

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНІ

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

До
03.09.2023
[Signature]

Кваліфікаційна робота / проект

другий (магістерський)

(рівень вищої освіти)

на тему Дослідження процесу прямого легування сталі з використанням
відвальних шлаків марганцевих феросплавів

Виконав: студент II курсу, групи 8.1361-мчм-дн
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія чорних металів

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

О.Ф.Плахотнюк

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

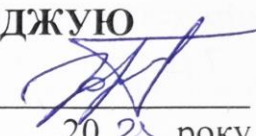
Запоріжжя

2023

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
 Рівень вищої освіти другий (магістерський)
 Спеціальність 136 Металургія
(код та назва)
 Освітня програма Металургія чорних металів
(код та назва)
 Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри 
 « 02 » 06 2022 року

З А В Д А Н Н Я

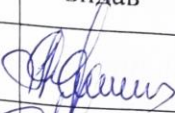

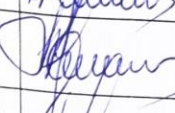
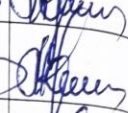

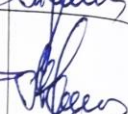
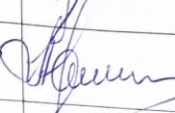

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Плахотнюку Олександрю Федоровичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

- 1 Тема роботи (проекту) Дослідження процесу прямого легування сталі з використанням відвальних шлаків марганцевих феросплавів
- керівник роботи Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
- затверджені наказом ЗНУ від « 02 » червня 2022 року № 597-с
- 2 Строк подання студентом роботи 05.02.2023
- 3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологічні можливості прямого легування сталі з використанням відходів марганцевого виробництва
- 4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат; вступ; Розділ 1 Загальна характеристика технології прямого легування сталі; Розділ 2 Характеристика дугової сталеплавильної печі ДС-0,5; Розділ 3 Дослідження процесу брикетування відвальних шлаків марганцевих феросплавів та прямого легування сталі; Розділ 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання; Додаток А
- 5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) креслень

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Розділ 1 Загальна характеристика технології прямого легування сталі	Кириченко О.Г., доцент		
Розділ 2 Характеристика дугової сталеплавильної печі ДС-0,5	Кириченко О.Г., доцент		
Розділ 3 Дослідження процесу брикетування відвальних шлаків марганцевих феросплавів та прямого легування сталі	Кириченко О.Г., доцент		
Розділ 4 Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	21.11-25.11.2022	
2	Розділ 1 Загальна характеристика технології прямого легування сталі	26.11-30.11.2022	
3	Розділ 2 Характеристика дугової сталеплавильної печі ДС-0,5	01.12-04.12.2022	
4	Розділ 3 Дослідження процесу брикетування відвальних шлаків марганцевих феросплавів та прямого легування сталі	05.12-08.12.2022	
5	Розділ 4 Охорона праці та техногенна безпека	09.12-11.12.2022	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.12.2022	

Студент

(підпис)

О.Ф.Плахотнюк

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)

(підпис)

О.Г.Кириченко

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер

(підпис)

Ю.О.Белоконь

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 81 с., 13 табл., 12 рис., 1 дод., 31 джерел

ВІДВАЛЬНИЙ ШЛАК, МЕТАЛЕВИЙ МАРГАНЕЦЬ, ЛЕГУВАННЯ,
ОРТОСИЛКАТ КАЛЬЦІЯ, АПС, БРИКЕТУВАННЯ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ

Об'єкт дослідження – процес прямого легування сталі з використанням відходів виробництва марганцевих сплавів.

Предмет дослідження – закономірності і механізми фізико-хімічних процесів отримання марганецьалюмінієвих брикетів та проведення процесу прямого легування сталі.

Мета роботи – дослідження та вдосконалення технології отримання брикетів з відвальних шлаків металевого марганцю та вторинного алюмінію з метою використання їх в процесах прямого легування сталі.

Методи дослідження – хімічний аналіз, петрографічний аналіз, мікроскопічний аналіз, теоретичні розрахунки, дослідження в напівпромислових і промислових умовах, статистичний аналіз отриманих результатів.

Наукова новизна:

1. Встановлено, що як відновник марганцю з відвального шлаку металевого марганцю при прямому легуванні найбільш доцільно використовувати алюміній. Використання алюмінію як відновника дозволяє на 90-95% витягти марганець із шлаку та отримати стандартні марганцеві комплексні феросплави.

Практичне значення:

1. Розроблено технологію брикетування відвального шлаку металевого марганцю та шлаку від виробництва вторинних алюмінієвих сплавів.

У розділі 1 розглянуто основні переваги технології прямого легування сталі марганцем з використанням вторинних матеріалів, що містять марганець –

високоосновних шлаків феросплавного виробництва. Як відновник запропоновано використовувати підготовлені за розробленою схемою шлак від виробництва вторинного алюмінію та його сплавів, що містить до 27% алюмінію металевого.

У розділі 2 представлена характеристика напівпромислової дугової сталеплавильної печі ДС-0,5, яка використовувалася в проведенні експериментів.

У розділі 3 розроблено технологію брикетування відвального шлаку металевого марганцю та шлаку від виробництва вторинного алюмінію. Для поліпшення технологічних показників легування сталі марганцем з брикетів запропоновано задавати в піч після повного розплавлення сталі спільно з вапном у співвідношенні 2:1.

У розділі 4 проаналізовано основні проблеми охорони праці та техногенної безпеки в умовах проведення досліджень в умовах феросплавного цеху.

Запропонована технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в умовах феросплавних підприємств України.

ЗМІСТ

	С.
Вступ.....	8
1 Загальна характеристика технології прямого легування сталі.....	12
1.1 Огляд технології прямого легування сталі марганцем.....	14
1.2. Характеристика марганцеворудної бази промисловості України	15
1.3 Огляд основних напрямів утилізації шлаків від виробництва металевого марганцю силікотермічним способом	23
2 Характеристика дугової сталеплавильної печі ДС-0,5.....	28
3 Дослідження процесу брикетування відвальних шлаків марганцевих феросплавів та прямого легування сталі.....	32
3.1. Дослідження технологічних особливостей металотермічного довідновлення марганцю з високоосновних відвальних шлаків феросплавного виробництва	32
3.1.1. Загальна характеристика використовуваних у дослідженнях шлаків..	32
3.1.2. Дослідження процесу алюмінотермічного довідновлення марганцю з відвального шлаку металевого марганцю	34
3.2. Визначення принципової можливості використання як алюмінієвого відновника відвального шлаку від виробництва вторинного алюмінію.....	42
3.2.1. Визначення принципової можливості використання шлаків вторинного алюмінію як відновника.....	42
3.2.2. Розробка технологічної схеми підготовки (збагачення) АПС до плавки	45
3.3 Дослідження процесу брикетування відвального шлаку металевого марганцю з алюмінієвим шлаком.....	48
3.3.1 Загальна характеристика процесу брикетування матеріалів.....	48
3.3.2 Лабораторні дослідження процесу брикетування відвального шлаку металевого марганцю з алюмінієвим шлаком.....	51
3.4 Дослідження процесу легування сталі марганцем із	

використанням відвального шлаку від виробництва металевого марганцю..	55
4 Охорона праці та техногенна безпека	58
4.1 Техніка безпеки у феросплавному цеху.....	58
4.1.1 Основні шкідливі та небезпечні фактори виробництва	58
4.1.2 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів	60
4.1.3 Електроустаткування	63
4.1.4 Природне та штучне освітлення	63
4.1.5 Вентиляція.....	64
4.1.6 Побутові та допоміжні приміщення.....	65
4.1.7 Індивідуальні засоби захисту	66
4.2 Протипожежна безпека.....	67
4.2.1 Характеристика виробництва з вибухопожежної небезпеки.....	67
4.2.2 Засоби гасіння пожеж	69
Висновки	71
Перелік джерел посилання	73
Додаток А Публікації за темою кваліфікаційної роботи	77

Вступ

Актуальність проблеми. Національний пріоритет розвитку гірничо-металургійного комплексу України передбачає повноцінний вихід чорної металургії України на світовий ринок та її зміцнення за рахунок створення власної якісної та конкурентоспроможної металопродукції [1]. Виконання поставлених завдань у феросплавній підгалузі тісно пов'язане з такими питаннями:

- розробка та впровадження нових енергозберігаючих, ресурсозберігаючих та природоохоронних технологій;
- пошук нових технічних рішень, пов'язаних із підвищенням якості металопродукції;
- оптимізація основних параметрів та роботи пічних агрегатів, удосконалення процесу підготовки сировини до плавки з одночасним підвищенням її металургійної якості;
- впровадження комплексної автоматизації технічних процесів та багато іншого.

Якість сталі та виробів з неї залежить не тільки від якості шихтових матеріалів (металобрухт, чавун, залізна руда) або від дотримання технічних регламентів тієї чи іншої металургійної галузі, а й від феросплавів, що застосовуються. Також від якості феросплавів залежить розкислення, легування чи модифікування сталі.

Українська феросплавна промисловість випускає понад 70 різних видів та марок простих та складних феросплавів, що містять близько 25 елементів, що умовно називаються феросплавами, окремо або в комбінації. Сплави марганцю та заліза є найбільш поширеними та масовими. Основним завданням, що стоїть перед феросплавною промисловістю, є збільшення вилучення провідних елементів у сплавах та заміна існуючих більш ефективними технологіями для забезпечення продуктивності електропечі, зниження собівартості та

підвищення якості готової продукції. Необхідність акцентувати увагу на вдосконаленні та розвитку процесів.

Останнім часом спостерігається стійка тенденція зниження якості вітчизняної марганцевої сировини та підвищення енергоємності виробництва всіх видів марганцевих феросплавів. При цьому не приділяється значної уваги питанню утилізації відходів феросплавного виробництва та повернення у металургійне виробництво. Відомо, що у шлакових відвалах вітчизняних феросплавних підприємств міститься багато марганцю [2]. Тому в ситуації, що склалася як у виробництві феросплавів, так і в сталеплавильному виробництві особливу увагу слід приділити питанню використання марганцевих шлаків (практично не містять фосфору) у металургійному виробництві.

Технологія легування сталі безпосередньо з оксидних матеріалів (руди, концентрати, шлаки та інші відходи виробництва, що містять легуючі елементи) знижує енергоємність та матеріаломісткість виробництва, мінімізує забруднення навколишнього середовища. Перспективна технологія.

Термін «пряме легування» відноситься до процесів легування, що здійснюються з використанням матеріалів, які зазвичай використовуються для виробництва відповідних феросплавів. Безпосереднє легування сталі різними елементами здійснюється з використанням оксидів, фторидів або карбонатів цих елементів та відновників, що дозволяють використовувати матеріали, що містять елементи з високою спорідненістю з киснем.

Процес легування в сталеплавильному агрегаті або сталерозливному ковші організують так, щоб забезпечити синхронність плавлення вихідних компонентів реакції та самого процесу відновлення. Така синхронізація досягається за допомогою суворих технічних методів з використанням певних пропорцій сировини.

Методика прямого легування супроводжується утворенням практично незворотних втрат, ступінь вилучення елементів із оксидів становить 80-95%, за яких втрати відновника поглинаються на 5%.

Мета роботи – дослідження та вдосконалення технології отримання брикетів з відвальних шлаків металевого марганцю та вторинного алюмінію з метою використання їх в процесах прямого легування сталі.

Завдання роботи – на основі фізико-хімічних досліджень, використання сучасних металургійних досягнень розробити технологічні передумови технології прямого легування сталі з використанням відходів марганцевого виробництва. Це дозволить в значній мірі покращити хід процесу та гарантувати високоякісний кінцевий хімічний склад сталі.

Дана задача буде вирішуватися за рахунок сучасних засобів та методів аналізу та експериментальних підходів.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно було вирішити такі **завдання**:

1. Дослідити технологічні особливості металотермічного довідновлення марганцю з високоосновних відвальних шлаків феросплавного виробництва.
2. Визначити принципову можливість використання як алюмінієвого відновника відвального шлаку від виробництва вторинного алюмінію.
3. Дослідити процес брикетування відвального шлаку металевого марганцю з алюмінієвим шлаком.
4. Дослідити процес легування сталі марганцем із використанням відвального шлаку від виробництва металевого марганцю.

Апробація результатів роботи. Результати досліджень, включених в кваліфікаційну магістерську роботу, доповіли на II Всеукраїнській науково-практичній конференції здобувачів вищої освіти, аспірантів та молодих вчених «Актуальні питання сталого науково-технічного та соціально-економічного розвитку регіонів України» (Запоріжжя, 2022); наукових семінарах ІННІ Запорізького національного університету.

Публікації

Основні результати роботи викладені в 1-х тезах конференції.

Структура и об'єм роботи

Кваліфікаційна робота магістра складається з вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 31 найменування, викладена на 81 сторінках машинописного тексту включаючи 12 рисунків, 13 таблиць.

1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГІЇ ПРЯМОГО ЛЕГУВАННЯ СТАЛІ

Технологія легування сталі безпосередньо з оксидних матеріалів (руди, концентрати, шлаки та інші відходи виробництва, що містять легуючі елементи) знижує енергоємність та матеріаломісткість виробництва, мінімізує забруднення навколишнього середовища. Все це підтверджує перспективність такої технології.

Термін «пряме легування» відноситься до процесів легування, що здійснюються з використанням матеріалів, які зазвичай використовуються для виробництва відповідних феросплавів. Безпосереднє легування сталі різними елементами здійснюється з використанням оксидів, фторидів або карбонатів цих елементів та відновників, що дозволяють використовувати матеріали, що містять елементи з високою спорідненістю з киснем.

Процес легування в сталеплавильному агрегаті або сталерозливному ковші організують так, щоб забезпечити синхронність плавлення вихідних компонентів реакції та самого процесу відновлення. Така синхронізація досягається за допомогою суворих технічних методів з використанням певних пропорцій сировини.

Методика прямого легування супроводжується утворенням практично незворотних втрат, ступінь вилучення елементів із оксидів становить 80-95%, за яких втрати відновника поглинаються на 5%.

Великий інтерес у сучасній практиці становить пряме легування сталі шихтою, близькою до позапічного гарячого плавлення металу. Такі шихти плавляться на поверхні рідкого металу в сталеплавильному агрегаті або ковші. Цей метод легування збільшує повне вилучення елементів та знижує вартість термічних добавок і т.д. А при брикетуванні металеві шихти швидкість її плавлення у 6-8 разів вища, ніж у порошкової шихти.

У Японії компанія Nippon Kokan виробляє брикети п'ятиокису ніобію для прямого легування. При прямому легуванні брикетів сталі X19N9T, що складаються з ільменіту та відновника, засвоєння титану в 1,5 рази більше, ніж при вилученні та введенні твердих сплавів при виплавці феротитану. Використання збагачених шеелітом брикетів для прямого легування сталі збільшує вилучення вольфраму до 80%. Це вдвічі більше, ніж під час використання феровольфраму.

