, 23, 24).

Обчислення проводяться до тих пір, поки вміст MnO в шлаковій фазі не буде менше заданої величини точності розрахунку даного компоненту.

Ця математична модель може бути використана для визначення оптимальних параметрів технологічного процесу обробки сталі рудними

матеріалами на агрегаті типу «ківш-піч».

- під час роботи агрегату без перемішування $P = 5$;
- під час продування аргоном при його витраті $5 \text{ м}^3/\text{год}$ $P = 20$;
- під час продування аргоном при його витраті $30 \text{ м}^3/\text{ч}$ $P = 50$.

Перевірка фізико-математичної моделі на адекватність.

Для доказу адекватності моделі провели дослідні плавки у ливарному цеху на печі ДСП-25. Порядок експериментів був наступний.

При виплавці сталі розплавлення і окислювальний період плавки проводили відповідно до тимчасово діючої в цеху технологічної інструкції. Після скачування шлаку окисного періоду марганцево-рудні матеріали сідали в піч мульдами разовими порціями по 200-400 кг. Загальна витрата марганцевої руди визначалася вмістом марганцю в готовій сталі. Відразу після розплавлення марганцевої руди на поверхню окисного розплаву в районі дуг розсипали коксову дрібницю. Витрата коксової дрібниці залежала від витрати марганцево-рудних матеріалів: при витраті марганцево-рудних матеріалів в кількості 200-400 кг становив 40-50 кг, а при витраті марганців-рудних матеріалів 500-700 кг - 60-70 кг, при витраті марганців-рудних матеріалів більше 800 кг - 70-100 кг.

Після цього робили 10-20 хв. витримку до зниження інтенсивності виділення монооксиду вуглецю. Потім присаджували в піч ферросиліцій ФС65, ФС75, у кількості, що забезпечує на початку відновного періоду вміст кремнію сталі ближче до верхньої межі. Після присадки останньої порції ферросиліція робили 10-хвилинну витримку і починали присаджувати вапно в кількості, що забезпечує отримання рідких шлаків. Тривалість відновлювального періоду становила 70-90 хв.

У ході експериментів поетапно контролювали виплавку сталі шляхом відбору проб металу та шлаку з хронометруванням усіх технологічних операцій. Хімічний аналіз проб металу і шлаку виконували в лабораторіях.

Як марганцеву складову використовували марганцеву руду, що містить 47,25% MnO, 1,69% CaO, 23,14% SiO₂, 14,42% FeO, 0,19% MgO, 1,18%

Al₂O₃, 0,07% P, 5,46.

Для підвищення основності шлаку використовували вапно складу: 80% CaO, 5% SiO₂, 3% MgO, 2% Al₂O₃, ППП – 10%.

Вихідні дані кожної плавки були введені для розрахунку в програму «Пряме легування». Результати зміни вмісту марганцю та кремнію по ходу деяких плавок у відібраних пробах металу та вміст марганцю та кремнію, отримані розрахунковим шляхом для тих же контрольних точок за часом, наведені в табл. 2.6.

Таблиця 2.6

Зміна вмісту марганцю та кремнію по ходу плавки при виплавці сталі марки 25Г2С

№ плав.	№ * пробы	Опытные плавки		Расчетные данные		Невязка	
		Mn	Si	Mn	Si	Mn	Si
1	1	0,98	0,85	1,01	0,90	0,02	0,05
	2	1,11	0,75	1,15	0,70	0,04	0,04
	3	1,35	0,69	1,36	0,74	0,01	0,05
	4	1,45	0,66	1,46	0,70	0,01	0,04
	5	1,47	0,64	1,46	0,70	0,01	0,06
2	1	0,94	0,86	0,98	0,92	0,04	0,06
	2	1,07	0,77	1,12	0,80	0,05	0,03
	3	1,31	0,63	1,33	0,70	0,02	0,06
	4	1,39	0,61	1,41	0,68	0,02	0,07
	5	1,42	0,60	1,41	0,68	0,02	0,08
3	1	1,22	1,10	1,18	0,72	0,04	0,03
	2	1,29	0,89	1,25	0,82	0,04	0,07
	3	1,37	0,79	1,33	0,77	0,02	0,02
	4	1,47	0,70	1,48	0,75	0,01	0,05
	5	1,47	0,70	1,48	0,75	0,01	0,05
4	1	0,91	0,89	0,94	0,90	0,03	0,01
	2	1,10	0,81	1,12	0,82	0,02	0,01
	3	1,34	0,78	1,35	0,75	0,01	0,02
	4	1,37	0,64	1,42	0,72	0,05	0,08
	5	1,42	0,64	1,42	0,72	0,01	0,08

* - проби 1, 2, 3, 4, 5 - рафінувальні, взяті через 10, 20, 30, 40 та 60 хв

Нев'язка вмісту для марганцю дорівнює 0,01-0,04%, а кремнію 0,01-

0,08%. Відносна похибка становить 2-4 % для марганцю, а кремнію - 6-8 %, що у допустимих межах (трохи більше 10 %).

Таким чином, можна сказати, що розроблена модель адекватно відображає основні особливості аналізованого процесу і дозволяє спрогнозувати процес прямого легування сталі в печі з використанням оксидної марганцевмісної сировини.

Оптимізація процесу обробки сталі в дуговій електронечі.

При дослідженні процесу на математичній моделі прямого легування сталі в печі ставилося завдання визначення оптимальних умов для практично повного відновлення марганцю з руди. До цих умов насамперед належать:

- тривалість відновлення марганцю з оксидів, а, отже, і тривалість відновлювального періоду;
- кількість вапна, необхідне для зв'язування SiO_2 , що утворився при відновленні оксиду марганцю, та отримання рідко-рухового шлаку;
- час введення вапна при відновленні оксидів марганцю;
- вплив кількості введеної в піч марганцевої руди на вміст марганцю в сталі.

Дослідження моделі показало, що зміст марганцю в сталі, як видно з рис. 2.10 залежить від кількості введеної в піч марганцевої руди. Так, вводячи 10 кг марганцевої руди на 1 т сталі, можна отримати 0,40% марганцю, 22 кг - 0,85% і т.д.

На рис. 2.11 представлено вплив часу введення вапна в піч на процес відновлення оксиду марганцю. Як видно з рис. 2.11 вапно необхідно вводити після присадки феросиліцію на оксидно-рудний розплав, практично відразу, так як вапно розчиняється близько 10 хв, що практично можна порівняти зі швидкістю відновлення оксиду марганцю.

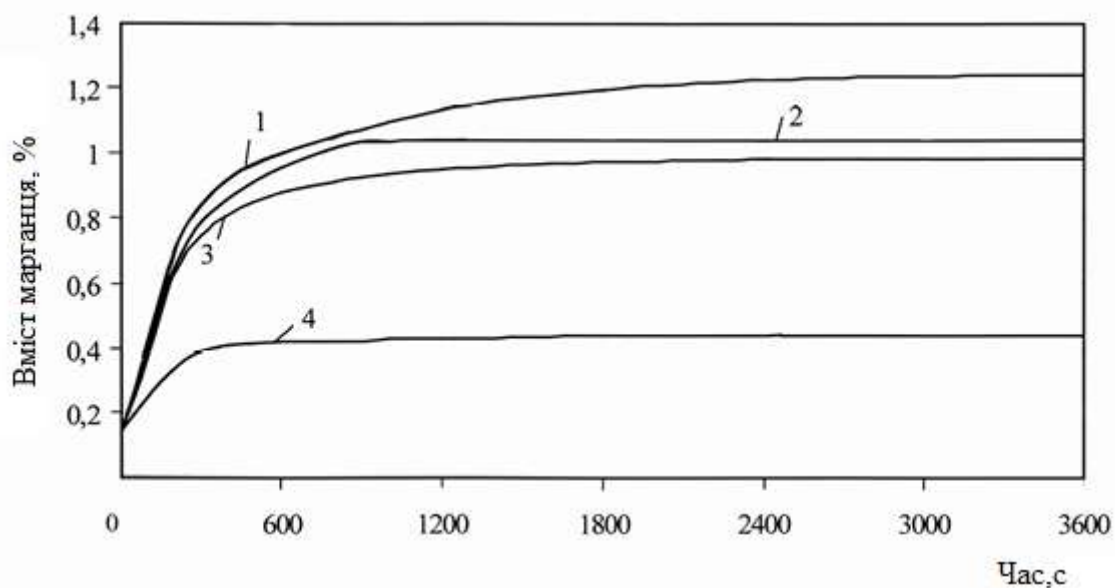


Рис. 2.10. Вплив кількості введеної руди (кг/т: 1 - 30, 2 - 25, 3 - 22, 4 - 10) на вміст марганцю сталі: 1 - 30 кг/т; 2 - 25 кг/т; 3 - 22 кг/т; 4 - 10 кг/т

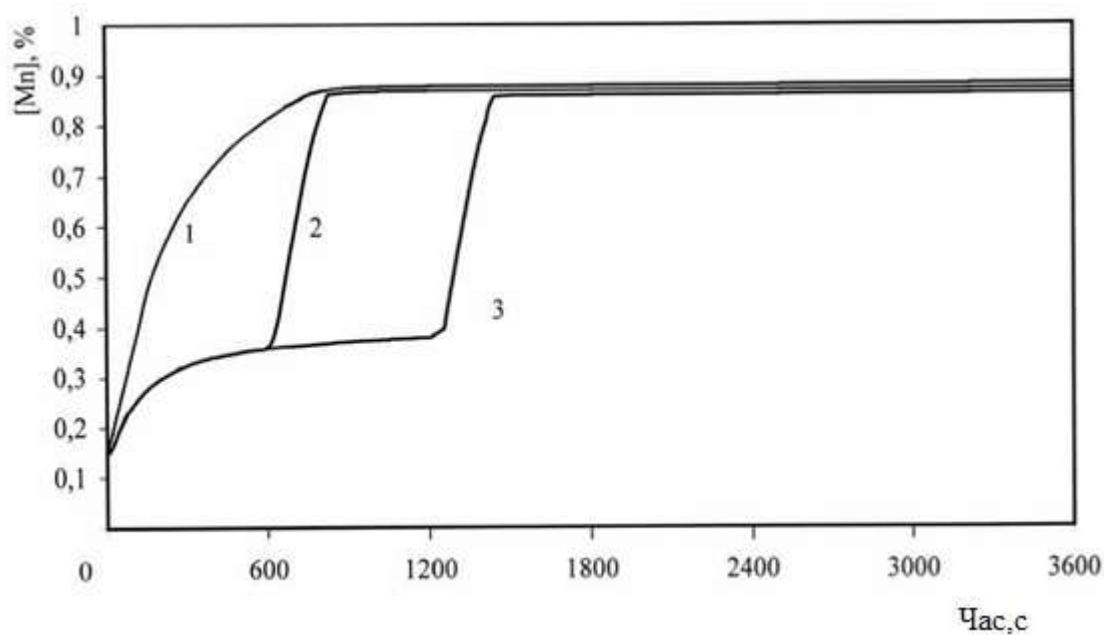


Рис. 2.11. Залежність вмісту марганцю в сталі від часу введення вапна, вапно вводять у піч: 1 - одночасно з феросиліцієм; 2 - через 600 с після введення феросиліцію; 3 - через 1200 с після введення феросиліцію

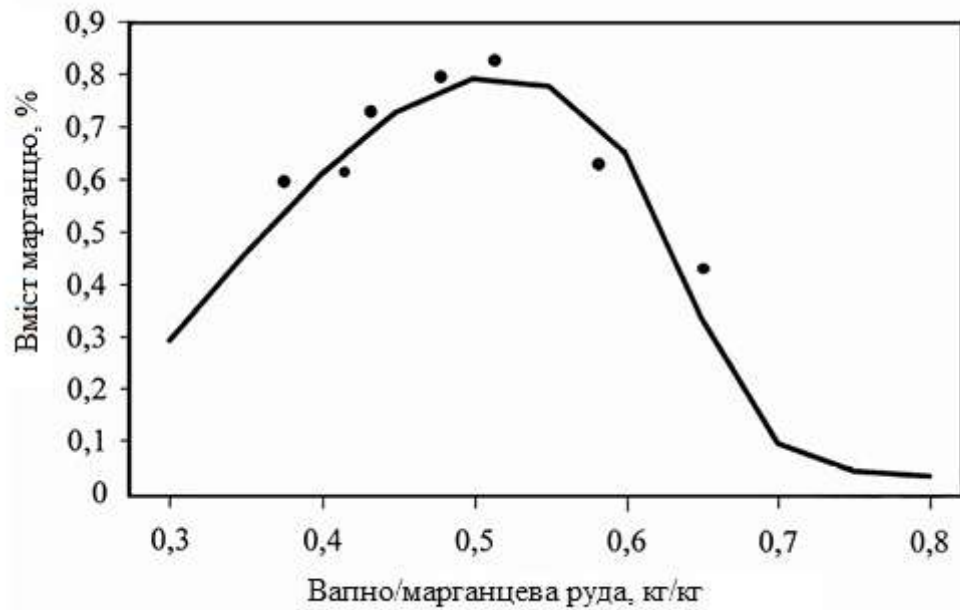


Рис. 2.12. Залежність коефіцієнта розподілу марганцю від кількості вапна: – розрахункова крива, отримана за математичною моделлю;
• практичні дані

З рис. 2.12 видно, що оптимальним є введення вапна у кількості 0,35-0,65 кг на 1 кг марганцевої руди. Це відповідає основності окисно-шлакового розплаву 1,5-1,8. Отримані розрахунковим шляхом дані підтверджуються практикою проведення прямого легування в дуговій електропечі.

Введення вапна менше 0,35 кг на т марганцевої руди не дозволяє зв'язати весь оксид кремнію, що знаходиться в шлаковому розплаві. При цьому знижується повнота відновлення оксиду марганцю, так як він знаходиться в розплаві, що містить марганець у вигляді сполук $MnO-SiO_2$.

Збільшення основності шлаку понад 1,8 призводить до підвищеної витрати вапна, що в свою чергу тягне за собою збільшення кількості шлаку і зниження концентрації оксиду марганцю в ньому. Також знижується повнота відновлення оксиду марганцю.

Результати розрахунків показали, що практично повного відновлення марганцю з оксидів марганцевмісного розплаву, можна досягти через 35-40 хв. після введення на оксидний розплав кремнієвмісного відновника, про що свідчать дані, наведені на рис. 2.13 та 2.14. З рисунків видно, основна частка марганцю (60-70 %) відновлюється у перші 10-15 хв. після введення кремнієвмісного відновника під час взаємодії кремнію феросиліція з оксидним марганцевмісним розплавом. До відновлення марганцю відбувається за рахунок кремнію, розчиненого в сталі.

За параметр оптимізації прийняли параметр, що характеризує економічну ефективність процесу.

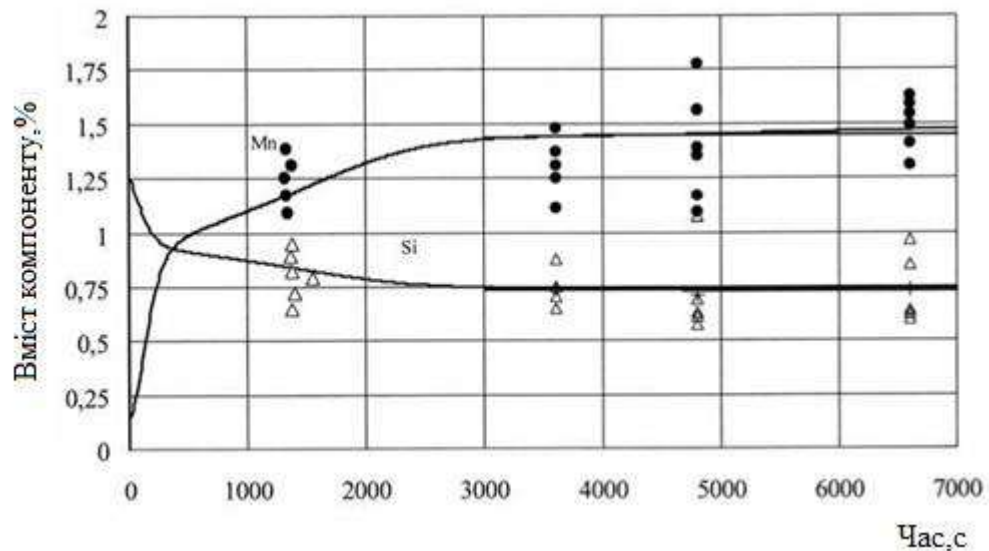


Рис. 2.13 Зміна вмісту марганцю та кремнію в сталі марки 25Г2С в ході процесу прямого легування:

- Δ - дослідні дані вмісту марганцю та кремнію відповідно

Економічна ефективність процесу прямого легування заснована на зниженні собівартості сталі за рахунок застосування більш дешевого марганцевмісного матеріалу (руда, концентрат).

$$E_{\text{еф}} = V_{\text{FeMn}} \times C_{\text{FeMn}} - c \times C_{\text{руди}} - \Delta P_{\text{FeSi}} \times C_{\text{FeSi}} \quad (2.21)$$

де E_{ef} – економічна ефективність;

V_{FeMn} – витрата феромарганця за базовою технологією;

V_{FeMn} – витрата марганцевої руди;

ΔP_{FeSi} – надмірна витрата феросиліцію в порівнянні з базовою технологією;

C_{FeMn} , $C_{руди}$, C_{FeSi} – ціни феромарганцю, руди, феросиліція.