Ефективність методу прямого легування обумовлена раціональним використанням теплоти екзотермічної реакції відновлення, підвищеними значеннями швидкості плавлення вихідних матеріалів, високим ступенем засвоєння легуючих елементів, корисним використанням відновника. Під кожним брикетом створюється локалізована зона горіння брикету (окислювально-відновна) під час подачі на поверхню розплавленого металу шихти брикетованого металотермічного складу. Відновлений метал захищений відновником у брикеті та надходить у розплав металу в печі чи ковші без окислення. У металі при згорянні брикету відновник у брикеті утворює добре відновлений метал, що також сприяє значному зменшенню вмісту сажі у відновленому металі. Питома теплоємність процесу під час використання металевих теплових брикетів вбирається у 58,2-63,6 кДж/г·атом при швидкостях плавлення 0,25-0,33 г/см²·с шихти. Вилучення елементів з оксидів: 95% - V, 91% - Cr, 85% - W, 80% - Ti.

До переваг прямого легування сталі належать:

- відсутність стадії виробництва феросплавів дозволяє заощаджувати енергоресурси без шкідливих викидів;
- технологія може бути встановлена практично на будь-якому сталеливарному заводі без серйозної модифікації існуючого обладнання;
- використання оксидів металів для легування знижує собівартість металопродукції. Це пов'язано з тим, що сукупна вартість оксидів металів і відновників завжди нижча за вартість еквівалентної кількості металу в феросплавах.

1.1 Огляд технології прямого легування сталі марганцем

Відомо, що при видобутку втрачається до 20% марганцю, при збагаченні 20-25%, стільки ж при виплавці феросплавів, 25% при легуванні сталей. Використання марганцю не перевищує 50%. Основною перевагою методу прямого легування металу в ковші є можливість повної або часткової заміни стандартних марганцевих феросплавів оксидними матеріалами, що містять марганець, при виробництві сталі в різних агрегатах. У той же час марганець відновлюється нагрівом металу в момент випуску сталі в ківш. Тепло, що виділяється при екзотермічній реакції, компенсує цю втрату та сприяє швидкому розчиненню відновленого марганцю.

З практики використання марганцевих руд і концентратів у мартенівському виробництві відомо, що з шлаку в метал може перейти 0,1-0,2% марганцю, виходячи з коефіцієнта розподілу. Однак одержати сталі (наприклад, сталі для магістральних трубопроводів, що містить 1,0—2,0 % марганцю) з вмістом марганцю більше, ніж максимально 1%, неможливо без додаткових добавок феромарганцю.

Промислова апробація технології прямого легування сталі та марганцю пройшла на конвертерних та електросталеплавильних заводах найбільших металургійних підприємств. Виплавлялися киплячі сталі, маловуглецеві, вуглецеві, низьколеговані та леговані сталі з вмістом марганцю 0,5-12%.

Дослідження [3-5] показують різні склади брикетів, що містять марганець, для прямого легування сталі і марганцю. Як відновники використовували як кремній, що вноситься різними марками феросиліцію, так і кремній з алюмінієм, що вноситься сплавами АМС. Як марганцеву рудну сировину використовували марганцевий концентрат Нікопольського родовища. Також використовувалися різні флюсові добавки (доломіт та зола ТЕЦ). Вищезгадана суміш матеріалів була обернена як брикетуванням, так і обкочуванням. Брикети поміщалися в ківш під час випуску металу з печі. З

такими брикетами вилучення марганцю було стабільним і сягало 85–90 %. При виплавці сталей, що містять близько 0,25% Si та 0,4-0,5% Mn, використання брикетів дозволяє повністю виключити використання марганцевих феросплавів.

Проте, слід зазначити, що виробництво сплавів АМС в Україні недостатньо поширене. Це пов'язано з дефіцитом сировини й великими енерговитратами виробництва. Крім того, оксидні марганцеві руди Нікопольського родовища, що пропонуються до використання, містять до 0,23 % фосфору, який практично повністю витягується і переробляється в сталь.

У промисловому досліді ЦНДІчермет ім.І.П.Бардіна та Білоруського металургійного заводу для прямого легування використовували переробний марганцевий шлак [6]. Недоліком таких шлаків є високий вміст кремнезему, внаслідок чого необхідно збільшити витрати вапна. Найбільш повне вилучення марганцю із суміші досягається при співвідношенні «вапно:марганцевий шлак» від 1,1 до 1,3. Вилучення марганцю в метал з шлаку, що перерозподіляється, при отриманні сталі 70К (БМЗ) склало 86-94%. Вміст фосфору в сталі був нижчим, ніж при легуванні сталі феромарганцем. Такі властивості, як вміст неметалевих включень (відсутність алюмінію для відновлення марганцю), відповідали технічним вимогам до виробництва катанки для металокорду.

Тому доцільно розглянути сировинну базу марганцевої металургії України, щоб знайти можливість використання різної допоміжної сировини, яка містить невелику кількість фосфору. Також слід розглянути питання вибору ефективного та досить недорогого відновлювача. На нашу думку, рішення цих двох завдань може значно підвищити ефективність методу прямого легування марганцем.

1.2. Характеристика марганцеворудної бази промисловості України

Для прямого легування сталі марганцем, а також для виробництва феросплавів використовуються різноманітні матеріали, що містять марганець, такі як:

- марганцеві руди та концентрати вітчизняних та зарубіжних родовищ;
- первинні малофосфористі марганцеві шлаки;
- різні вторинні марганцевмісні матеріали (шлак, шлак збагачувальної фабрики, пил газоочищення).

Україна є провідним утримувачем запасів марганцевої руди у Євроазіатському регіоні. На її території зосереджено понад 12% світових запасів [6]. Ці запаси представлені переважно оксидами, карбонатами і змішаними марганцевими рудами. В даний час в Україні на території Нікопольського родовища (Марганецький ГЗК, Покровський ГЗК) видобуток руди ведеться відкритим та гірським способом. Основну частку руд, що добувають, становлять окислені руди (до 70%), інше карбонати, хоча останнім часом збільшилася частка карбонатних руд. Рудники у Великотокмацькому басейні (Таврійський ГЗК), розроблені у 1990-ті роки, вже не працюють.

Основна частина марганцевих руд, що видобуваються на території України, представлені низькосортними окисними мінералами з вмістом марганцю до 27% та карбонатними з вмістом марганцю до 20%, та високим вмістом домішок (кремнезем, фосфор), що знижує її металургійну цінність та не дозволяє, на відміну від деяких зарубіжних родовищ використовувати сировину без попереднього збагачення.

Основне завдання процесу збагачення полягає у максимальному відділенні від основних марганцево-рудних мінералів від порожньої породи. Усі методи збагачення ґрунтуються на різних механічних, фізичних, фізико-механічних і т.д. властивості мінералів руди, а вибір їх для кожного конкретного випадку визначається ефективністю та економічною доцільністю.

Марганцеві руди на вітчизняних збагачувальних фабриках можуть перероблятися за єдиною схемою (рис. 1.1) з отриманням готової продукції як концентратів різної якості. Хімічний склад марганцевих концентратів із руд родовищ України наведено у таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 - Повний хімічний склад марганцевих концентратів із руд основних родовищ України

Найменування та сорт концентрату	Вміст, %										
	Mn	MnO ₂	MnO	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P	Na ₂ O	K ₂ O
Нікопольське:											
Оксидний I сорт	43,0	48,3	17,4	14,7	3,2	1,3	1,5	1,9	0,19	0,4	1,0
Оксидний сорт ІБ	40,0	46,0	16,7	15,4	3,3	1,4	1,7	2,2	0,19	0,4	1,2
Оксидний II сорт	32,8	38,5	16,2	22,7	3,9	1,8	1,7	2,6	0,19	0,4	1,5
Карбонатний I сорт	28,0	19,3	24,3	19,2	7,3	1,5	2,5	2,5	0,18	0,9	0,9
Великотокмацьке											
Оксидний I сорт	40,1	56,6	9,5	18,0	2,8	2,1	1,7	5,1	0,22	0,4	1,8
Оксидний II сорт	35,4	44,6	13,2	20,5	3,9	1,3	1,8	2,6	0,22	0,4	1,7
Карбонатні:											
+10мм	27,2	0,5	34,7	10,6	13,1	1,7	2,6	5,0	0,20	0,3	0,5
10-0мм	28,4	1,4	35,5	14,0	9,6	1,5	1,6	2,3	0,19	0,2	0,4

Відповідно до чинної нормативної документації (ТУ 14-9-277-92) якість марганцевих та оксидно-карбонатних концентратів Нікопольського марганцеворудного басейну регламентується вмістом провідного елемента – марганцю (для перших – 25-43%, залежно від сорту, для других – 23-26%), домішок – кремнезему та фосфору, розрахунковими нормами вологи та втратами при прожарюванні, а також їх фракційним складом. Так як основна маса концентратів представлена дрібною фракцією 0-10мм (до 70%), то вони перед подачею в рудовідновлювальну піч потребують окускування.

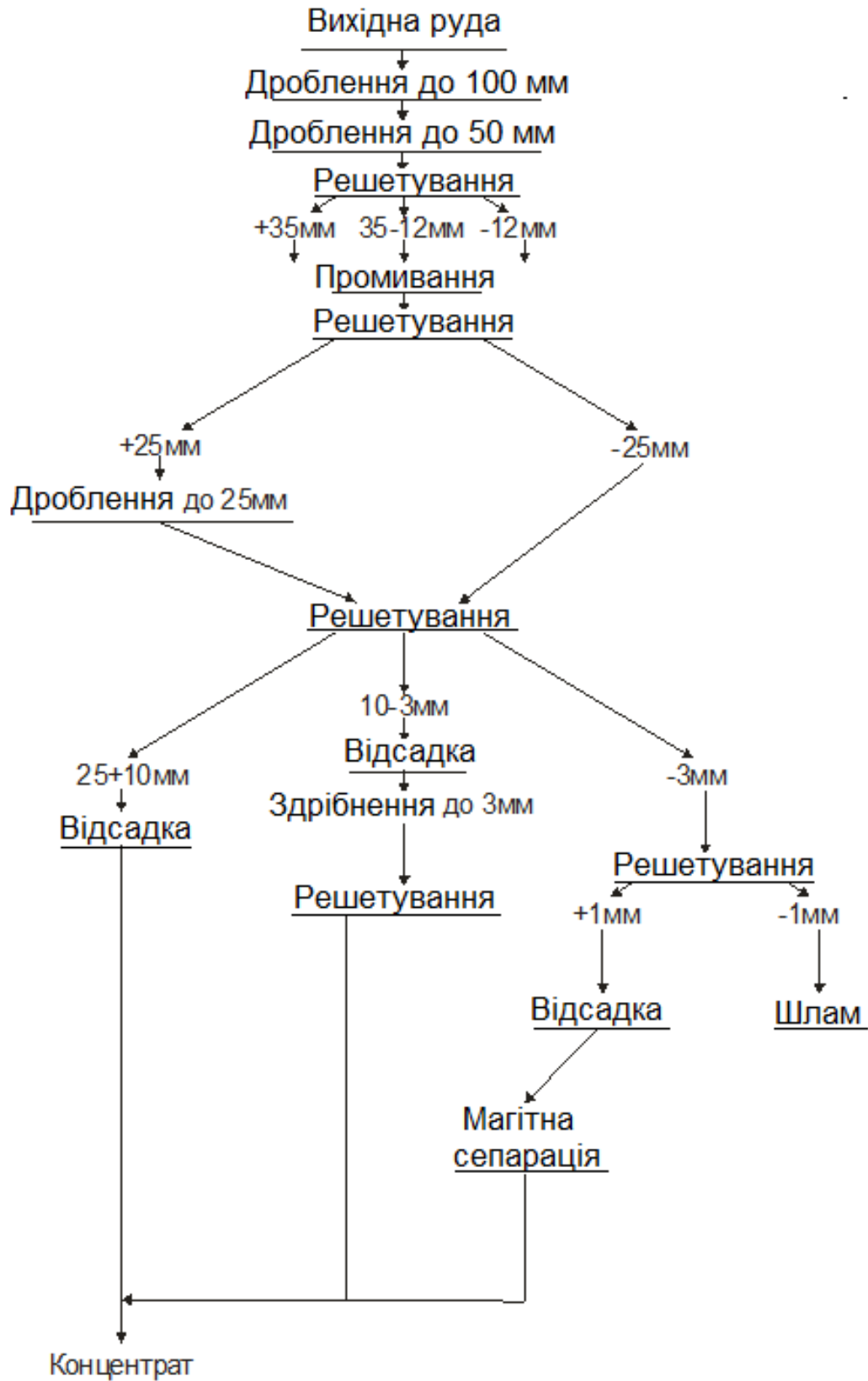


Рисунок 1.1 – Схема збагачення марганцевої руди

Світові континентальні розвідані запаси марганцевих руд оцінюються сьогодні у 17,6-18,0 млрд. тонн при їх розподілі у регіонах планети в такий спосіб, %: Африка (ПАР, Габон, Гана) – 80,6, зокрема лише у ПАР – 77,3; Австралія - 2,4; Америка (Бразилія, Мексика) – 2,9 і, як говорилося вище, Україна – 12,6 [7].

Характеристика деяких марганцеворудних продуктів, вироблених на зарубіжних підприємствах, представлено таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика деяких марганцевих продуктів, які виробляються на зарубіжних підприємствах

Країна постачальник	Вміст основних компонентів, %			
	Mn	Fe	SiO ₂	P
Австралія	51,0	3,3	6,8	0,09
ПАР	51,6	8-11	3-5	0,04
Бразилія	49,0	5,5	2,5	0,09
Габон	48,5	2,9	2,6	0,1
Індія	48	7,0	12,0	0,15

Як видно з представлених даних, вітчизняні руди відрізняються невисоким вмістом марганцю та високим вмістом кремнезему та фосфору. Крім того, останнім часом все помітнішою стає тенденція до подальшого погіршення якості вітчизняної марганецьрудної сировини. Таким чином, для використання вітчизняних концентратів під час виробництва низькофосфористих марок феросплавів необхідна їхня попередня дефосфорація. Руди зарубіжних родовищ відрізняються високим вмістом марганцю та низьким вмістом домішок, і насамперед фосфору. Такі руди можна використовувати у виробництві низькофосфористого феромарганцю без попередньої підготовки.