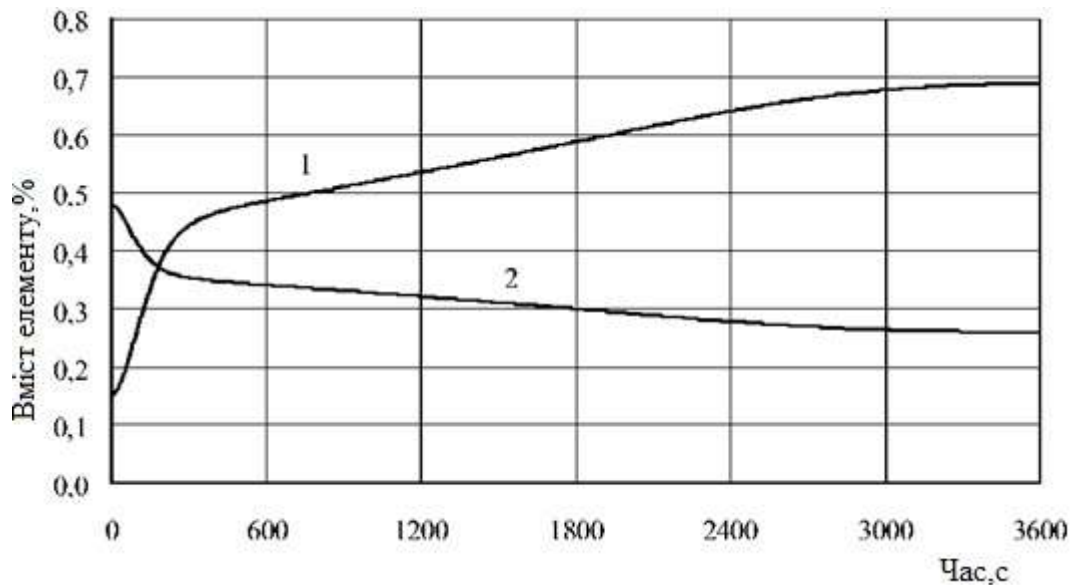


Рис. 2.14. Зміна вмісту кремнію і марганцю сталі при прямому легуванні сталі марки 45:

1 – концентрація марганцю, мас. %; 2 – концентрація кремнію, мас. %

Аналізуючи рівняння (2.21) можна сказати, що процес прямого легування ефективний доти, поки витрати на феромарганець перевищують витрати на руду та феросиліцій, необхідний для відновлення марганцю.

Основним критерієм, що впливає в даний час на економічну ефективність, є витрата і якість марганцевої руди, що в кінцевому підсумку визначає її ціну. Витрата руди визначається, перш за все, вмістом марганцю в руді та готової сталі.

Чим багатша марганцева руда, тим більше марганцю можна з неї ввести в сталь, і, отже, заощадити більше феромарганця.

Однак тут набирає чинності такий показник, як ціна руди, яка змінюється зі зростанням вмісту марганцю. В даний час світові ціни на марганцеві руди і концентрати змінюються в наступних межах: від \$ 0,7 за 1% Mn при $Mn_{\text{руди}} = 15-27\%$, до \$ 2,3 за 1% Mn при $Mn_{\text{руди}} = 42-47\%$.

На рис. 2.15 зображено залежність економічної ефективності прямого легування сталі від вмісту марганцю в руді для сталі 25Г2С. Залежність побудована за практичними даними витрати феросплавів при виплавці сталі за традиційною технологією з використанням стандартних сплавів та розрахункових даних, отриманих за математичною моделлю (див. рис. 2.9). У розрахунках використано середні світові ціни: ФМн70 - \$700; ФС45 – \$545, ФС65 – \$600.

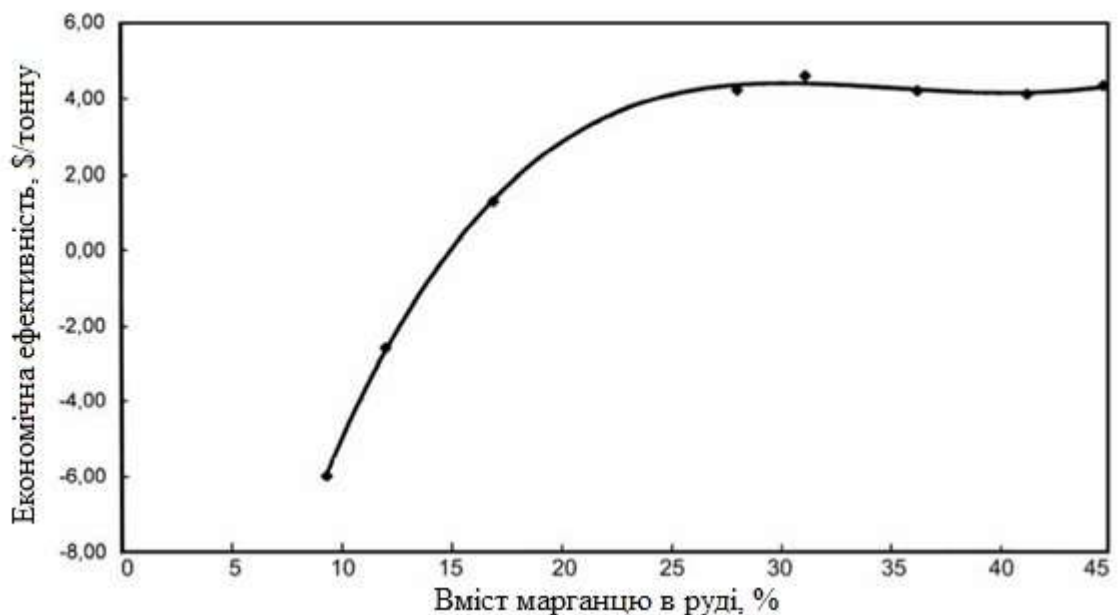


Рис.2.15. Економічна ефективність прямого легування на 1% Mn (середньосвітові ціни)

З рис. 2.15 видно, що руду з вмістом марганцю менше 15% використовувати економічно не вигідно. Зі зростанням вмісту від 15 до 25% економічна ефективність різко зростає, а, починаючи з 25%, залишається практично постійною, хоча при підвищенні вмісту марганцю в руді понад

25% можна отримати більшу кількість марганцю.

Таким чином, коливання вмісту марганцю в руді в районі 25-45% не дають різкої зміни економічної ефективності. Це означає, що технологія прямого легування дозволяє використовувати марганцеві руди з великим розкидом хімічного складу. Положення порога «нечутливості» економічної ефективності залежить від марки сталі, що виплавляється, а точніше від кількості марганцю, яке необхідно ввести в метал. Так, якщо для сталі 25Г2С ($[Mn] = 1,2-1,6\%$) він становить приблизно 30%, то для вуглецевих сталей ($[Mn] = 0,3-0,8\%$) - приблизно 20%.

Картина зміниться, якщо ціна на руду не буде залежати від вмісту марганцю (рис. 2.16). Тоді працює простий принцип - чим більше марганцю в руді, тим ефективніша технологія. Постійності ціни можна досягти у тому випадку, якщо споживач сам видобуває марганцеву руду.

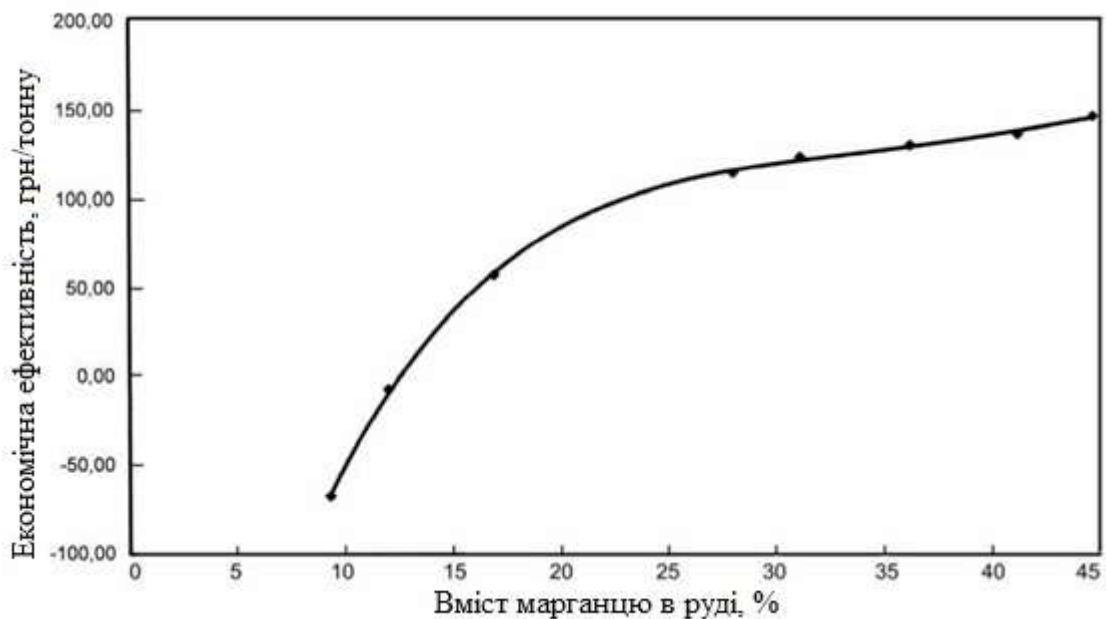


Рис. 2.16. Економічна ефективність прямого легування на 1% Mn рудую копальні

Виплавлення сталі в дуговій електропечі з використанням технології обробки сталі марганцевими рудами.