Як уже було зазначено вище, отримувати низькофосфористі марганцеві феросплави та вітчизняної сировини можна лише після його попередньої дефосфорації. Найбільш поширеним є електрометалургійний спосіб

дефосфорації марганцевої сировини, що полягає у проплавленні марганцевої руди з нестачею відновника електропечі. Продуктом такої плавки є високофосфористий вуглецевий феромарганець і малофосфористий марганцевистий шлак. Виплавку такого шлаку ведуть періодичним процесом в печах, що нахиляються з магнезитової футеровкою потужністю 5 МВА або безперервним процесом в закритих печах потужністю 16,5 МВА. Основні вимоги до малофосфористого шлаку, представлені в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Склад марганцевого малофосфористого шлаку

Марка	Масова частка, %		Призначення
	Mn (не менше)	P (не більше)	
МФШ-А	41	0,012	Для виробництва низькофосфористого феромарганцю та металевого марганцю
МФШ-Б	40	0,015	Для виробництва граничного силікомарганцю
МФШ-В	40	0,019	Для виробництва низькофосфористого силікомарганцю
МФШ-Г	30	Необмежено	Для виробництва силікомарганцю

Як бачите, навіть при використанні різних марганцевих руд та концентратів вітчизняного виробництва достатнього ефекту не отримати через високу концентрацію фосфору. Проведення стадії електрометалургійного дефосфорування такої сировини значно дорожчає сировину. Зарубіжні руди мають високу якість (високий вміст марганцю і низький вміст фосфору), але дорожчі за вітчизняні руди, а їх використання також дещо знижує вартість брикетів для прямого легування.

У цих умовах особливу увагу слід звернути на можливість застосування різних вторинних матеріалів, що містять марганець. Такими можуть служити, перш за все, відвальні шлаки (особливо від виробництва силікотермічних феросплавів і вуглецевого феромарганцю флюсовим способом, оскільки вміст

марганцю в них може досягати 20%), шлами збагачувальних фабрик і пил сухих газоочисток печей, що виробляють марганцеві феросплави.

Останнім часом їхнє максимальне залучення до технологічних процесів стало кращим напрямом у галузі поточного поводження з відходами феросплавного виробництва. Це сприяє економії матеріальних та енергетичних ресурсів та зниження собівартості продукції [8].

Як зазначалося раніше, у процесі отримання марганцевих і крем'янистих сплавів на феросплавних заводах утворюються такі види аспіраційних пиловідходів сухих газоочисток: відпрацьований шлак, брухт, перероблені відходи [9].

Феросилікомарганцеві переробні шлаки і відвальні шлаки можна віднести до потрібної системи $MnO-CaO-SiO_2$, так як сумарний вміст цих оксидів становить 90-95%. При співвідношеннях $(MnO+CaO)/SiO_2(M+C/S) < 1$ у системі з'являються вільний кремнезем та комплексні силікати баттамітного типу $((Ca,Mn)O \cdot 2SiO_2)$ у потрібній системі $MnO-CaO-SiO_2$. Вільний кремнезем може виділятися при вмісті SiO_2 вище 45,8–51,7 % (у феросилікомарганцевому відвальному шлаку та шламів збагачення) залежно від співвідношення MnO та CaO [10]. Присутність вільного кремнезему полегшує вилучення SiO_2 .

Розрахункові дані [9] підтверджені петрографічними дослідженнями марганцевих шлаків та шламів. Феросилікомарганцеві шлаки з відношенням $(M+C/S) < 1$ майже повністю складаються з силікатів баттамітного типу, представлених великими пористими структурами, проміжки між якими є силікатні скла марганцево-кальцієвого складу. Також спостерігається вільний кремнезем у вигляді кристобаліту. Марганцевий шлам збагачення представлений кварцом, рудними частинками, глинистими мінералами та фосфоровмісними утвореннями. До складу руд входять оксидні мінерали – псиломелан (90%), піролюзит (10%), і карбонати марганцю – марганцево-кальцієвий карбонат.

Теоретичний опис процесу відновлення марганцю та кремнію з висококремнеземистої марганцевої сировини, якою є відвальний шлак

феросилікомарганцю та марганцевий шлак, зводиться в основному до визначення активної концентрації MnO в шлаку та активності кремнію в металі. Відповідно до розрахунків авторів [10] активність MnO в шлакових розплавах, що відповідають за складом відвальним шлакам феросилікомарганцю в марганцевих шламах збагачення при вмісті SiO_2 більше половини мольних часток, залишається постійною за рахунок виділення вільного кремнезему з розплаву. Тому наявність в системі вільного кремнезему не має негативного впливу на відновлення марганцю.

Для повного вилучення марганцю і кремнію з легкоплавкої сировини марганцю необхідно привести в тісний контакт відновника і оксидів і підвищити температуру плавлення вихідного шлаку. Це може бути забезпечене спільним огрудкування тонкодисперсної рудної сировини з відновником для модифікації хімічного складу вихідного шлаку з урахуванням створення найбільш сприятливих умов спільного вилучення марганцю і кремнію [11].

Досліджувалась також можливість виплавки сплавів із вмістом кремнію до 35 % у лабораторних та напівпромислових печах [10]. Сплав, що містить 33-40% Si , 43-50% Mn , 0,06-0,08% P , 10-12% Fe , брикетували шляхом вилучення 80% марганцю та 60% кремнію, отриманого з відвального феросилікомарганцевого шлаку. Сплав, виплавлений з брикетного марганцевого шламу, містить 35-42% Si , 44-52% Mn , 0,2-0,3% P , 10-12% Fe , 85% марганцю та 60% кремнію.

Таким чином, результати проведених досліджень [10] показали, що відвальний феросилікомарганцевий шлак та марганцевий шлак є перспективною композиційною сировиною для виплавки стандартного та висококремнистого феросилікомарганцю.

Однак, на нашу думку, шлаки виробництва силікотермічних феросплавів (металевого марганцю та середньовуглецевого феромарганцю) мають високий вміст марганцю (12-15 %), тому практично не містять фосфору (P нижче 0,01 %). Основність сягає 1,3-1,45. Основна проблема використання цих шлаків у споріднених металургійних процесах пов'язана з їх дрібнодисперсним станом

внаслідок поліморфного перетворення ортосилікату кальцію. Висока основність шлаку може позитивно позначитися на десульфурації сталі під час обробки брикетами в ковшах. Нижче наводиться аналіз основних напрямів утилізації відходів шлаків металевого марганцю у металургійному виробництві.

1.3 Огляд основних напрямів утилізації шлаків від виробництва металевого марганцю силікотермічним способом

Нижче представлені основні технологічні рішення у напрямку утилізації відвального шлаку металевого марганцю під час виробництва сталі та феросплавів.

Виплавлення переробного силікомарганцю. Переробний силікомарганець (28-30% Si, 65% Mn, 0,035% P та 0,05% C) виплавляють у стаціонарних печах типу РКО-5,0 (5000 кВА) з магнезитовим футеруванням. Шихта складається з МФШ, кварциту, коксикку та вапна (вапняку). Постійно велися пошуки можливості використання відвального шлаку металевого марганцю у складі шихти для виплавки переробного силікомарганцю. Однією з основних завдань було окускування основи пилоподібного шлаку. Проведені раніше А.А. Чайченко та ін. [12] досліді показали, що при вмісті в шлаку 0,3% B_2O_3 стабілізується структура β - $2CaO \cdot SiO_2$ і, тим самим, запобігає розсипу шлаку. У промислових дослідях присаджували боратову руду (18% B_2O_3) у ванну печі, що виплавляє металевий марганець, за 20-25 хвилин до випуску плавки. За дослідну кампанію отримано 60 тонн стабілізованого відвального шлаку металевого марганцю наступного хімічного складу (мас.): 14,7 Mn; 28,84 SiO_2 ; 44,53 CaO; 2,42 Al_2O_3 ; 4,81 MgO; 0,32 B_2O_3 .

При тривалому зберіганні шлак на повітрі не розсипався. Опір шматків шлаку роздавлюванню становив 31-34 МПа, справжня щільність стабілізованого шлаку $3,4 \text{ г/см}^3$, температура плавлення 1430°C , в'язкість шлаку високотемпературної області ($1500\text{-}1650^\circ\text{C}$) $0,2 \text{ Н}\cdot\text{с/м}^2$. Склади колош шихти

при виплавці переробного силікомарганцю на дослідній та звичайній шихті представлені в таблиці 1.4.

Аналіз техніко-економічних показників процесу виплавки переробного силікомарганцю за дослідним і звичайним варіантами показує [13], що при використанні стабілізованого шлаку продуктивність печі збільшується на 1,5 т/добу, витяг марганцю підвищується на 2,7%, а витрата електроенергії знижується на 240 кВт·год/т.

Таблиця 1.4 - Склади колош шихти при виплавці переробного силікомарганцю на дослідній та звичайній шихті, кг/т

Шихта	Дослідна	Звичайна
Переробний марганцевий шлак	540	540
Коксік	240	250
Кварцит	150	160
Стабілізований шлак	450	-
Вапно	-	22

Виплавка силікохроммарганцю. Досліджено можливість застосування стабілізованої боратової руди відвального шлаку виробництва металевого марганцю при виплавці комплексного сплаву системи кремній-хром-марганець (силікохроману) [14]. У лабораторних умовах визначалася величина питомого електроопору шихти без- і з використанням стабілізованого відвального шлаку для виплавлення сплаву силікохроману. Шихта №1 складалася з хромітової руди, марганцевого концентрату, кварциту та коксику у співвідношенні 1:0,5:0,26:0,75, а шихта №2 – з хромітової руди, марганцевого концентрату, стабілізованого відвального шлаку, кварциту та коксику співвідношенні 1:0,4:0,2:0,21:0,75. Дослідження обох шихт в інтервалі температур 400-1200⁰С показало, що шихта №2 має дещо підвищений електроопір у порівнянні з шихтою №1. Отже, використання шихти зі стабілізованим відвальним шлаком

призводить до зменшення частки струму, що протікає через шихту, що має покращити умови теплообміну у ванні печі. Крім того, як показали напівпромислові плавки в печі потужністю 160 кВА, наявність у шихті стабілізованого відвального шлаку забезпечувало хорошу її газопроникність за рахунок зменшення її вологості (вологість шлаку не перевищувала 6%), а також сприяло більш пізньому шлакоутворенню через підвищену тугоплавкість. Присутність у шихті оксидів лужних металів у кількості 2-3% покращувала умови відновлення оксидів вуглецем та горіння електричної дуги у рудовідновлювальній печі. В'язкість шлакового розплаву основністю 1,2-1,3 у температурному інтервалі 1400-1600⁰С знижувалася до значень 0,2-0,15 Н·с/м². За рахунок часткового скорочення частки марганцевої руди в шихті зменшився вміст фосфору в металі на 50%. Питома витрата електроенергії знизилася з 4460 до 4280 кВт·год на 1т сплаву.

Виплавлення зварювальних фторидно-оксидних флюсів. Із застосуванням відвального шлаку металевого марганцю у великолабораторних умовах було проведено компанію з одержання фторидно-оксидного флюсу системи MnO-SiO₂-Al₂O₃-CaO-MgO-CaF₂-NaF [15,16]. Було встановлено, що застосування шлаку металевого марганцю не тільки забезпечує одержання зварювального флюсу з нижчим вмістом фосфору (0,008-0,009%), але і з меншим приростом фосфору в металі зварного шва при автоматичному зварюванні від 0,005% до 0,001%. Зазначені переваги застосування для виплавки зварювальних флюсів відвального шлаку металевого марганцю дозволять підвищити механічні характеристики зварювального шва в широкому інтервалі температур [17].

При отриманні флюсу АН-42 використання відвального шлаку металевого марганцю дозволяє повністю замінити дефіцитний двоокис марганцю, вапно і частково глинозем і пісок, що дозволяє суттєво знизити собівартість марганцевмісних фторидних флюсів [17].

Виплавлення мартенівської сталі. У дослідно-промислових плавках використовували пилоподібний шлак металевого марганцю при виплавці вуглецевих та конструкційних марок сталей у мартенівській печі. Мета

дослідних плавок – поліпшення шлакового режиму, підвищення залишкового вмісту марганцю в сталі та скорочення витрат вапна.

Встановлено [18], що при введенні відвального шлаку в піч із розрахунку 25 кг на 1т сталі разом із зменшеною присадкою вапна (15 кг/т сталі), забезпечувалося швидше шлакоутворення. Відвальний шлак енергійно засвоювався пічним шлаковим розплавом. При цьому відзначався низький вміст FeO (4-5%) та високий вміст MnO (12-14%) у мартенівському пічному шлаку. Коефіцієнт розподілу марганцю у дослідних плавках помітно підвищився. Шлак мав хорошу сіркопоглинальну здатність. Вміст сірки у ковшових пробах металу знизився на 12-15%, кількість вапна скоротилася на 10 кг на тонну сталі, чим підтверджено доцільність промислового використання відвального шлаку металевго марганцю у мартенівському виробництві.

Рафінування конвертерної сталі. З метою розширення сировинної бази для отримання синтетичних шлаків та встановлення можливості доотримання марганцю з відвальних шлаків Ю.А.Нефедов, В.М.Федоринчик та ін. [19] провели плавки шлаків металевго марганцю та вуглецевого феромарганцю в циклоні з подальшою обробкою ними конвертерної сталі в ковші.

Дослідні плавки характеризувалися наступним чином. Виплавка конвертерної сталі здійснювалася згідно з діючою технологічною інструкцією. Температура металу перед випуском була на верхній межі даної марки сталі. Після розплавлення шлаків та їх десульфурзації в сталерозливний ківш для відновлення марганцю вводили до 30 кг чушкового алюмінію на одну тонну шлакового розплаву. Алюміній для розкислення вводили в ківш на шар розплаву перед випуском металу з конвертера, інші розкислювачі – після наповнення 1/3 ковша.

За результатами плавок визначено перехід марганцю в сталь, розподіл сірки між фазами. Показано, що перехід марганцю зі шлаку в середньому становив 75%, а зі шлаку металевго марганцю до сталі надійшло 71% марганцю. Зниження вмісту сірки в сталі при рафінуванні її у ковші шлаком металевго марганцю становило до 40,4% відн. Практично не відмічено

десульфуріацію сталі при обробці її шлаком феромарганцю. При використанні шлаків, що містять марганець, вміст марганцю в металі збільшився на 0,15-0,42%, що дозволяє економити до 3 кг вуглецевого феромарганцю на тону сталі. Таким чином, показана можливість використання рідких шлаків, що містять марганець, у виробництві конвертерної сталі.