На основі результатів експериментальних досліджень і закономірностей, отриманих при математичному моделюванні процесу відновлення оксидів марганцю при виплавці сталі в дуговій електропечі з використанням для легування сталі оксидних марганцевмісних матеріалів, була розроблена технологія цього процесу. Технологія включає завалку шихти, плавлення, окисний період, завантаження окислювального шлаку, відновлювальний період з присадками оксидних марганцевмісних матеріалів і вапна. Після скачування окислювального шлаку присаджують оксидний марганцевмісний матеріал. Потім присаджують на шлак коксову дрібницю в кількості 8-16 % від маси марганцевмісних матеріалів, але не більше 4 кг/т сталі, розкислюють шлак, що утворився, протягом 10-20 хв. Присаджують феросиліцій у кількості, що забезпечує вміст кремнію в металі на рафінуванні ближче до верхньої межі марочного хімічного складу, розкислюють метал і шлак протягом 5-15 хв, після чого присаджують вапно і наводять рафінуючий шлак.

Відносна простота виплавки рядових сталей із вмістом марганцю 0,4-0,9 % при введенні марганцевої руди до 10 кг/т не складає труднощі для попадання в заданий хімічний склад, при цьому забезпечується стабільне засвоєння марганцю на рівні 90-95 %. Виплавка з прямим легуванням марганцевистих сталей із вмістом марганцю 1-2% вимагає суворого дотримання технології. На стабільність одержуваних у цьому випадку результатів впливає характер попереднього ходу плавки: своєчасність розплавлення шихти, шлаковий і температурний режими окисного періоду плавки. Дані щодо зміни хімічного складу сталі на деяких дослідних плавках наведені у табл. 2.7, економічні показники – у табл. 2.8.

Технологія прямого легування може бути використана і для виплавки сталі з особливими вимогами щодо якості. До якості сталі марки 15А для трубної заготівлі пред'являються жорсткі вимоги до вмісту шкідливих

домішок: сірки не більше 0,010%, фосфору не більше 0,015%, азоту не більше 0,010%. Крім цього для забезпечення високих технологічних показників необхідно досягти високої чистоти по неметалевих включеннях.

Використання вуглецевих силікотермічного відновлення дозволяє отримувати стабільно високе корисне використання кремнію, яке становить 95,3-98,0%. Кремній використовується на розкислення та відновлення тільки оксиду MnO, що у свою чергу призводить до зниження витрати кремнію. Наскрізне вилучення марганцю є стабільним і дорівнює 90-95 %.

Таблиця 2.8

Економічні показники прямого легування марганцем

Марка сталі	Середня витрата матеріалів на розкислення та легування (кг/т)								Економічна ефективність (у.о./т)
	Звичайна технологія				З прямим легуванням				
	ФС45	ФС75	Смн17Р	Мр1	ФС45	ФС75	марг. руда	коксик понад норму	
15А	7,2	3,6	-	3,4	7,1	4,1	8,8	1,5	6,3
25Г2С	12,8	3,1	16,2	-	24,0	3,2	26,4	4,0	6,0
08Г2С	16,2	4,1	16,8	9,3	35,2	3,6	41,9	3,2	21,9

Розроблена технологія прямого легування сталі марганцем в дуговій печі застосовна для виплавки сталі як двошляковим процесом (у печах невеликої ємності), так і при переносі рафінувального процесу в АКОС. У цьому випадку розроблена технологія може бути використана для виплавки сталі в печах великої ємності, які працюють з доведенням металу поза печі.

Таблиця 2.7

Зміна складу металу та шлаку по ходу плавок з прямим легуванням марганцем *

Марка сталі	Витрата марганцевої руди	Засвоєння марганцю	Корисне використання Si, %	Період плавки	Хімічний склад металу, (вес. %)					Хімічний склад шлаку, (вес. %)			
					C	Si	Mn	S	P	CaO	SiO ₂	FeO	MnO
15A	9,2	94,8	95,8	Кінець окисл.періоду	0,07	-	0,10	0,024	0,005	40	15	28	10
				1-а рафінована проба	0,08	0,25	0,55	0,014	0,009	52	23	7,7	6,4
				2-а рафінована проба	0,08	0,15	0,54	0,013	0,009	61	24	1,7	2,9
				В ковші	0,13	0,26	0,52	0,006	0,011	56	28	0,8	0,5
25Г2С	27,6	90,2	90,18	Кінець окисл.періоду	0,20	-	0,17	0,018	0,020	22	24	25	17
				1-а рафінована проба	0,15	0,52	1,34	0,013	0,023	38	33	1,5	9,5
				2-а рафінована проба	0,16	0,47	1,42	0,012	0,025	40	33	1,5	7,1
				В ковші	0,27	0,78	1,42	0,010	0,025	37	35	1,2	3,6
08Г2С	41,9	93,5	92,9	Кінець окисл.періоду	0,05	-	0,12	0,026	0,016	39	16	24	13
				1-а рафінована проба	0,06	0,71	1,88	0,014	0,022	38	33	1,1	И,4
				2-а рафінована проба	0,06	0,59	1,89	0,014	0,002	38	34	2,8	7
				В ковші	0,07	0,80	1,95	0,011	0,022	36	35	2,1	4,2

* - середнє за 20 плавками.

3 ОХОРОНА ПРАЦІ

Правила з охорони праці при обробці металів встановлюють державні нормативні вимоги охорони праці, що пред'являються до організації та здійснення основних виробничих процесів та робіт, пов'язаних з термічною та холодною обробкою металів.

Вимоги Правил обов'язкові для виконання роботодавцями – юридичними особами незалежно від їх організаційно-правових форм та фізичними особами (за винятком роботодавців – фізичних осіб, не є індивідуальними підприємцями), при організації та здійсненні ними виробничих процесів та робіт, пов'язаних з термічною та холодною обробкою металів.

Відповідальність за виконання Правил покладається на роботодавця.

На основі Правил та вимог технічної (експлуатаційної) документації організації-виробника технологічного обладнання, застосовуваного під час обробки металів (далі – організація-виробник), роботодавцем розробляються інструкції з охорони праці для професій та (або) видів виконуваних робіт, які затверджуються локальним нормативним актом роботодавця з урахуванням думки відповідного профспілкового органу чи іншого уповноваженого працівниками, здійснюють роботи, пов'язані з обробкою металів, (далі – працівники) представницького органу (за наявності).

У разі застосування матеріалів, технологічного оснащення та технологічного обладнання, виконання робіт, вимоги до безпечного застосування та виконання яких не регламентовані Правилами слід керуватися вимогами відповідних нормативних правових актів, які містять державні нормативні вимоги охорони праці, та вимогами технічної (експлуатаційної) документації організації-виробника.

При організації виконання робіт, пов'язаних із впливом на працівників шкідливих та небезпечних виробничих факторів, роботодавець зобов'язаний вжити заходів щодо їх виключення або зниження до рівнів допустимого впливу, встановлених вимогами відповідних нормативних правових актів.

При неможливості виключення або зниження рівнів шкідливих та (або) небезпечних виробничих факторів до рівнів допустимого впливу у зв'язку з характером та умовами виробничого процесу проведення робіт без забезпечення працівників відповідними засобами індивідуального захисту забороняється.

Роботодавець має право встановлювати додаткові вимоги безпеки під час виконання робіт, що покращують умови праці працівників.

3.1 Вимоги охорони праці при організації виконання виробничих процесів

До виконання робіт допускаються працівники, які пройшли навчання з охорони праці та перевірку знань вимог охорони праці в встановленому порядку.

Працівники, які виконують роботи, до яких пред'являються додаткові (підвищені) вимоги охорони праці повинні проходити повторний інструктаж з охорони праці не рідше одного разу на три місяці, а також не рідше одного разу на дванадцять місяців – перевірку знань вимог охорони праці Перелік професій працівників та видів робіт, до виконання яких пред'являються додаткові (підвищені) вимоги охорони праці, що затверджуються локальним нормативним актом роботодавця.