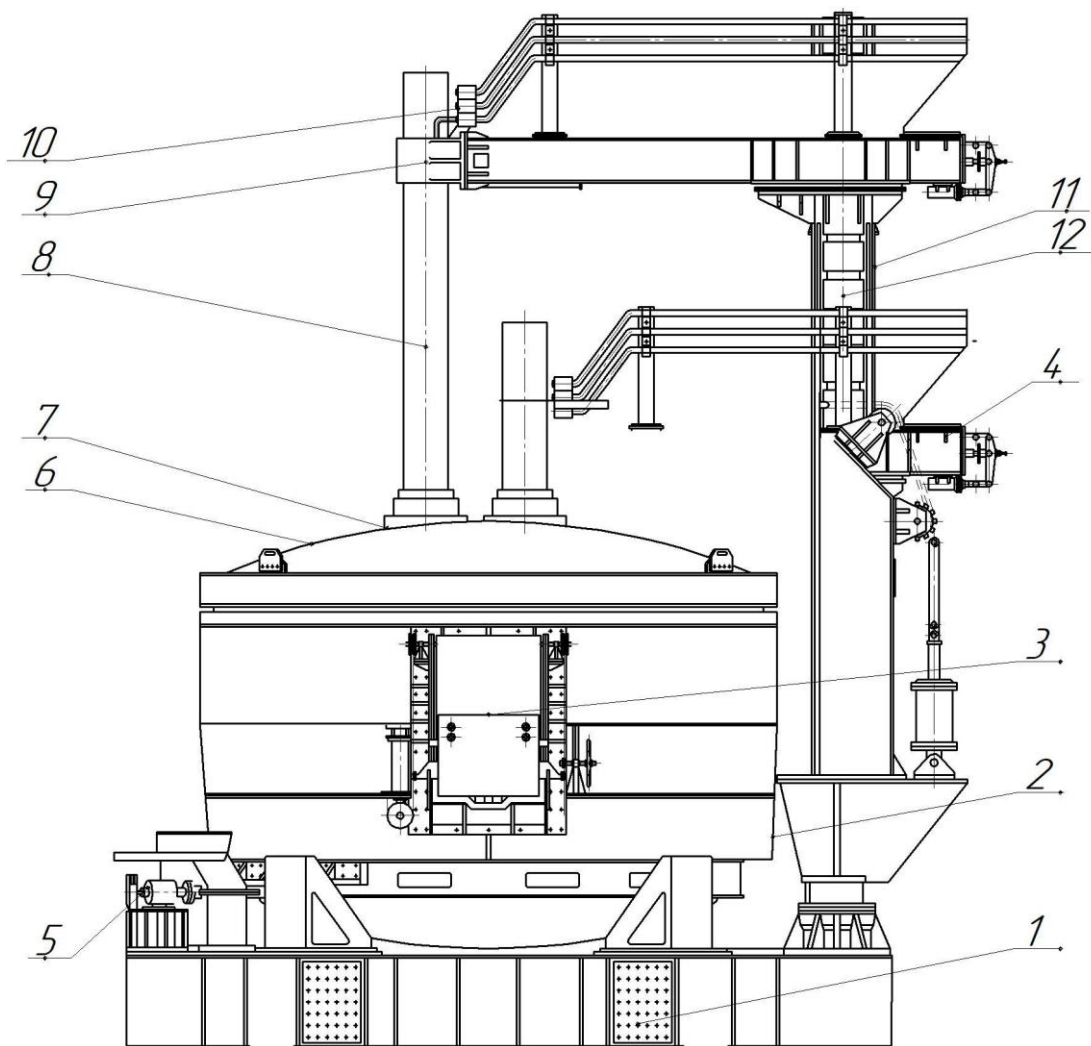
Виплавлення низьколегованої електросталі. У 12 дугових печах з основною футеровкою провели серію промислових плавок конструкційної сталі з використанням відвального шлаку [20]. Після дефосфорації та скачування окислювального шлаку на початку відновлювального періоду на дзеркало ванни задавали відвальний шлак разом з вапном: через 8-12 хвилин утворювався гомогенний шлак. Дифузійне розкислення проводили в два-три прийоми сумішшю вапна, меленого коксу та порошкоподібного феросиліцію (5:2:1). До кінця відновного періоду вміст закису марганцю та закису заліза в шлаку знижувалося відповідно до 2,0 та 0,8%.

Ступінь вилучення марганцю зі шлаку становив 90-95%; вміст сірки сталі знизився на 50-60%. Тривалість плавок та витрата електроенергії не відрізнялися від серійних. Досягається економія феромарганцю від 4 до 6 кг/т сталі, а також знижується витрата вапна та плавикового шпату приблизно на 30-40%.

Таким чином, ми бачимо, що шлак від виробництва металевого марганцю знаходить досить широке та ефективне застосування як матеріал, що містить марганець. Але необхідно відзначити, що при утилізації такого шлаку по всіх вищеперелічених способах його пилоподібний стан створює певні труднощі при транспортуванні, завантаженні в піч та переплаві. Розроблена технологія стабілізації шлаку боратовою рудою дозволяє усунути його розсіпання, але потребує додаткових витрат. При прямому легуванні така проблема буде вирішена, так як шихта (шлак і відновник) піддаватиметься окускуванню шляхом брикетування.

2 ХАРАКТЕРИСТИКА ДУГОВОЇ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЇ ПЕЧІ ДС-0,5

Дугова сталеплавильна піч ДС-0,5 (рис. 2.1) призначена для виплавки конструкційного, сортового та фасонного прокату. Технічні характеристики печі відповідають ГОСТ 7206-54 (таблиця 2.1). Піч має правостороннє управління з виведенням струму на лівий бічний електрод. Нахил електропечі проводиться вручну шляхом повороту сектора на кут 40° до дотичної станини.



1 – фундамент печі; 2 – кожух; 3 – заслонка робочого вікна; 4 – привод підйому і опускання електродів; 5 – механізм нахилу печі; 6 – склепіння; 7 – економайзер; 8 – електрод; 9 – електродотримач; 10 – струмоподвід; 11 – стійка; 12 – противага

Рисунок 2.1 – Дугова електросталеплавильна піч ДС-0,5

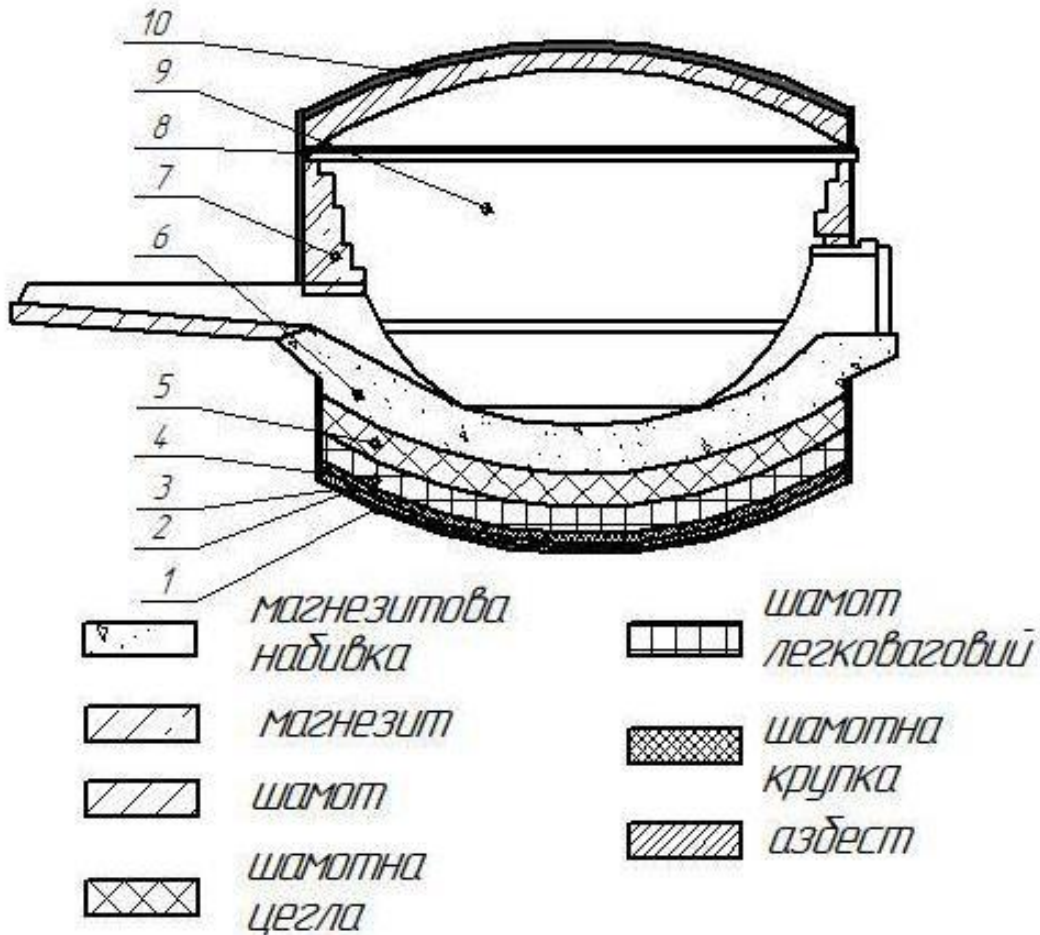
Таблиця 1.1 – Технічна характеристика печі ДС-0,5

№ п/п	Найменування	Одиниця вимірювання	Величина
1	Потужність трансформатора	кВА	400
2	Напруга	В	213/110
3	Сила струму	А	1085
4	Число фаз	-	3
5	Частота	Гц	50
6	Місткість печі	т	0,5
7	Діаметр графітованих електродів	мм	150
8	розміри робочого вікна	мм	360x250
9	Хід електродів	мм	1000
10	Максимальний кут нахилу печі	градус	40
11	Витрата води	м3/година	3
12	Тривалість розплавлення	година	1,5
13	Витрата енергії на розплавлення 1 т	кВт	650
14	Витрата графітованих електродів 1000 кВт	кг	23
15	Розмір ванни: діаметр глибина до порога	мм	1100 215
16	Габаритні розміри печі: ширина довжина висота	мм	3200 2900 3750
17	Загальна вага печі	т	10,6

Робочий простір печі зверху закрито склепінням. Склепіння виконано з вогнетривкої цегли в межах металевого кільця склепіння, що не охолоджується, що служать опорами для вогнетривкої кладки арочних сферичних склепінь, виконаних за спеціальними шаблонами з динасової цегли. Комплект склепіння робиться сухим. Як термічні шви через кожні 3-4 цегли укладають листи картону або фанери товщиною 2-3 мм.

Знизу та з боків вогнетривка футеровка печі оточена металевим кожухом із сталевих листів товщиною 10 мм. Схема кладки підлоги та бічних стін основної печі представлена на рис. 2.2. Основну порожнину заповнюють ретельно висушеним і прогрітим магнезитовим порошком, ретельно змішаним з 7-8% кип'яченої та зневодненої смоли. Гаряча суміш ущільнюється

послідовними шарами по 25 мм шар за шаром доти, доки ванна та її укiс не придбають необхідний профiль. Весь процес начинки виконується відразу, без переривання чи охолодження тесту.



1 – кожух печі; 2 – азбестова кладка; 3 – шамотна крупка; 4 – шамотна цегла легковісна (230x113x65); 5 – шамотна цегла (230x113x65); 6 – магнезитова набивка; 7 - магнезитова цегла (230x113x65); 8 – пісочний затвор; 9 – робочий простір; 10 – склепіння хромомагнезитове

Рисунок 2.2 – Футерування дугової сталеплавильної печі ДС-0,5

З обох боків робочого майданчика в кожусі є отвори для робочих вікон, в яких встановлені П-подібні водоохолоджувальні рами. Вікна закриваються футерованими стулками і служать для завантаження сипких та додаткових матеріалів та контролю процесу плавки.

Навпроти робочого вікна над рівнем металу і шлаку є отвір для зливу виплавленого продукту через розвантажувальний жолоб.

Піч забезпечена графітовими електродами діаметром 150 мм, через які подається струм у робочий простір. Водохолоджувальне кільцеве ущільнення навколо електрода (економайзер) сприяє герметизації печі та захисту електрода від окислення в області електродного склепіння.

Механізм затискання та переміщення електродів складається з електродотримача та пристрою, що забезпечує вертикальне переміщення. Електродотримач відповідає за затискач та утримання електрода на заданій висоті та подачу струму на електрод, і складається з головки, затискного пристрою та гільзи. Втулка з'єднує головку з кареткою, яка переміщається на роликах нерухомою вертикальною стійкою. Електроди на головці електродотримача фіксуються клинами. Мідна головка прикріплена до кінця втулки електрода та електрично ізолювана від втулки електрода. Струм подається до голівки за допомогою водохолоджуваної труби, прикріпленої до ізолятора на верхній частині втулки. Рухливі частини механізму мають противагу, що знижують потужність електромеханічного приводу.

Подача струму від трансформатора до головки електроутримувача називається короткою мережею.

Коригування режиму електромуфти проводяться наступним чином:

- Переключити рівень напруги вторинної обмотки трансформатора.
- Вимикач включає первинну обмотку трансформатора.
- Підняти та опустити електроди.

Управління та контроль режиму плавки здійснюється з пульта керування піччю за допомогою вимикачів та вимірювальних приладів.

3 ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ БРИКЕТУВАННЯ ВІДВАЛЬНИХ ШЛАКІВ МАРГАНЦЕВИХ ФЕРОСПЛАВІВ ТА ПРЯМОГО ЛЕГУВАННЯ СТАЛІ

3.1. Дослідження технологічних особливостей металотермічного довідновлення марганцю з високоосновних відвальних шлаків феросплавного виробництва

3.1.1. Загальна характеристика використовуваних у дослідженнях шлаків

До високоосновних відвальних шлаків феросплавного виробництва відносять шлаки від виробництва середньовуглецевого феромарганцю та металевого марганцю силікотермічним процесом. Ці шлаки за своєю структурою та складом повністю ідентичні. У нашій роботі досліджували відвальний шлак виробництва металевого марганцю.

Шлаки металевого марганцю мають високу основність і при охолодженні мимоволі розсипаються на порошок сірого кольору із зеленим відтінком. Такий ефект пояснюється об'ємними змінами, що супроводжують перехід модифікації β -двокальцієвого силікату (β - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$) у γ -модифікацію.

Шлаки були піддані петрографічному аналізу. Діагностика мінералів проводилася за допомогою імерсійного методу. Хімічний склад проб шлаку від виробництва металевого марганцю представлено таблиці 3.1.

В результаті проведеного аналізу з'ясувалося, що всі десять проб шлаків металевого марганцю у своїй основі мають однорідний мінералогічний склад і не сильно відрізняються за кількісним співвідношенням мінералів.

Визначено, що γ -двокальцієвий силікат становить 70-80% шлаку, решта шлаку (20-30%) посідає манганозит (MnO). Проби 1 і 4 більш збагачені манганозитом на відміну від проб 5 і 10, в яких більшу частину становить γ -двокальцієвий силікат.

γ -двокальцієвий силікат присутній у вигляді безбарвних кристалів (рис. 3.1 і 3.2) величиною від 15 до 150 мкм з досконалою спайністю і світлозаломленням $N_q=1,654$, а $N_p=1,642$. Манганозит утворює включення

округлої форми в пластинах силікату, які є ізотропними, зеленого кольору, величиною від 10 до 25 мкм.