Роботодавець забезпечує проходження працівниками обов'язкових попередніх (при вступі на роботу) та періодичних (протягом трудової діяльності) медичних оглядів у встановленому порядку.

На окремих роботах із шкідливими та (або) небезпечними умовами праці обмежується застосування праці жінок. Переліки робіт зі шкідливими та (або) небезпечними умовами праці, на яких обмежується застосування праці жінок, що затверджуються в установленому порядку.

Забороняється застосування праці осіб віком до вісімнадцяти років на роботах із шкідливими та (або) небезпечними умовами праці. Переліки робіт,

на яких забороняється застосування праці осіб віком до вісімнадцяти років, затверджуються в установленому порядку.

Працівники забезпечуються спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту (далі – ЗІЗ) у відповідно до Міжгалузевих правил забезпечення працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту.

Під час укладання трудового договору роботодавець зобов'язаний забезпечити інформування працівників про належні їм ЗІЗ.

Вибір засобів колективного захисту проводиться роботодавцем з врахування вимог безпеки для конкретних видів робіт. При виборі засобів колективного захисту слід керуватися Правилами по охорони праці при розміщенні, монтажі, технічному обслуговуванні та ремонті технологічного обладнання.

Режими праці та відпочинку працівників встановлюються правилами внутрішнього трудового розпорядку та іншими локальними нормативними актами роботодавця відповідно до трудового законодавства України.

Працівникам, які працюють у холодну пору року на відкритому повітрі або в закритих приміщеннях, що не обігріваються, повинні надаватися спеціальні перерви для обігріву та відпочинку, які включаються в робочий час. Роботодавець зобов'язаний забезпечити обладнання приміщень для обігріву та відпочинку працівників.

Роботодавцем мають бути обладнані за встановленими нормам санітарно-побутові приміщення, приміщення для їди, приміщення для надання медичної допомоги, кімнати для відпочинку робочий час та психологічного розвантаження; обладнані пости для надання першої допомоги, укомплектовані аптечками для надання першої допомоги, встановлені апарати (пристрої) для забезпечення працівників гарячих цехів та ділянок газованої солоною водою.

Роботодавець забезпечує розслідування, оформлення, реєстрацію та облік нещасних випадків, що сталися з працівниками, порядку, встановленому законодавством України.

Перевезення до медичних організацій працівників, які постраждали від нещасних випадків на виробництві, що проводиться транспортними коштами роботодавця або за його рахунок.

3.2 Вимоги охорони праці до виробничих територій (виробничим будівлям та спорудам, виробничим приміщенням та виробничим майданчикам) та організації робочих місць

Вимоги охорони праці до виробничих територій

Виробничі території (виробничі будівлі та споруди, виробничі приміщення та виробничі майданчики) повинні відповідати вимогам Технічного регламенту про безпеку будівель та споруд.

Утримання території, розташування будівель та споруд мають відповідати вимогам технологічного процесу.

Територія підприємства повинна бути упорядкована та утримуватися у чистоті. На території підприємства не повинно бути ярів або виїмок, які можуть бути місцем накопичення відходів виробництва.

Територія підприємства, маршрути пересування працівників та руху транспорту, а також місця виконання робіт з настанням темряви або при поганій видимості (туман, дощ) мають бути забезпечені штучним освітленням.

На території об'єкта, де заборонено проїзд автомашин, тракторів та інших механізованих транспортних засобів, повинні бути встановлені відповідні заборонні знаки.

Небезпечні зони мають бути позначені шляхом використання сигнальних кольорів та необхідних знаків безпеки на території підприємства, транспортних шляхах, переходах, у виробничих будівлях та спорудах, на

робочих майданчиках, на обладнанні робочих місць у відповідно до вимог нормативних документів.

При обладнанні та утриманні виробничих приміщень повинні дотримуватися вимог, що містяться в чинних нормативних правових актах.

Виробничі приміщення, в яких здійснюються основні технологічні процеси при обробці металів, необхідно розміщувати на території виробничого об'єкта з урахуванням виключення або мінімізації впливу на працівників шкідливих та (або) небезпечних виробничих факторів.

Забороняється:

1) захаращувати проходи та проїзди всередині будівель (споруд), виробничих приміщень (виробничих майданчиків) для забезпечення безпечного пересування працівників та проїзду транспортних коштів;

2) захаращувати будь-якими предметами, матеріалами, обладнанням коридори, тамбури, сходові клітки, запасні виходи;

3) допускати влаштування комор та майстерень під маршами сходових кліток;

4) застосовувати біля об'єкта відкритий вогонь.

У виробничих приміщеннях, де неможливо забезпечити значення показників мікроклімату в межах норм необхідно передбачати заходи щодо захисту працюючих від перегрівання, охолодження та інших шкідливих факторів.

У приміщеннях цехів з обробки металів слід використовувати як природна, і штучна вентиляція.

Приміщення цехів з обробки металів мають бути обладнані механічною загальнообмінною припливно-витяжною вентиляцією.

У приміщеннях цехів з великим тепловиділенням (у тому числі виділенням вологи та шкідливих речовин, що супроводжується) подача припливного повітря системами вентиляції та кондиціонування повинна проводитися в робочу зону так, щоб не порушувалася робота місцевих відсмоктувачів.

У виробничих приміщеннях цехів, де можливе раптове виділення повітря робочої зони великих кількостей шкідливих речовин, має бути передбачена аварійна вентиляція.

Увімкнення аварійної вентиляції має бути дистанційним.

До систем управління процесами обробки металів повинен бути вільний та безпечний доступ для обслуговування та ремонту.

У приміщеннях цехів має використовуватися як природне, так і та штучне освітлення.

Забороняється захищувати світлові отвори технологічним обладнанням, деталями, інструментами, матеріалами, тарою та іншими предметами. Для вікон, звернених на сонячний бік, рекомендується передбачати сонцезахисні пристрої (жалюзі, екрани, козирки, штори).

Аварійне освітлення, що автоматично включається у випадку аварійного відключення робочого освітлення, слід передбачати на робочих місцях, технологічних ділянках, де неможливо негайне припинення роботи (роботи на газових печах, установках отримання контрольованих атмосфер, роботи з ціаністими солями, кислотами), і на ділянках, де раптове припинення технологічного процесу пов'язане з небезпекою життя людей чи великими економічними втратами.

У виробничих приміщеннях цехів, де проводяться роботи з шкідливими речовинами (кислотами, лугами) та агресивними рідинами, повинні бути обладнані пристроями для промивання очей та шкірного покрив тіла. Пристрої повинні бути у чистоті, мати установку для ополіскування склянок та зливні раковини.

Забороняється встановлення пристроїв питного водопостачання на ділянках ціанування, рідинного азотування та свинцевих ванн.

Цех із великими печами, які працюють із вибухонебезпечними захисними газами, має бути забезпечений надійною спеціальною вентиляцією, а конструкції перекриття повинні виконуватись таким чином, щоб не утворювалося застійних газових мішків, у яких могли б

накопичуватися легші порівняно з повітрям газові суміші, зокрема водень чи продукти дисоціації аміаку.

Теплові або світлові сповіщувачі встановлюють у приміщеннях, де виробляються та зберігаються розчинники, легкозаймисті рідини (ЛЗР), горючі рідини, мастильні матеріали; світлові – в приміщеннях, де виробляються та зберігаються луки, металеві порошки; теплові сповіщувачі – у приміщеннях, де можливе виділення пилу.

Рампи з балонами, наповненими газами (аргоном, аміаком, вуглеводневими газами, у тому числі газами важчими за повітря), слід встановлювати в місцях, обладнаних припливно-витяжною вентиляцією, яка повинна включатися перед відкриттям вентилів балонів та функціонувати до закриття.

Верстати та інструмент для механічної обробки матеріалів та виробів слід обладнати місцевою витяжною вентиляцією з пневматичними пиластружкоприймачами. Конструкція верстатів повинна забезпечувати зручне та безпечне прибирання стружки.

Аспіраційні системи, а також системи зрошення та гідропилоподавлення слід блокувати з пусковими пристроями технологічного обладнання, що виключають його роботу при відключеній вентиляції.

Пилоприймачі та повітроводи (трубопроводи), транспортують пилоповітряну суміш, для захисту від статичного електрики мають бути заземлені.

Отвори у стінах виробничих приміщень, цехів, ділянок холодної обробки металів, призначені для руху транспорту та проходу людей, повинні бути обладнані пристроями (коридори, тамбури, завіси), що виключають протяги та можливість поширення пожежі (двері, що автоматично закриваються, засувки, заслінки).

У цеху (дільниці) має бути не менше двох виходів, влаштованих у місцях, найбільш доцільних для виходу персоналу, що обслуговує.