Сульфідні фази настільки тонкодисперсні, що виявляються у шліфах у манганозиті та у склі лише за допомогою мікрохімічних реакцій.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад відвальних шлаків металевого марганцю, підданих петрографічному аналізу

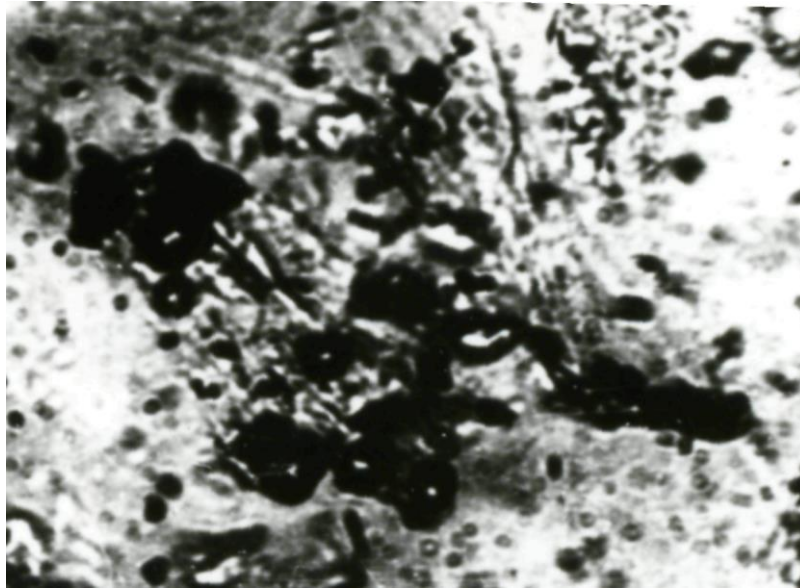
Номер проби	Вміст елементів, мас.						
	Mn	SiO ₂	CaO	MgO	FeO	Al ₂ O ₃	P
1	15,45	29,30	45,10	3,00	0,15	2,29	0,010
2	16,80	26,82	44,00	2,80	0,15	3,34	0,012
3	15,99	28,82	43,20	3,50	0,1	2,55	0,008
4	14,52	29,88	44,87	2,94	0,41	2,33	0,010
5	14,83	29,86	45,54	2,35	0,20	2,94	0,012
6	15,52	28,80	44,59	2,74	0,22	2,70	0,010
7	15,76	28,88	44,87	1,17	0,24	3,08	0,011
8	16,44	27,06	47,17	2,94	0,40	2,88	0,012
9	13,51	28,48	46,86	2,35	0,40	3,06	0,009
10	15,94	27,86	46,61	1,57	0,35	3,16	0,008



1 – прозорі кристали γ -2CaO·SiO₂;

Світло, що проходить, x200.

Рисунок 3.1 – Відвальний шлак металевого марганцю. Проба №10



1 – кристали $\gamma\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, що містять включення MnO (темні ділянки)

Світло, що проходить, $\times 200$.

Рисунок 3.2 – Відвальний шлак металевго марганцю. Проба №10

3.1.2. Дослідження процесу алюмінотермічного довідновлення марганцю з відвального шлаку металевго марганцю

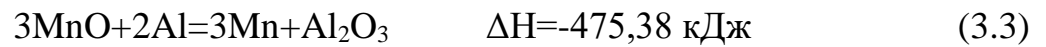
В.П. Елютін та ін. [21] описали застосовану раніше технологію виплавки металевго марганцю позапічним способом, використовуючи як шихтові матеріали багатий оксидний марганцевий концентрат і вторинний алюміній. Концентрат попередньо піддавали випалу для переведення MnO_2 в нижчі оксиди (головним чином Mn_3O_4) з метою зменшення виділення тепла по реакції:



що призводить до її вибухового характеру, та зниження питомої витрати алюмінію. У разі відновлення марганцю з Mn_3O_4 алюмінієм за реакцією:



реакція відновлення проходить нормально. При відновленні марганцю з MnO реакції:



Відповідно до правила С.Ф.Жемчужного для мимовільного перебігу алюмініотермічного процесу питома теплота процесу повинна бути не нижче 550 кал/г шихти (або 2,299 кДж/кг).

При відновленні марганцю з MnO₂ алюмінієм питомий тепловий ефект процесу досягає

$$q(\text{MnO}_2) = 1745/369 = 4,73 \text{ кДж/кг шихти} \quad (3.4)$$

з Mn₃O₄ знижується і становить

$$q(\text{Mn}_3\text{O}_4) = 2356,2/903 = 2,609 \text{ кДж/кг шихти} \quad (3.5)$$

а при алюмініотермічному відновленні марганцю з MnO становить лише

$$q(\text{MnO}) = 475,38/267 = 1,78 \text{ кДж/кг шихти} \quad (3.6)$$

За даними Н.П.Лякішева та ін. [22] питома теплота процесу та відповідна їй температура розплаву T_p (при теплових втратах, рівних 15%) для відновлення різних оксидів марганцю алюмінієм мають такі значення:

Оксиди	MnO ₂	Mn ₂ O ₃	Mn ₃ O ₄	MnO
q, кДж/г-атом	138	102,5	88	65
T _p , К	3370	2480	2100	1530

На вилучення марганцю з шихти в товарний марганець впливає відношення оксидів %CaO/%Al₂O₃. Оксид CaO активно взаємодіє з Al₂O₃,

утворюючи низку хімічних сполук. З діаграми стану системи CaO-Al₂O₃ (рис. 3.3), уточненої за прецизійними даними [23], випливає, що в галузі високої концентрації Al₂O₃ утворюються термодинамічно міцні сполуки: гексаалюмінат кальцію CaO·6Al₂O₃ та діалюмінат CaO·2Al₂O₃.

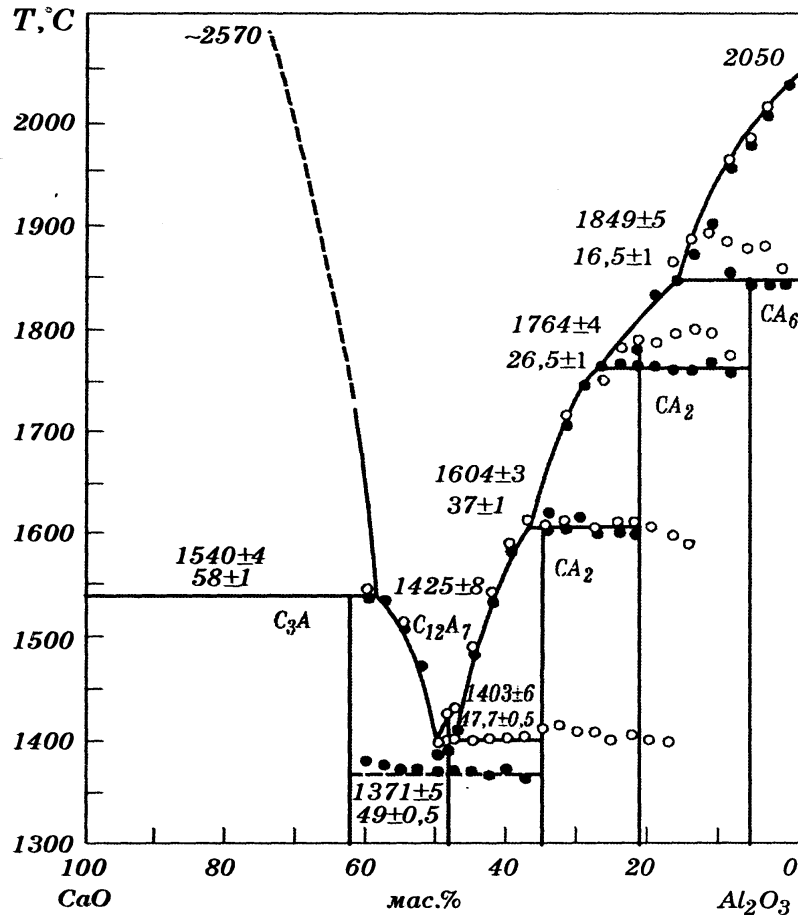


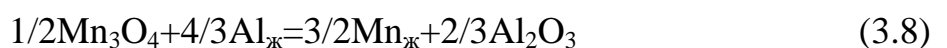
Рисунок 3.3 – Діаграма стану системи CaO-Al₂O₃

Зі збільшенням відношення %CaO/%Al₂O₃ поряд із підвищенням вилучення марганцю знижується вміст кремнію в металевому марганці, що регламентується нормативними документами.

Н.В.Толстогузов [24] проаналізував деякі питання термодинаміки відновлення марганцю з його оксидів алюмінієм по реакціях (ΔG^0_T кДж/моль):



$$\Delta G^0_T = -303760 + 36,9T$$



$$\Delta G^0_T = -410820 + 28,23T$$

Залишковий вміст MnO у шлаку (або α_{MnO}) тим нижчий, чим більша концентрація алюмінію в марганці і чим нижча температура процесу (див. рис. 3.4).

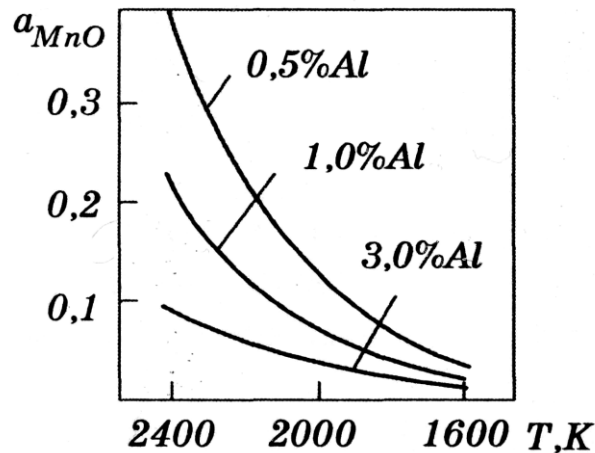


Рисунок 3.4 – Умови рівноваги MnO із металом Mn-Al

Таким чином, можна зробити висновок, що оксиди марганцю можуть бути легко відновлені алюмінієм. Так як при відновленні MnO алюмінієм виділяється в результаті реакції тепла мало для мимовільного перебігу процесу і враховуючи низький вміст оксиду марганцю в відвальному шлаку (17-20% MnO), то до відновлення відвального шлаку металевим марганцю алюмінієм можна проводити лише з додатковим підведенням тепла. Підвищена основність відвального шлаку сприятиме повнішому відновленню з нього марганцю.

Досліди щодо відновлення відвального шлаку металевим марганцю алюмінієм проводили в печі Таммана в алундових тиглях. Пробу відвального шлаку (14,2% Mn; 28,3% SiO₂; 43,8% CaO) масою 100г перемішували з гранулами алюмінію (98,8% Al) діаметром 1-3мм, а потім засипали в тигель і поміщали в піч. Піч нагрівали зі швидкістю 10...12⁰C/хв до температури повного розплавлення, витримували протягом 15 хвилин, після чого піч відключали.

У дослідах варіювали кількістю відновника у шихті. Кількість алюмінію змінювалося від 5 до 20% маси відвального шлаку металевим марганцю. Разом з цим змінювалося і співвідношення алюмінію до марганцю в шихті (від 0,36 до

1,44). У процесі аналізу отриманих результатів розглядали вплив співвідношення алюмінію до марганцю в шихті на хімічний склад і вихід придатного металу, а також ступінь відновлення марганцю. Результати дослідів подано у таблиці 3.2, а також у вигляді графічних залежностей, представлених на рисунку 3.5.

Таблиця 3.2 – Хімічний склад металу, отриманого при різному відношенні алюмінію до марганцю в шихті

Al _ш /Mn _ш	Хімічний склад металу, мас.				
	Mn	Si	Fe	P	Al
0,36	79,4	18,0	0,7	0,02	0,2
0,72	70,7	28,3	0,5	0,02	0,2
1,08	63,9	33,4	0,8	0,02	0,5
1,44	54,8	35,6	0,6	0,02	5,9

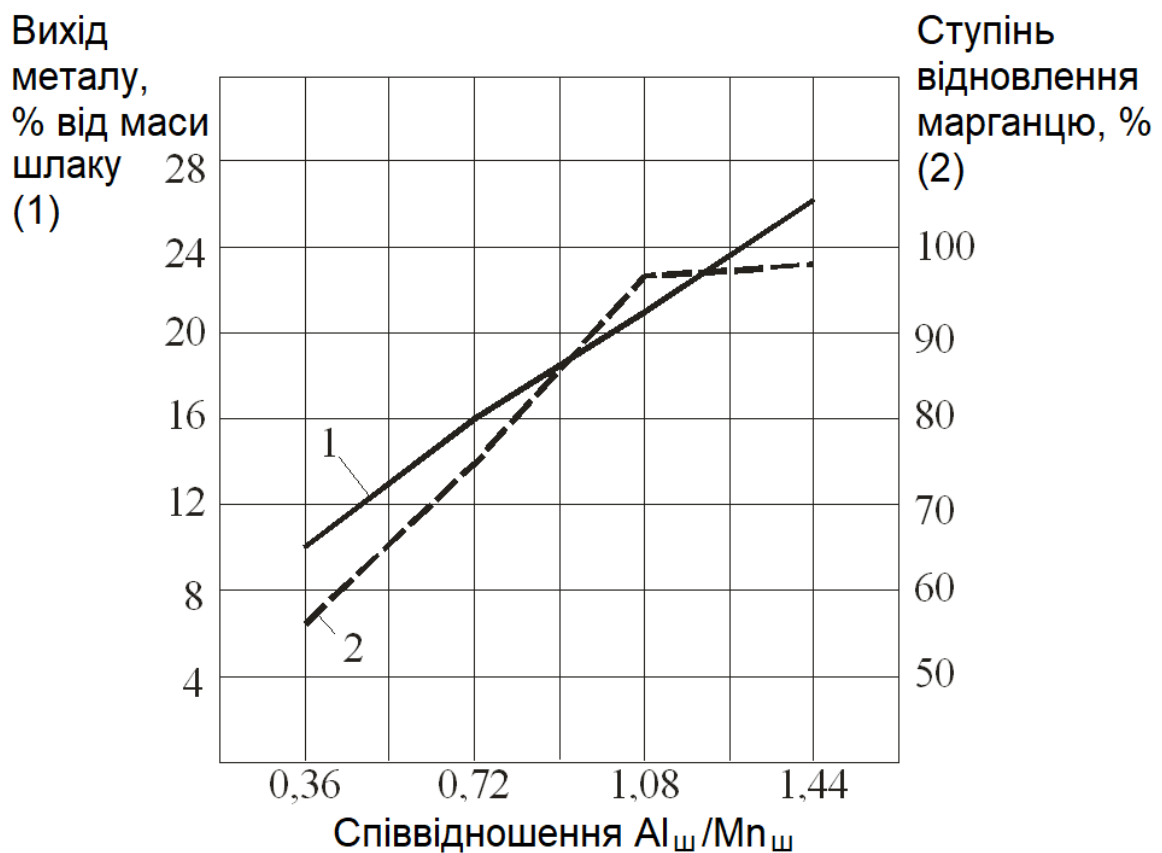


Рисунок 3.5 – Залежність виходу металу та ступеня відновлення марганцю від відношення Al_ш/Mn_ш

Як видно з даних, наведених у таблиці 3.2, при зміні відношення алюмінію до марганцеві в шихті від 0,36 до 1,08 виходять сплави стандартних марок феросилікомарганцю згідно з ДСТУ 3548-97 (при відношенні $Al_{III}/Mn_{III}=0,36$ отримуємо феросилікомарганець, а при 0,72 та 1,08 – MnC25). Відмінною особливістю отриманих сплавів є низький вміст заліза і фосфору, що дозволяє ефективно використовувати їх не тільки як розкислювач сталі, а й як передільний феросилікомарганець для виробництва маловуглецевих марганцевих сплавів. При збільшенні відношення алюмінію до марганцеві з 1,08 до 1,44 утворюється комплексний феросплав системи Mn-Si-Al-Fe, який може бути ефективно використаний при виробництві сталі як розкислювач. Як відомо [25], сплави системи Mn-Si-Al-Fe при тривалому зберіганні на повітрі мають схильність до саморозсіпання. Однією з основних причин саморозсіпання цих комплексних сплавів є взаємодія Al_4C_3 з атмосферною вологою щодо реакції:



$Al(OH)_3$, що утворюється в результаті реакції (3.9), збільшує свої обсяги в 1000 разів у порівнянні з Al_4C_3 , що і призводить до ефекту саморозсіпання сплаву. Усунути цей ефект можна лише знизивши вміст карбідів алюмінію в сплаві, що досягається або зниженням концентрації вуглецю, або введенням у сплав сильніших карбідоутворюючих елементів (Ti, V, Zr та ін.). Низький вміст вуглецю в отриманому сплаві (на рівні 0,07%) робить його стійким на повітрі при тривалому зберіганні, що важливо для цієї групи комплексних феросплавів.