Оздоблення стін виробничих приміщень повинно виключати можливість накопичення пилу, поглинання парів та газів та допускати прибирання вологим способом.

Підлоги повинні мати міцне тверде покриття, стійке до механічним впливам, мати рівну не слизьку поверхню (Чавунна або сталева штампована перфорована плитка, бетонні плити). Підлоги повинні бути волого- та маслонепроникними, і легко очищатись від різних забруднень.

Підлоги в приміщеннях, призначених для обробки берилію та його сплавів повинні бути обладнані трапами для стоку промивних вод.

Підлоги ділянок та цехів обробки магнієвих та титанових сплавів повинні бути гладкими та зручними для очищення від пилу вологим способом, безіскровими та вогнестійкими.

Для запобігання поразці працюючих електричним струмом на ділянках електрохімічної та електроерозійної обробки виробів повинні влаштовуватися підлоги з електроізолюючих матеріалів або на робочих місцях операторів підлога повинна бути покрита діелектричним настилом, килимками з маслобензостійких матеріалів або застосовуватися електроізолюючі підставки.

Усі заглиблення у підлозі (колодязі, приямки, тунелі комунікацій) повинні перекриватися міцними залізобетонними або сталевими (чавунними) рифленими плитами, укладеними врівень з рівнем підлоги.

Тимчасово відкриті люки повинні бути огорожені перилами заввишки менше 1,1 м з обшивкою по низу на висоту не менше 0,15 м і з додатковою огорожувальною планкою на висоті 0,5 м від настилу.

Трубопроводи гідро-, паро-, газо-, пневмосистем, кабелі, запобіжні клапани та інші частини виробничого обладнання цеху, механічне пошкодження яких може спричинити виникнення небезпеки, повинні бути захищені огорожами або розташовані так, щоб запобігти їх випадковому пошкодженню працюючими чи засобами технічного обслуговування.

Електрокабелі та електропроводи на ділянках електрохімічних верстатів мають прокладатися поверху. У разі прокладання електрокабелів та електропроводів по підлозі вони повинні бути захищені від механічних пошкоджень та попадання на них робочих розчинів.

Повітропроводи вентиляційних систем, стіни та елементи будівельних конструкцій цехів, отвори та поверхні вікон, арматура освітлення повинні очищатися від пилу і кіптяви не рідше одного разу на три місяця.

Вимоги охорони праці до розміщення технологічного обладнання та організації робочих місць.

При розміщенні та розміщенні технологічного обладнання, організації робочих місць необхідно керуватися вимогами, що містяться в Правилах з охорони праці при розміщенні, монтажі, технічне обслуговування та ремонт технологічного обладнання.

Розміщення технологічного обладнання, вихідних матеріалів, напівфабрикатів, заготовок, готової продукції та відходів виробництва у виробничих приміщеннях та на робочих місцях повинно забезпечувати здійснення виробничого процесу оптимальними режимами та не становити небезпеки для працівників.

Великогабаритне обладнання, що використовується при обробці металів, має бути встановлено на міцних віброізолюючих підставах чи фундаментах. Кріплення обладнання до основ або фундаментів має проводитися відповідно до технічної документацією заводу-виробника.

Для зниження рівнів шуму та вібрації, що впливають на працівників на робочих місцях, мають бути використані такі технічні засоби боротьби зі шкідливими факторами у джерелі:

- 1) ретельне статичне та динамічне балансування рухомих деталей обладнання та вентиляційних систем;
- 2) застосування примусового мастила третьових поверхонь зчленування;
- 3) застосування звукопоглинаючих конструкцій, акустичних екранів.

Слюсарні верстати повинні мати жорстку та міцну конструкцію та бути стійкими. Верхня частина верстата має бути оббита листовою сталлю без виступаючих кромek та гострих кутів.

Для захисту працівників від осколків, що відлітають, на верстатах повинні бути поставлені суцільні або з металевої сітки щити заввишки не менше 1м. При двосторонній роботі на верстаті щити повинні ставитися в середині, а при односторонній – з боку, зверненої до робочих місць, проходам, вікнам.

Робоча зона обладнання повинна мати огорожі для захисту працівників від можливого ураження стружкою, що відлітає, бризок мастильно-охолоджуючої рідини, осколків, що розлітаються, зруйнованих заготовок та штампів.

Виконавчі органи та механізми обладнання, що становлять небезпеку для працівників (які рухаються і обертаються частини технологічного обладнання), повинні бути огорожені знімними відкидними або розсувними огорожами з блокуючими пристроями, що забезпечують зупинку обладнання під час знімання або відкривання огорожі та неможливість пуску при відкритій огорожі.

Устаткування із шкідливими виділеннями (установки підготовки твердого карбюратора, травильні установки) повинно бути встановлене в приміщеннях, ізольованих як від пічних прольотів, і одне від іншого.

Печі-ванни не слід розташовувати під світловими ліхтарями в уникнення попадання в розплав крапель води, що конденсується на ліхтарях.

Електротермічні індукційні установки з ламповими та машинними генераторами допускається встановлювати як в окремих, так і у загальних приміщеннях, у місцях, що відповідають технології виробництва.

Машинні генератори повинні встановлюватися в звукоізольованих приміщеннях.

Газоприготувальні установки слід розміщувати у приміщенні термічного цеху разом із печами, які працюють із контрольованими

атмосферами, чи окремому приміщенні. Установки для приготування водневої атмосфери повинні розміщуватись в окремому приміщенні.

Вакуумне обладнання, включаючи накопичувачі інертного газу, має бути розміщено в ізольованому приміщенні. В окремих, технічно обґрунтованих випадках допускається розміщення вакуумного обладнання у приміщенні цеху.

Гартувальні баки, соляні та травильні ванни, ванни знежирення та промивання деталей, шахтні електропечі, встановлені в Пряжки, повинні виступати над рівнем підлоги на висоту 1,0 м. У випадку меншої висоти таке обладнання має бути огорожене бар'єром заввишки щонайменше 1,0 м.

Розміщення нагрівальних печей та пресів повинно виключити необхідність перенесення нагрітих деталей з проходу чи проїзду.

При організації робочих місць охорона праці працівників забезпечується:

1) захистом працівників від впливу шкідливих та (або) небезпечних виробничих факторів;

2) раціональним розміщенням технологічного обладнання виробничих приміщень та поза ними: забезпеченням безпечної відстані між обладнанням, обладнанням та стінами, колонами, безпечною шириною проходів та проїздів;

3) зручним та безпечним поводженням з матеріалами, заготовками, напівфабрикатами;

4) регулярним технічним обслуговуванням та ремонтом технологічного обладнання, інструменту та пристроїв.

Робочі місця слід розміщувати:

1) на максимальному віддаленні від технологічного обладнання, що генерує шкідливі та (або) небезпечні виробничі фактори;

2) поза лінією руху вантажів, що переміщуються за допомогою вантажопідійомних засобів.

При організації робочих місць, обладнаних промисловими роботами, слід передбачати комплексну механізацію та автоматизацію технологічного процесу, у тому числі допоміжних операцій, пов'язаних з впливом на працюючих небезпечних та шкідливих виробничих факторів, залишаючи за оператором в основному функції управління та контролю за роботою роботизованих технологічних комплексів.

Розташування пульта керування роботизованого технологічного комплексу має забезпечувати оператору можливість візуального контролю за виконанням технологічних та транспортних операцій, огляд елементів робочого місця, робочого простору промислового робота та простору за межами.

Усі електропускові пристрої на робочому місці мають бути розміщені так, щоб виключалася можливість пуску машин, механізмів та обладнання сторонніми особами. Забороняється включення кількох струмоприймачів одним пусковим пристроєм.

ВИСНОВКИ

В аналітичній частині випускної кваліфікаційної роботи проведено аналіз сучасних вимог до якості сталі.

Встановлено, що розвиток технології розливання сталі на МБЛЗ зумовило підвищення вимог до якості сталі. Процеси рафінування сталі в ковші, розроблені за останні десятиліття, доповнили сталеплавильне виробництво новими можливостями і розширили діапазон марочного складу сталі, який можна отримувати в умовах міні-заводів. Як правило, найкращі результати досягають у разі застосування агрегатів для комплексної позапічної обробки сталі типу ківш-піч, в яких, крім процесів рафінування сталі, забезпечується її доведення за хімічним складом і температурою.

В основній частині наведена технологія легування сталі природними марганцевмісними матеріалами в дугових печах та агрегатах типу «ковш-піч». Розроблена технологія прямого легування сталі марганцем в дуговій печі застосовна для виплавки сталі як двошлаковим процесом (у печах невеликої ємності), так і при переносі рафінувального процесу в АКОС. У цьому випадку розроблена технологія може бути використана для виплавки сталі в печах великої ємності, які працюють з доведенням металу поза печі.