З наведених рисунку 3.5 залежності та даних таблиці 3.2. слід, що зі збільшенням відношення Al_{III}/Mn_{III} з 0,36 до 1,08 йде стабільне збільшення всіх показників: виходу металу, ступеня довідновлення марганцю і кремнію, і навіть ступеня переходу алюмінію сплав, хоча цей показник перебуває в досить низькому рівні 0,37 ... 0,72%, що пов'язано з процесами відновлення марганцю і кремнію, що активно протікають.

Подальше збільшення відношення Al_{III}/Mn_{III} до 1,44 вже не призводить до зростання ступеня до відновлення марганцю (вона збільшується на 1,1% абс.). Цей факт пов'язаний з тим, що марганець вже практично повністю відновився зі шлаку (його залишковий вміст становить 0,5%) і подальше збільшення кількості алюмінію в шихті не доцільно з точки зору збільшення ступеня до відновлення марганцю. Проте, зі збільшенням відношення Al_{III}/Mn_{III} до 1,44 продовжується зростання виходу металу. Збільшення виходу металу відбувається за рахунок подальшого зростання ступеня відновлення кремнію із шлаку, про що свідчить зростання концентрації кремнію у сплаві. У цих межах вмісту алюмінію в шихті останній практично не витрачається на відновлення марганцю, а починає розчинятися в металі.

При проведенні даних досліджень нами було помічено, що поряд з високим ступенем відновлення марганцю з відвального шлаку металевого марганцю спостерігається і досить високий ступінь відновлення кремнію, хоча останній пов'язаний майже повністю термодинамічно в міцну сполуку - ортосилікат кальцію. Тому з метою більш детального вивчення процесів до відновлення відвального шлаку металевого марганцю нами були проведені петрографічні дослідження зразків шлаків, отриманих при сплавленні шихти зі співвідношенням $Al_{III}/Mn_{III}=1,08$ (шлак №3) і співвідношенням $Al_{III}/Mn_{III}=1,44$ (шлак № 4).

Основу шлаку №3 становить криптокристалічна речовина, зустрічаються поодинокі залишкові зерна кристалі $\gamma-2CaO \cdot SiO_2$ та зерна MnO . Серед новоутворень є оксиди алюмінію, алюмінати кальцію, склофаза змінного складу. Оксиди алюмінію представлені в основному кубічною формою у вигляді $\gamma-Al_2O_3$, що утворюється з розплаву. Алюмінати кальцію представлені в основному $5CaO \cdot 3Al_2O_3$ у вигляді окремих кристалів та псевдоморфоз по криптокристалічній речовині. Виявлено також кленіт $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ та геленітове скло складу $2CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$ з $N=1,638$. Серед скла також зустрічаються анартитове скло складу $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$ з $N=1,575$ і кисле скло з $N=1,468$.

Основу шлаку №4 становить дисперсна механічна суміш крипнокристалічної речовини та $5\text{CaO}\cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3$. Залишкових зерен $\gamma\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ та MnO оптичним методом не виявлено. Включення глинозему присутні у тих самих фазах, як у шлаку №3. Виявлено призми гелініту, що зцементовані прошарками кислого скла.

Основними відмінностями у структурі досліджених зразків шлаків є те, що в шлаку №4 порівняно зі шлаком №3 відсутня $\gamma\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ та MnO (що вказує на повне відновлення марганцю з відвального шлаку металевого марганцю), а також підвищений вміст у шлаку № 4 кристалів $5\text{CaO}\cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3$. Таким чином, можна зробити висновок, що при збільшенні вмісту глинозему в кінцевому шлаку може мати місце заміщення SiO_2 на Al_2O_3 в структурі ортосилікату з утворенням $5\text{CaO}\cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3$. Це призводить до утворення вільного SiO_2 , який одразу відновлюється алюмінієм.

За результатами проведених досліджень можна зробити висновок, що процес довідновлення відвального шлаку металевого марганцю алюмінієм супроводжується утворенням стандартних марганцевих феросплавів (феросилікомарганцю і феросилікомарганецьалюмінію), хімічний склад яких залежить від кількості алюмінію в шихті. Відмінною особливістю одержуваних сплавів є низький вміст в них заліза, вуглецю та фосфору, що вигідно відрізняє їх від подібних сплавів, одержуваних за існуючими технологіями в рудовідновлювальних печах. Механізм до відновлення відвального шлаку представляється нам в такий спосіб. Насамперед відновлюється марганець із вільних зерен MnO , причому ця взаємодія починається за відносно низьких температур (протікає так звана низькотемпературна стадія відновлення). При цьому металева фаза є системою Mn-Al . Далі з підвищенням температури починається взаємодія алюмінію з силікатами марганцю, що призводить до відновлення шлакового розплаву, як марганцю, так і кремнію, в результаті чого металева фаза збагачується кремнієм. Надалі, якщо в шихті присутня надмірна кількість алюмінію, починається відновлення кремнію з ортосилікату, при цьому Al_2O_3 замінює SiO_2 в структурі останнього і утворюється $5\text{CaO}\cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3$.

При досить великому надлишку алюмінію в шихті спостерігається його розчинення у металевій фазі.

3.2. Визначення принципової можливості використання як алюмінієвого відновника відвального шлаку від виробництва вторинного алюмінію

3.2.1. Визначення принципової можливості використання шлаків вторинного алюмінію як відновника

Як зазначалося вище, алюміній є досить ефективним відновником. Проте в даний час основним фактором, що обмежує застосування алюмінію в металургії, є його висока вартість. Тому в цих економічних умовах актуальним стає питання пошуку нових дешевих алюмінієвих матеріалів, які досить ефективно можна використовувати в металургії як розкислювач, відновник і компонент утеплювальних (люнкерних) сумішей.

На наш погляд, таким матеріалом може служити шлак від виробництва вторинного алюмінію. Такий шлак у досить великих кількостях утворюється на підприємствах, що переплавляють брухт алюмінію у відбивних печах. Вміст алюмінію (переважно як корольків металу різних розмірів) у такому шлаку становить 30-35%. Існуюча технологія переробки подібних шлаків, що включає дроблення в барабанах і розсівання, дозволяє витягувати великі корольки металу і отримувати продукт, що містить до 80% алюмінію. Такий продукт надалі повертається на переплав або прямує на металургійні підприємства.

Слід зазначити, що в результаті переробки шлаків утворюється велика кількість так званих «хвостів» або АПС (алюмінієвий субалюмометалевий порошок), вміст алюмінію в яких досягає 25%, і які поки не знаходять широкого застосування (на даний момент вони іноді використовуються на металургійних підприємствах як компонент люнкерних сумішей). Такі хвости представлені фракцією 0-7мм і, на наш погляд, після певної обробки можуть бути використані як відновник і розкислювач.

З метою з'ясування принципової можливості використання АПС як відновник при довідновленні відвального шлаку металевого марганцю було проведено низку дослідів. Досліди проводилися за тією ж методикою, що і із застосуванням металевого алюмінію, але замість алюмінію як відновник застосовували АПС. Кількість АПС розраховували в такий спосіб, щоб ставлення Al_{III}/Mn_{III} було так само, як й у дослідях з чистим алюмінієм, тобто 0,36, 0,72, 1,08 та 1,44. Вміст алюмінію в АПС становив 22%. У процесі аналізу отриманих результатів розглядали вплив відношення алюмінію до марганцю в шихті на хімічний склад і вихід придатного металу, а також ступінь довідновлення марганцю і порівнювали їх з аналогічними показниками, отриманими при використанні як відновнику металевого алюмінію.

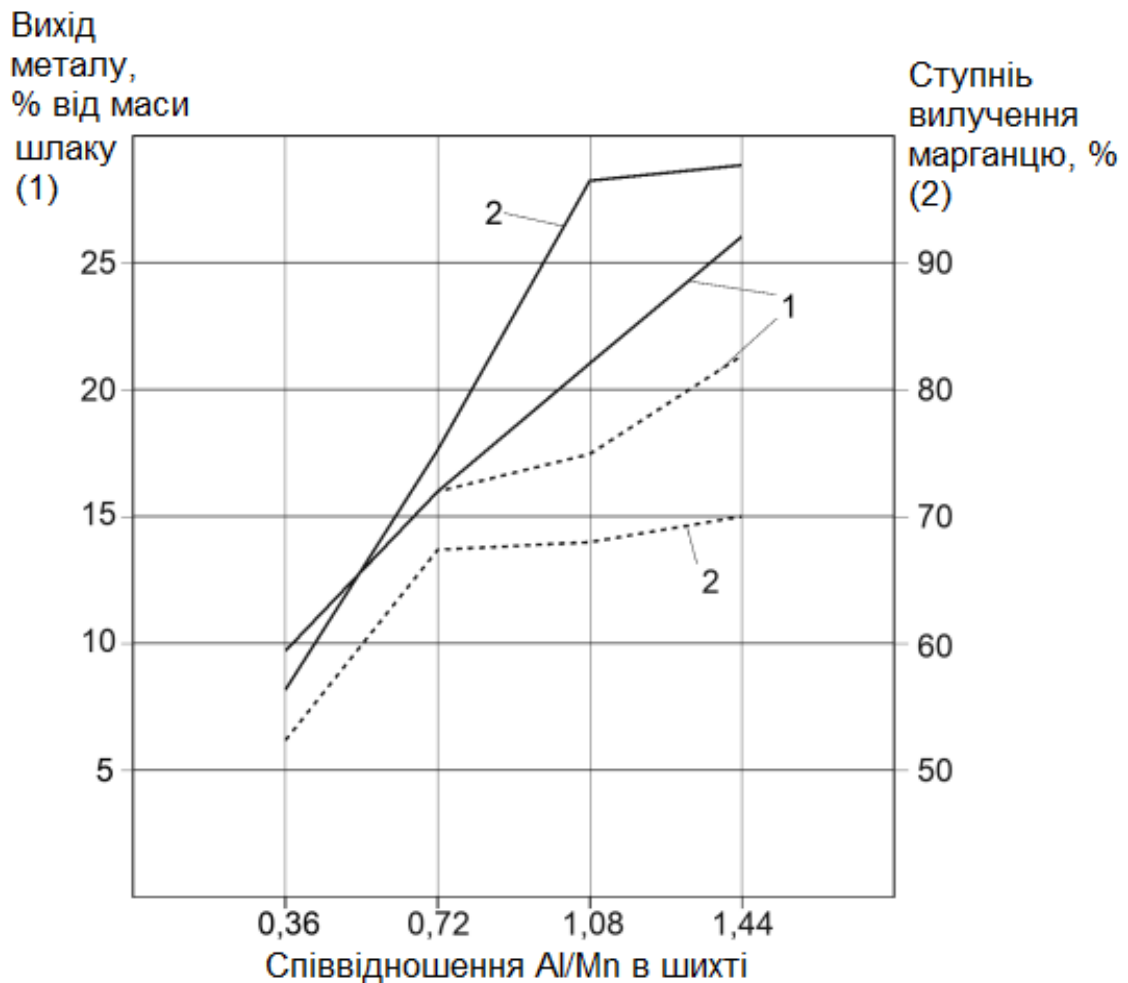
Дані щодо виходу металу та хімічний склад металу, отримані при довідненні відвального шлаку металевого марганцю за допомогою АПС, представлені в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 - Кількість і хімічний склад металу, отриманого при різному відношенні алюмінію до марганцю в шихті із застосуванням як відновника АПС

Al_{III}/Mn_{III}	Вихід металу, %	Хімічний склад металу, %мас				
		Mn	Si	P	Fe	Al
0,36	9,5	77,6	7,5	0,12	10,3	0,3
0,72	16,0	59,9	12,9	0,07	20,9	0,7
1,08	17,0	55,3	16,9	0,07	18,5	2,7
1,44	21,0	47,2	26,1	0,05	17,9	4,6

Як видно з даних, представлених у таблиці 3.3, за жодним з варіантів сплавлення не вдалося отримати стандартних за вмістом марганцю, кремнію та заліза сплавів. Це викликано, перш за все, тим, що в АПС міститься досить велика кількість заліза як у вигляді металевих домішок, так і в оксидній формі. Крім того, немає стабільності у вмісті заліза в АПС, що й призвело до помітних стрибків вмісту заліза у сплаві.

Порівняння основних показників до відновлення відвального шлаку металевого марганцю за допомогою металевого алюмінію та АПС представлено у вигляді відповідних графічних залежностей на рисунку 3.6.



————— - алюміній у вигляді металічного алюмінію;

----- - алюміній як АПС.

Рисунок 3.6 – Залежність виходу металу та ступеня відновлення марганцю від відношення Al_{III}/Mn_{III} при використанні як відновника алюмінію металевого та АПС

Як видно з графічних залежностей, представлених на рисунку 3.6, вихід металу щодо Al_{III}/Mn_{III} рівному 0,36 і 0,72 залишається незмінним як при використанні як відновника алюмінію металевого, так і при використанні АПС. При цих значеннях відношення Al_{III}/Mn_{III} ступінь довідновлення марганцю дещо вища при використанні алюмінію металевого. Тому однакове значення

виходу металу можна пояснити лише підвищеним вмістом заліза в сплавах, отриманих при використанні АПС, так як ступінь довідновлення кремнію при використанні АПС також нижче, ніж при використанні металевого алюмінію.