В розділі «охорона праці» наведені основні вимоги охорони праці при організації виконання виробничих процесів.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Бережной А. С. Багатокомпонентні системи оксидів / А. С. Бережной. – Київ: Наукова думка, 1970. – 344 с.
2. Григорян В. А. Теоретичні основи електросталеплавильних процесів / В. А. Григорян, Л. М. Белянчиков, А. Я. Стомахін. – М.: Металургія, 1987. – 272 с.
3. Гасик М. І. Пряме легування сталі в умовах мінерально-сировинної та енергетичної бази чорної металургії / М. І. Гасик, Н. П. Лякішев, Б. Ф. Величко // Актуальні проблеми та перспективи електromеталургійного виробництва. – Дніпропетровськ: Системні технології, 1999. – С. 48–56.
4. Кокелідзе М. А. Виплавка сплаву АМС з використанням у шихті Чіатурських бідних марганцевих руд / М. А. Кокелідзе, А. Г. Джулухідзе // Марганець. – Тбілісі: Мецніереба, 1967. – № 3 (12). – С. 100–107.
5. Меджибожський М. Я. Основи термодинаміки і кінетики сталеплавильних процесів / М. Я. Меджибожський. – Київ; Донецьк: Вища школа, 1986. – 280 с.
6. Баптізманський Б. І. Раскислення і легування сталі екзотермічними феросплавами / Б. І. Баптізманський [та ін.]. – Київ: Техніка, 1979. – 248 с.
7. Сутирін Ю. Є. Технологія збагачення карбонатних марганцевих руд / Ю. Є. Сутирін, Е. Г. Літвінцев // Збагачення руд. – 2000. – № 4. – С. 27–28.
8. Шарапова В. В. Результати дослідження фосфоровмісних фаз у промислових марганцевих феросплавах / В. В. Шарапова // Сталь. – 2002. – № 8. – С. 54–55.
9. Vitez I. Contribution to the examination of railroad steel track composition purity / I. Vitez, I. Budic, D. Krumes // Metalurgija. – Zagreb, 2000. – Vol. 39, № 4. – P. 267–270.
10. Григорович К. В. Дослідження структури та металевої якості рейкових сталей різних виробників / К. В. Григорович, А. С. Трушнікова, А. М. Арсенкін [та ін.] // Метали. – 2006. – № 5.

11. Катунін А. І. Якість рейкової сталі, виплавленої в дугових електросталеплавильних печах з використанням рідкого чавуну / А. І. Катунін, І. А. Козирєв, О. В. Гілев // Вісн. вищ. уч. закл. Чорна металургія. – 2004. – № 4. – С. 42–44.
12. Лузгін В. П. Кисень і механізм його впливу на властивості сталі / В. П. Лузгін // Сталь. – 1999. – № 10. – С. 22–26.
13. Лузгін В. П. Кисень і якість сталі / В. П. Лузгін // Сталь. – 2002. – № 6. – С. 20–23.
14. Белянчиков Л. М. Азот – регулятор зерна аустеніту та якості сталі / Л. М. Белянчиков // Електрометалургія. – 2007. – № 8. – С. 31–35.
15. Алексієнко А. А. Вплив деяких технологічних чинників на розливаність раскисленої алюмінієм сталі на сортовому МБЛЗ / А. А. Алексієнко [та ін.] // Електрометалургія. – 2007. – № 2. – С. 2–7.
16. Szekely J. Ladle Metallurgy / J. Szekely, G. Carlsson, L. Helle. – New York : Springer-Verlag, 1989. – 166 p.
17. Белянчиков Л. М. Надійність металевих матеріалів – ключ до покращення якості продукції / Л. М. Белянчиков // Електрометалургія. – 2006. – № 2. – С. 13–20.
18. Абарін В. І. Удосконалення технології виробництва вуглецевих конструкційних сталей / В. І. Абарін, В. В. Алчин, В. С. Балдін // Сталь. – 2005. – № 4. – С. 20–22.
19. Kawakami M. Розробка технології продувки попередньо обробленого чавуну. Ч. 1 / Masahiro Kawakami // J. Iron and Steel Institute of Japan. – 1986. – Vol. 72, № 4. – P. 241.
20. Levenspiel O. Chemical reaction engineering / O. Levenspiel. – New York : Wiley, 1972.
21. Nakujima S. Вплив MnO на показники конвертерного процесу LD-OTB / Shin-ichi Nakujima // J. Iron and Steel Institute of Japan. – 1985. – Vol. 71, № 4. – P. 183.

22. Бобкова О. С. Ефективність застосування оксидних матеріалів для десульфурзації та прямого легування хромом електросталі / О. С. Бобкова, В. В. Барсегін, А. Ф. Каблуковський // Сталь. – 1994. – № 1. – С. 20–22.
23. Наконечний А. Я. Ефективність прямого легування сталі марганцем / А. Я. Наконечний, В. І. Романенко, А. Ю. Зайцев // Сталь. – 1994. – № 1. – С. 17–20.
24. Ubaruki T. Development of smelting reduction of iron ore – an approach to commercial ironmaking / T. Ubaruki, M. Kanemoto, S. Ogato [et al.] // Iron and Steelmaking. – 1990. – № 12. – P. 30–37.
25. Hiroshi H. // J. Iron and Steel Institute. – 1985. – Vol. 71, № 4. – P. 145.
26. Hiroshi H. // J. Iron and Steel Institute. – 1986. – Vol. 72, № 4. – P. 111–116.
27. Fruehan R. J. Стан і перспективи розвитку конвертерного виробництва / R. J. Fruehan // Proc. 6th Int. Iron and Steel Congress, Nagoya, Oct. 21–26, 1990. – № 3. – С. 73–85.
28. Ibaraki T. Металургійний ефект комбінованого конвертерного процесу з регульованою інтенсивністю продувки / Tetsuhari Ibaraki // J. Iron and Steel Institute of Japan. – 1984. – Vol. 70, № 12. – P. 897.
29. Кісіомото Я. Розробка технології виплавки корозійностійкої сталі з верхньою продувкою сумішшю газів і нижньою продувкою аргоном / Я. Кісіомото [та ін.] // Дзайрьо то пуроссу. – 1988. – Т. 1, № 4. – С. 1210.
30. Айзатулов Р. С. Модель відновлення оксидів марганцю в агрегатах конвертерного типу / Р. С. Айзатулов, Є. В. Протопопов, В. П. Камшуков, К. М. Шакіров // Металургійна і гірничорудна промисловість. – 2002. – № 7. – С. 277–279.
31. Носов Ю. Н. Пряме легування сталі марганцевим агломератом у ковші на випуску з конвертера / Ю. Н. Носов, В. П. Камшуков, В. В. Соколов [та ін.] // Сталь. – 2004. – № 5. – С. 35–36.
32. Шрамко М. С. Виплавка високомарганцевої сталі 110Г13Л з використанням малодефіцитних марганцевмісних матеріалів / М. С. Шрамко, А. А. Шаломеев, Л. В. Єрмак [та ін.] // Підвищення технічного рівня... V Респ. наук.-техн. конф. – Дніпро, 1990. – Т. 2. – С. 33–35.

33. Шульте Ю. А. Використання відвальних шлаків металотермічного марганцю у виплавці сталі / Ю. А. Шульте, М. І. Гасик, М. С. Шрамко [та ін.] // Сталь. – 1984. – № 9. – С. 46–47.

34. Дерябін А. А. Ефективність використання ванадійвмісних шлаків для легування рейкової сталі у електропечах / А. А. Дерябін, Н. А. Козирєв, В. В. Могильний // Сталь. – 1998. – № 2. – С. 19–21.

35. Мазуров Є. Ф. Використання рудних та шлакових матеріалів для легування електросталі марганцем і хромом у 100-т ковшах з основною футерівкою / Є. Ф. Мазуров, О. С. Бобкова, В. В. Барсегін // Сталь. – 1994. – № 1. – С. 23–25.

36. Гасик М. І. Підвищення якості марганцевих концентратів і феросплавів / М. І. Гасик, С. І. Хітрік, В. Ф. Горачев [та ін.]. – Дніпро: Промінь, 1972. – 110 с.

37. Гасик М. І. Пряме легування сталі в умовах мінерально-сировинної та енергетичної бази чорної металургії СНД / М. І. Гасик, Н. П. Лякішев, Б. Ф. Величко // Сталь. – 1995. – № 12. – С. 19–24.

Звіт подібності

метадані

Назва організації

STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

Заголовок

Наріжний Артур Віталійович

Автор

Науковий керівник / Експерт

Наріжний Артур Віталійович Чупринов С.В.

підрозділ

STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

Обсяг знайдених подібностей

Коефіцієнт подібності визначає, який відсоток тексту по відношенню до загального обсягу тексту було знайдено в різних джерелах. Зверніть увагу, що високі значення коефіцієнта не автоматично означають плагіат. Звіт має аналізувати компетентна / уповноважена особа.