При подальшому збільшенні відношення Al_{III}/Mn_{III} з використанням як відновника АПС усі показники процесу довідновлення шлаку значно погіршуються в порівнянні з такими при використанні алюмінію металевого. Це пов'язано, перш за все, з тим, що через відносно низький вміст алюмінію в АПС (22%) потрібно давати досить великі кількості останнього, щоб досягти необхідного відношення Al_{III}/Mn_{III} . А з огляду на той факт, що шлакова (або мінеральна) фаза АПС представлена в основному глиноземом, ми отримуємо в результаті високоглиноземистий в'язкий шлак. Висока в'язкість шлаку погіршує перебіг відновлювальних процесів, що у результаті призводить до підвищення чаду алюмінію. Таким чином, задавати АПС у кількості, що перевищує 50% від маси відвального шлаку металевого марганцю (що при вмісті 20-25% Al_{MET} в АПС забезпечить співвідношення Al_{III}/Mn_{III} близько 0,72) не доцільно через утворення високоглиноземних в'язких шлаків.

Таким чином, можна зробити висновок, що АПС (продукт переробки відвальных шлаків від отримання вторинного алюмінію) можна використовувати як алюмінієвмісний відновник при довідновленні відвального шлаку металевого марганцю. Але при цьому очевидним стає наступне: з метою зниження вмісту заліза в АПС, і навіть із збільшення вмісту алюмінію у ньому необхідно проводити попередню підготовку АПС, тобто необхідно розробити схему збагачення АПС.

3.2.2. Розробка технологічної схеми підготовки (збагачення) АПС до плавки

В АПС алюміній знаходиться у вигляді двох фаз:

- алюміній металевий, представлений "корольками" металу різного діаметра (від кількох мікрон до 1мм). Саме цей алюміній становить особливу цінність;

- алюміній у мінеральній фазі (порожня порода). У цій фазі алюміній знаходиться у вигляді глинозему та особливої металургійної цінності не становить.

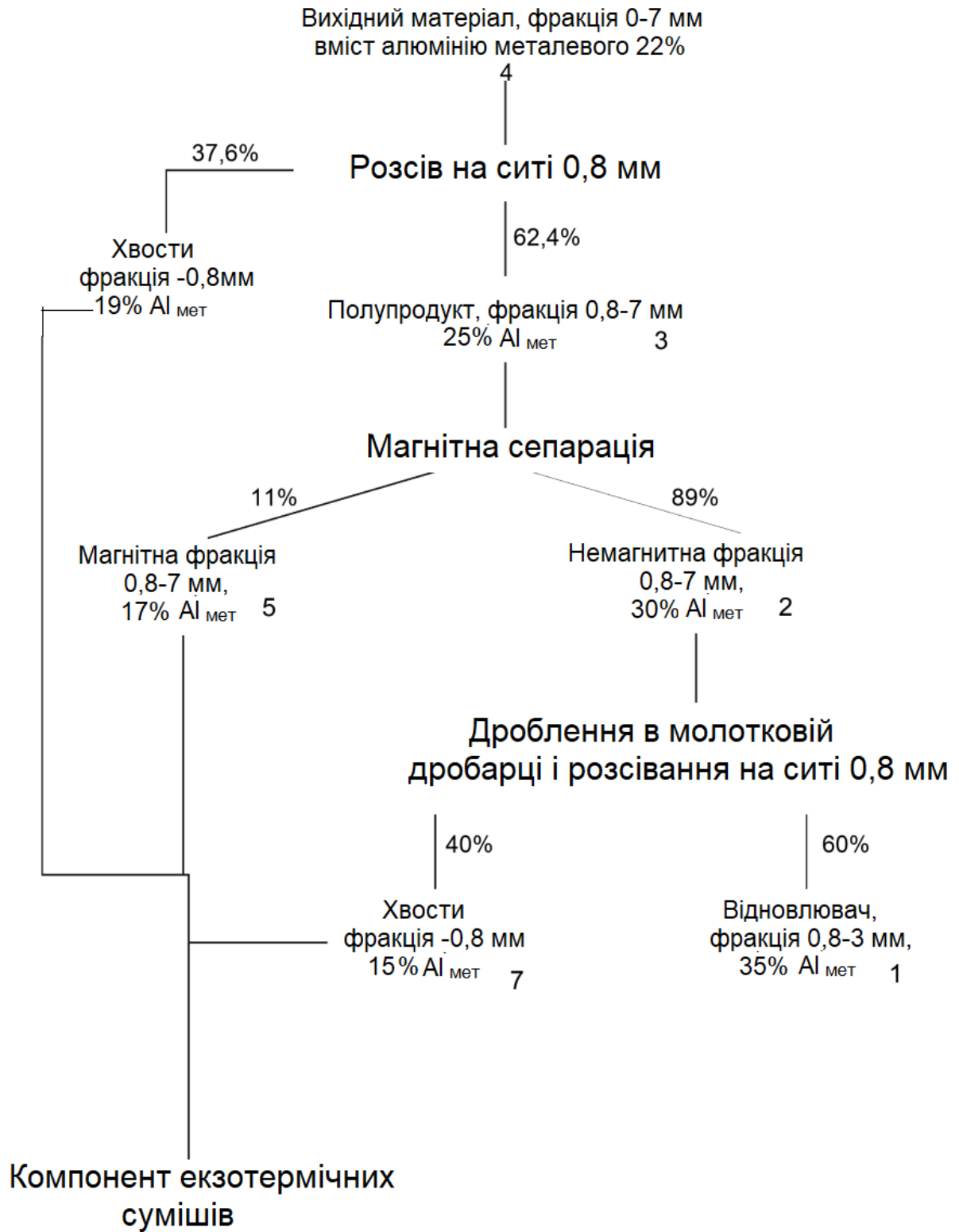


Рисунок 3.7 – Схема підготовки (збагачення) АПС

Вихідний матеріал представлений фракцією 0-7 мм та містить до 25% алюмінію металевого. Враховуючи той факт, що раніше цей матеріал вже піддавався дробленню, а також те, що в силу своїх пластичних властивостей алюміній металевий менш схильний до руйнування при дробленні порівняно з порожньою породою, ми припускаємо, що основна маса алюмінію металевого знаходиться у фракції +0,8мм. Крім того, слід враховувати ще й той факт, що нашою метою є отримання алюмінієвого відновника. Однією з основних вимог, що пред'являються алюмінієвмісним відновникам при отриманні феросплавів, є їх гранулометричний склад. У промислових умовах оптимальною вважається фракція 1-3мм. Тому вміст фракції -1мм у готовому відновнику більше 10% мас не бажано.

Таким чином, вимальовується необхідність розсіву вихідного матеріалу на ситі з перетином осередків 0,8 мм. Ця операція включена як перша стадія у схемі збагачення АПС (див. рис. 3.7).

В результаті розсіву вихідного матеріалу на ситі з осередками 0,8 мм отримали 37,6% мас фракції -0,8 мм з вмістом алюмінію металевого 19% (позиція 6 рис. 3.7) і так званий напівпродукт фракції 0,8-7мм з вмістом алюмінію металевого 25% (позиція 3 рис. 3.7). Отриманий напівпродукт іде далі на переробку, а фракція -0,8мм використовується як компонент екзотермічних сумішей.

Як зазначалося вище, основним недоліком вихідного АПС є досить високий і, що найголовніше, нестабільний вміст заліза. При використанні АПС як відновника це вкрай несприятливо позначається на технологічних параметрах процесу плавки. Тому необхідно проводити стадію магнітної сепарації з метою максимально зменшити вміст заліза шляхом видалення металевих включень. Магнітна сепарація регламентована запропонованою схемою збагачення як друга стадія обробки (рис. 3.7).

Після обробки на магнітному сепараторі отримали 11% мас магнітної фракції 0,8-7мм із вмістом алюмінію металевого 11% (позиція 5 рис.3.7) та 89% мас немагнітної фракції 0,8-7мм з вмістом алюмінію металевого 30% (позиція 2

рис. 3.7). Отримана немагнітна фракція прямує на подальшу переробку, а магнітна фракція використовується як компонент екзотермічних сумішей.

Як уже говорилося вище, алюміній в АПС присутній у вигляді корольків металу та мінеральної фази (Al_2O_3). Причому корольки алюмінію зцементовані мінеральною фазою. У зв'язку з цим подальше збагачення АПС може йти лише шляхом поділу мінеральної та металевої фаз. Враховуючи те, що мінеральна фаза значно тендітніша, ніж металева (алюміній має хороші пластичні властивості), а отже буде легше руйнуватися при дробленні, нами запропоновано на третій стадії обробки піддавати АПС дробленню на молотковій дробарці з наступним розсіванням продуктів дроблення на ситі з осередком 8мм.

В результаті дроблення АПС в молотковій дробарці ми отримуємо 60% мас фракції 0,8-3мм з вмістом 35% алюмінію металевого, яка і буде використовуватися як алюмінієвмісний відновник. Решта маси (40%мас) – це фракція -0,8мм із вмістом алюмінію металевого 15%, яка застосовується як компонент екзотермічних сумішей.

Таким чином, в результаті обробки АПС за запропонованою схемою ми отримуємо низькозалістий продукт з досить високим вмістом алюмінію металевого та низьким вмістом заліза. Вихід відновлювача від маси вихідної сировини становить 33,3%. Решта матеріалу (66,7%мас) фракції 0-7мм із середнім вмістом алюмінію металевого 18% після змішування використовується як компонент екзотермічних сумішей. Запропонована схема дозволяє збільшити вміст алюмінію в 16 разів.

3.3 Дослідження процесу брикетування відвального шлаку металевого марганцю з алюмінієвим шлаком

3.3.1 Загальна характеристика процесу брикетування матеріалів

Останнім часом найбільш широке поширення для підготовки дрібнозернистих і тонкоподрібнених марганцеворудних матеріалів перед

плавкою отримав метод брикетування, що дозволяє поряд з обгорткуванням сировини внести необхідну кількість вуглецю.

Для ущільнення готової брикетної шихти застосовуються в основному вальцові преси різної продуктивності (від 3 до 100 т/год), в яких розвивається тиск пресування в межах 200-500 кгс/см². В результаті такого зусилля відбувається стиснення та зміцнення пухкої брикетної шихти в щільні однакові за формою та вагою брикети. Пресування у технологічному процесі брикетування займає основне місце. Здійснюється воно на вальцових пресах безперервно в просторі між валками, що обертаються, на циліндричній поверхні яких насаджені знімні бандажі з вифрезерованими на них осередками у вигляді симетричних напівформ брикетів. Брикетна шихта подається зверху в простір між валками, заповнюючи комірки, які при обертанні валків зближуються між собою, стискають шихту, надаючи їй форму брикетів. За лінією центрів осередку валків розходяться і брикети під впливом пружного розширення і сили тяжкості виходять із них. Для повного та рівномірного заповнення осередків шихтою, а також зменшення впливу сил тертя об бічні стінки, що гальмують її рух на валки, шихта подається з деяким підпором, створюваним за рахунок заповнення нею чаші живильника на $\frac{3}{4}$ висоти і проштовхування в отвір отвір лопастями. Ефект рівномірного живлення валків можна підвищити застосуванням завантажувальних пристроїв особливої конструкції або механічних живильників-підпресувальників. Дуже важливою умовою сталої роботи пресів є постійне завантаження шихтою валків по всій ширині, що забезпечує отримання однакових за величиною брикетів та рівномірне зношування поверхні бандажів. Якщо ці умови подачі підживлення не виконуються, брикети з крайніх осередків по ширині бандажа мають знижену вагу та міцність. Знос бандажів у цьому випадку інтенсивніший у середній частині, тоді як крайні ділянки зношуються менше. Внаслідок нерівномірного зношування бандажів стає неможливим підтримання необхідного постійного мінімального зазору між валками (до 1-2 мм). Це, у свою чергу, викликає прокидання та видавлювання брикетної шихти, що значно

зменшує продуктивність преса та тиск пресування, викликаючи падіння міцності брикетів.

Нижче наведено технічні характеристики брикетного агрегату типу БАКС – 1 [31]:

Продуктивність, т/год.	25
Діаметр бандажу, мм	1000
Ширина бандажу, мм	290
Швидкість обертання валків, об/хв.	10,5
Потужність електродвигуна, кВт	55
Швидкість обертання валу змішувача, об/хв.	19,6
Основні габаритні розміри, мм:	
Довжина	9100
Ширина	4080
Висота	7280
Вага, кг	17000

У вітчизняній практиці відомі способи виплавки марганцевих феросплавів з використанням брикетованих марганцевих концентратів і брикетів – моношихти, що містять усі необхідні компоненти для отримання, наприклад, силікомарганцю вуглецевим методом.

Враховуючи позитивні сторони брикетування як способу окускування, в даній роботі підготовку шлаків перед плавкою здійснювали методом брикетування з відновником - алюмінієвим шлаком. Брикетування марганцевих шлаків з відновником сприяє найбільш повному відновленню марганцю і кремнію [26], внаслідок тісного та розгалуженого контакту між оксидами та відновником та зменшення процесу розшарування шихти на розплав та відновник за рахунок підвищеної термічної стійкості брикетів та більш високої температури ліквідує вихідну сировину, є шлак.