25

Довжина фрази для коефіцієнта подібності 2



15321

Кількість слів

114103

Кількість символів

Тривога

У цьому розділі ви знайдете інформацію щодо текстових спотворень. Ці спотворення в тексті можуть говорити про МОЖЛИВІ маніпуляції в тексті. Спотворення в тексті можуть мати навмисний характер, але частіше характер технічних помилок при конвертації документа та його збереженні, тому ми рекомендуємо вам підходити до аналізу цього модуля відповідально. У разі виникнення запитань, просимо звертатися до нашої служби підтримки.

Заміна букв		61
Інтервали		0
Мікропробіли		0
Білі знаки		0
Парафрази (SmartMarks)		277

Подібності за списком джерел

Нижче наведений список джерел. В цьому списку є джерела із різних баз даних. Колір тексту означає в якому джерелі він був знайдений. Ці джерела і значення Коефіцієнту Подібності не відображають прямого плагіату. Необхідно відкрити кожне джерело і проаналізувати зміст і правильність оформлення джерела.

10 найдовших фраз

порядковий номер	НАЗВА ТА АДРЕСА ДЖЕРЕЛА URL (НАЗВА БАЗИ)	Копію тексту
		КІЛЬКІСТЬ ІДЕНТИЧНИХ СЛІВ (ФРАГМЕНТІВ)
1	http://www.fholm.kpi.ua/labours/labours-2016.pdf	122 0.80 %
2	Удосконалення технології розливання сталі на сортових МБЛЗ для підвищення якості заготовки 6/19/2023 Dniprovsk State Technical University (Металургії ім. проф. В.І.Логінова, МЧМ)	103 0.67 %
3	Удосконалення технології прямого легування сталі шляхом відновлення оксидвмісних матеріалів 11/20/2024 Kryvyi Rih National University (Кафедра металургії чорних металів і ливарного виробництва)	86 0.56 %

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра металургійних технологій

ВІДГУК КЕРІВНИКА НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ

бакалавра
(бакалавра, бакалавра)

Студента(ки) НАРІЖНОГО АРТУРА ВІТАЛІЙОВИЧА

(прізвище, ім'я та по-батькові)

групи ЗМЧМ-21

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра

(бакалавра, бакалавра)

Дослідження і вибір способу модифікування та легування сталі для підвищення її якості

Обсяг пояснювальної записки і графічної частини:

пояснювальна записка	<u>86;</u>
таблиць	<u>8;</u>
схем і рисунків	<u>16;</u>
листів графічної частини (демонстраційного матеріалу)	<u>6.</u>

Якісні відмінності кваліфікаційної роботи бакалавра

(бакалавра, бакалавра)

Вимоги ринку зумовлюють постійний пошук нових матеріалів і технологій, їх використання при зростаючих вимогах до матеріало- та енергозбереження, забезпечення екологічної безпеки, а також до якості сталі.

Використання вуглецевих силікотермічного відновлення дозволяє отримувати стабільно високе корисне використання кремнію, яке становить 95,3-98,0%. Кремній використовується на розкислення та відновлення тільки оксиду MnO, що у свою чергу призводить до зниження витрати кремнію. Наскрізне вилучення марганцю є стабільним і дорівнює 90-95 %.

Кваліфікаційна робота присвячена актуальній тематиці, виконана в повному обсязі.

Недоліки кваліфікаційної роботи бакалавра
(бакалавра, бакалавра)

Суттєвих недоліків не виявлено, допущені деякі помилки в оформленні.

Характеристика загальної, спеціальної і виробничої підготовки автора кваліфікаційної роботи бакалавра, ступінь самостійності виконання:
Кваліфікаційна робота на здобуття першого (бакалаврського) рівня вищої освіти виконана в повному обсязі, своєчасно та відповідно до вимог.
Спеціальна та загальна підготовка здобувача задовільна.
Робота виконана самостійно та відповідно до затвердженого графіку.

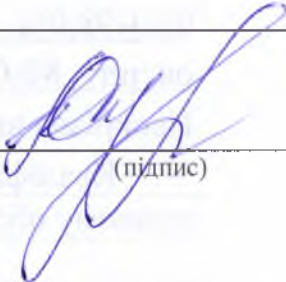
Можливість використання кваліфікаційної роботи бакалавра

Результати роботи можна використовувати на українських підприємствах для отримання сталі високої чистоти.

Оцінка кваліфікаційної роботи Бакалавра «добре»

Керівник Сусло Наталія Валеріївна
(прізвище, ім'я та по-батькові)

Доцент, к.т.н.
(посада, науковий ступінь, вчене звання)


(підпис)

« 10 » 06 2025 р.

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ
Кафедра металургійних технологій

РЕЦЕНЗІЯ

на кваліфікаційну роботу _____ бакалавра
(бакалавра, магістра)

Студента(ки) Наріжного Артура Віталійовича
(прізвище, ім'я та по-батькові)

Групи ЗМЧМ-21	
Тема кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
<u>Дослідження і вибір способу модифікування та легування сталі для підвищення її якості</u>	
Тема спеціальної частини кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
Переваги кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
<u>В кваліфікаційній роботі наведені способи економічно доцільного способу модифікування та легування.</u>	
Недоліки кваліфікаційної роботи	бакалавра (бакалавра, магістра)
Рекомендації: Результати кваліфікаційної роботи можна використовувати на Металургійних підприємствах України.	
Рецензент	<u>Панченко Ганна Миколаївна</u> (прізвище, ім'я та по-батькові)

Доцент, к.т.н.
(посада, науковий ступінь, вчене звання)


(підпис)

ЗГОДА

здобувача(чки) вищої освіти

Державного університету економіки і технологій
про перевірку кваліфікаційної роботи на прояви академічного плагіату
та розміщення в Репозитарії Університету

Я, Чарнішій Артур Віталійович, підтримую політику Державного університету економіки і технологій з академічної доброчесності і відкритого доступу.

Засвідчую, що кваліфікаційна бакалаврська робота «Дослідження і вибірка способу медикоювання та лікування сталі для підвищення її якості» виконана самостійно та не містить академічного плагіату. Я не надавав(ла) і не одержував(ла) недозволену допомогу під час підготовки цієї роботи. Робота містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело.

Із чинним Положенням про запобігання та виявлення академічного плагіату в роботах здобувачів вищої освіти Державного університету економіки і технологій ознайомлений(а). Чітко усвідомлюю, що в разі виявлення у кваліфікаційній роботі порушення норм академічної доброчесності робота не допускається до захисту або оцінюється незадовільно.

Також я поінформований(на), що відповідно до «Положення про Репозитарій (електронну базу даних) Державного університету економіки і технологій» зазначена робота буде розміщена в Електронному архіві Університету (Репозитарії ДУЕТ). З умовами такого розміщення ознайомлений(на).

07.06.2025

А.В. Чарнішій

А.В. Чарнішій
(ініціали, прізвище, власноруч)

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ

ДОВІДКА

про підготовку студента-випускника

Наріжного Артура Віталійовича

(прізвище, ім'я та по-батькові)

Кафедра Металургійних технологій

Спеціальність 136 – Металургія

(шифр, назва)

Тема кваліфікаційної
роботи бакалавра

Дослідження і вибір способу модифікування та
легування сталі для підвищення її якості

Керівник кваліфікаційної роботи:

доцент, к.т.н., Сусло Н.В.

(посада, науковий ступінь, прізвище, ініціали)

Оцінки по розділах роботи

№ з/п	Найменування розділу проекту (роботи)	Консультант	Зараховано / не зараховано	Дата	Підпис консультанта	Примітка
1	Аналітична частина	Сусло Н.В.	<i>зараховано</i>		<i>[підпис]</i>	
2	Основна частина	Сусло Н.В.	<i>зараховано</i>		<i>[підпис]</i>	
3	Охорона праці	Сусло Н.В.	<i>зараховано</i>		<i>[підпис]</i>	

Завідувач кафедри

[підпис]
(підпис)

Д.О. Кассім

(ініціали, прізвище)

« *10* » *06* 20 *25* р.

Декларація
про дотримання академічної доброчесності під час
написання кваліфікаційної роботи
здобувачем вищої освіти
Державного університету економіки і технологій

Я, Уварівський Артур Віталійович
студент(ка)/ 4 курсу, групи ЗМЧМД Державного університету економіки і
технологій розумію і підтримую політику закладу із академічної
доброчесності. Я не надавав(ла) і не одержував(ла) заборонену допомогу під
час підготовки цієї роботи. Використання ідей, результатів і текстів інших
авторів мають посилання на відповідне джерело.

10.06.2025р.
(дата)

А.В. Уварівський
(підпис) (Ініціал, ПРІЗВИЩЕ)