3.3.2 Лабораторні дослідження процесу брикетування відвального шлаку металевого марганцю з алюмінієвим шлаком

У цьому розділі наведено результати лабораторних досліджень щодо вивчення впливу кількості сполучного та питомого тиску пресування на механічні характеристики брикетів з відвального шлаку силікомарганцю. Хімічний склад шихтових матеріалів для брикетування наведено у таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 – Хімічний склад шихтових матеріалів для брикетування

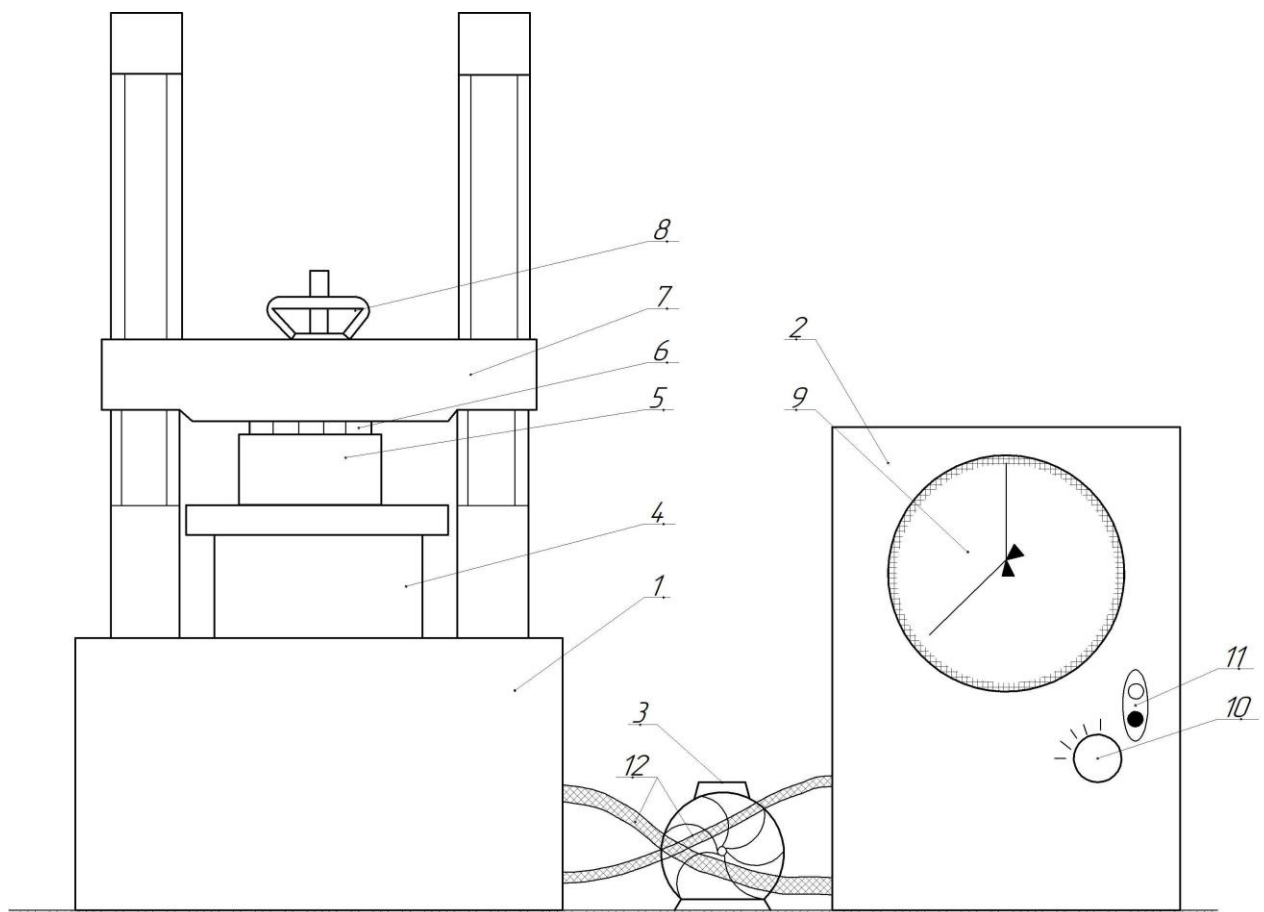
Матеріал	Вміст елементів, %						
	Mn _{заг}	SiO ₂	Fe _{заг}	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P
Відвальний шлак металевого марганцю	14,0	28,7	0,5	6,4	43,2	5,6	0,002
Шлак від виробництва вторинного алюмінію	Al _{МЕТ} 25,2	10,7	8,0	45,9	1,38	3,64	0,045

Шихту перед брикетуванням попередньо ретельно перемішували та нагрівали до температури 60-70 °С. Підігрів шихти проводили з метою покращення якості розподілу сполучного по всьому об'єму. Потім у підігріту шихту дозували задану кількість сполучного також підігрітого до температури 50-60 °С і після ретельного перешивання брикетували. Брикети отримували циліндричної форми діаметром 25мм при відношенні висоти до діаметра (h/d) 0,5.

Операцію брикетування проводили на вертикальному гідравлічному пресі ПСУ-10, схема якого представлена на рисунку 3.8.

Прес складається з безпосередньо гідравлічного преса (1) та блоку управління пресом (2). Блок управління пресом включає наступні елементи: прилад для контролю тиску пресування (9), масляний клапан (10), за допомогою якого регулюється подача олії в гідравлічний прес, вимикач масляного насоса (11). Також всередині блоку управління знаходиться масляний насос. Основними елементами гідравлічного преса є: гідравлічний циліндр (4), підняття якого викликає пресування шихти в матриці прес-формі

(5), рухома траверса (7) з гвинтовим механізмом переміщення (8), переміщення якої відбувається вздовж двох вертикальних стійок преса. Процес ущільнення шихти в осередках матриці прес-форми здійснюється за допомогою спеціальних металевих пальців (6). Загальна площа осередків матриці прес-форми становить 84 см^2 .



1 – гідравлічний вертикальний прес; 2 – блок управління пресом; 3 – електродвигун ($W=1,5 \text{ кВт}$) для приводу масляного насоса; 4 – гідравлічний циліндр; 5 – матриця прес-форми; 6 – металеві пальці; 7 – рухлива траверса; 8 – механізм переміщення траверси; 9 – прилад контролю тиску пресування; 10 – масляний клапан; 11 – вимикач масляного насоса.

Рисунок 3.8 – Гідравлічний вертикальний прес ПСУ-10

Механічні характеристики вологих (після брикетування) та сухих ($t_{\text{суш}}=120 \text{ }^{\circ}\text{C}$) брикетів визначали методом роздавлювання, скидання з висоти

двох метрів на металеву плиту і шляхом випробування на одночасну дію стирання та удару в барабані з полочками.

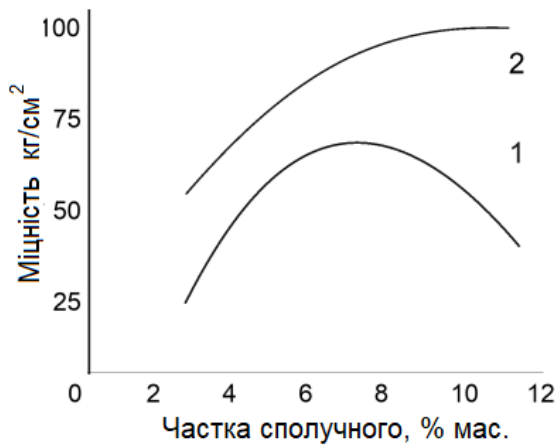
Для визначення оптимальної кількості сполучного була проведена серія дослідів, у яких до однакової кількості сухої шихти (1кг) додавали різну кількість сульфітно-спиртової барди (ССБ). Зусилля пресування змінювалося не більше 150-450кг/см². Результати дослідів наведено у таблицях 3.5, 3.6, рис. 3.9.

Таблиця 3.5 – Результати дослідів щодо визначення оптимальної кількості сполучного (ССБ)

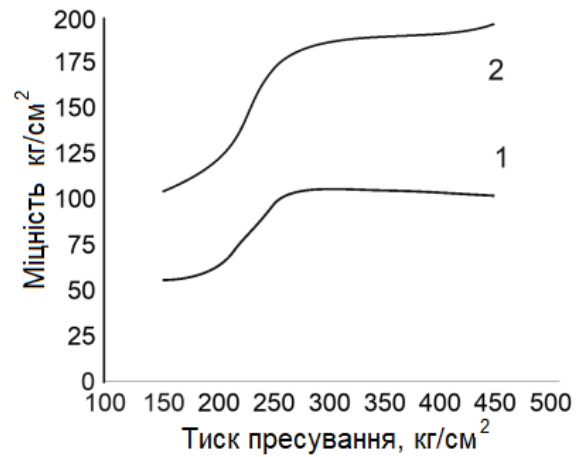
№ досвід у	Маса сполучного, г	Частка сполучного, %мас	Міцність сирих брикетів на роздавлювання, кг/см ²	Міцність сухих брикетів на роздавлювання, кг/см ²	Кількість скидання сухих брикетів з висоти 2м до руйнування	Вихід фракції менше 5мм після 100 оборотів у барабані, %
1	50	5,0	25	56	7	27
2	75	7,5	60	98	14	10
3	120	12,0	38	107	12	11

В результаті проведених досліджень встановлено, що при вмісті ССБ (щільність 1,25 г/см³), що дорівнює 7,5% мас від ваги сухої шихти, вологі брикети мають максимальну міцність на роздавлювання 60 кг/см². При подальшому збільшенні вмісту ССБ до 12% мас. міцність на роздавлювання сирих брикетів знижується до 38 кг/см², а сухих – збільшується незначно (з 98 кг/см² для 7,5% мас ССБ до 107 кг/см² для 12% мас ССБ). Крім того, брикети, виготовлені за другим варіантом (7,5% мас ССБ), мають кілька кращих характеристик при випробуваннях на скидання і на одночасну дію удару та стирання.

Наведений вище вплив кількості сульфітно-спиртової барди на механічну міцність брикетів пояснюється умовами змочування (обволікання) частинок у брикеті. При недостатній кількості сполучного поверхню частинок шихти змочується недостатньо повно, а при надлишку - утворюється стовщена плівка з сполучного, внаслідок чого вологі і сухі брикети витримують меншу руйнівну навантаження, що підтверджується і літературними даними [27].



Вплив кількості сполучного на міцність сирих брикетів



Вплив тиску пресування на міцність брикетів

1 - міцність на роздавлювання сирих брикетів;
2 - міцність на роздавлювання сухих брикетів

Рисунок 3.9 – Вплив технологічних параметрів брикетування на міцність брикетів

Вивчення впливу тиску пресування на механічну міцність брикетів проводилося інтервалі тисків 150 – 450 кг/см². Для цих досліджень було підготовлено сім однакових наважок шихти. Кількість сполучного залишалася постійними у всіх наважках. Випробування брикетів на міцність проводилося за вищеописаною схемою. Результати досліджень представлені у таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 – Результати дослідів щодо вивчення впливу величини тиску пресування на механічну міцність брикетів

№ досвіду	Тиск пресування, кг/см ²	Міцність сирих брикетів на роздавлювання, кг/см ²	Міцність сухих брикетів на роздавлювання, кг/см ²	Кількість скидання сухих брикетів з висоти 2м до руйнування	Вихід фракції менше 5мм після 100об барабану з поличками, %
1	150	57	100	15	12
2	200	65	120	19	10
3	250	95	170	23	8
4	300	100	175	23	9
5	350	100	180	25	7
6	400	105	180	24	7
7	450	100	190	25	8

Як видно з даних, наведених у таблиці 3.6, значне зростання характеристик міцності брикетів спостерігається при збільшенні тиску пресування до 250 кг/см². Підвищення тиску пресування не призводить до суттєвого зростання механічної міцності брикетів і тому подальше збільшення тиску пресування вважатимуться недоцільним.

Таким чином, при розрахунковому співвідношенні шлаку металевого марганцю та відновника (шлаку від виробництва вторинного алюмінію) в брикеті (2:1) можна прийняти оптимальні наступні значення параметрів брикетування:

Кількість сполучного (ССБ, $\rho=1,25$ г/см ³)	7,5%
Тиск пресування	250 кг/см ²

3.4 Дослідження процесу легування сталі марганцем із використанням відвального шлаку від виробництва металевого марганцю

Досліди з легування сталі марганцем проводили в лабораторній дуговій електросталеплавильній печі з потужністю трансформатора 400 кВА. Брикет задавали в піч після повного розплавлення сталевого брухту на дзеркало металу. Було випробувано два варіанти легування: у першому випадку ставили тільки брикети, а в другому – брикети спільно з вапном у співвідношенні 2:1. Кількість брикетів, що задаються в піч, становило 10% від маси завантаженого сталевого брухту. У готовій сталі контролювався вміст марганцю та шкідливих домішок (сірки та фосфору).

За обома варіантами легування шлак утворювався швидко і мав достатню рідину. Стрибків напруги та будь-яких інших відхилень від нормального ходу плавки не спостерігалось. Пробу металу на хімічний аналіз відбирали зі струменя металу під час випуску плавки.

По кожному з варіантів, що проробляються, було зроблено 3 плавки. Результати плавок представлені у таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 – Результати дослідження легування сталі марганцем із брикетів, що містять відвальний шлак металевого марганцю

№ пп	Кількість брикетів, %мас. від маси сталі	Кількість вапна, %мас. від маси сталі	Основні сть шлаку	Склад сталі до обробки			Склад сталі після обробки			Засвоєння марганцю, %	Зміна вмісту сірки, %
				Mn	S	P	Mn	S	P		
1	10	-	1,55	0,58	0,017	0,02	0,92	0,01	0,021	77	-41
2	10	-	1,55	0,58	0,017	0,02	0,91	0,012	0,021	75	-29
3	10	-	1,55	0,58	0,017	0,02	0,94	0,022	0,021	79	+29
4	10	5	2,6	0,58	0,017	0,02	0,91	0,011	0,02	75	-35
5	10	5	2,6	0,58	0,017	0,02	0,90	0,012	0,02	75	-29
6	10	5	2,6	0,58	0,017	0,02	0,93	0,012	0,021	78	-29

З даних, наведених у таблиці 3.7, видно, що з використанням для легування сталі лише брикетів (без добавки вапна) засвоєння марганцю становить 75-79%, а деяке збільшення вмісту фосфору перебуває у межах помилки хімічного аналізу, тобто, не відбувається значного збільшення вмісту останнього у сталі. Проте поведінка сірки вкрай неоднозначна. У перших двох дослідях спостерігалася деяка десульфурація сталі шлаковим розплавом. А в третьому досліді було помічено значний приріст вмісту сірки. Такі стрибки у вмісті сірки сталі безпосередньо пов'язані з її вмістом у відвальному шлаку металевого марганцю. У такому шлаку вміст сірки коливається лише на рівні 0,2-0,4%. Тому при збільшенні вмісту сірки в шлаку до 0,4% вона починає переходити в сталь, згідно з коефіцієнтом розподілу сірки між продуктами плавки. При додаванні вапна це явище усувається, т.к. збільшується основність шлаку і відбувається деяке зниження вмісту сірки в шлаку за рахунок розведення. У цьому ступінь десульфурації становить 25%. Ступінь засвоєння марганцю перебуває на колишньому рівні.

Відносно невеликий ступінь засвоєння марганцю (75-79%) пояснюється насамперед тим, що перед процесом легування не проводили додаткового розкислення сталеві ванни, і частина марганцю виступала як розкислювач.

Загалом можна зробити висновок, що даними лабораторними дослідженнями було підтверджено принципову можливість легування сталі марганцем з використанням багатих марганцевих шлаків. Подібний спосіб легування сталі марганцем може бути застосований для рядових марок низьколегованих конструкційної сталі.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Техніка безпеки у феросплавному цеху

4.1.1 Основні шкідливі та небезпечні фактори виробництва

Пил є найпоширенішою виробничою небезпекою. Більшість виробничих процесів (перевантаження компонентів шихти, транспортування матеріалів) пов'язані з викидами пилу, що насамперед впливає на органи дихання [28].

Крім того, пил погіршує виробничу обстановку (огляд, орієнтацію) в робочій зоні, а разом з тим призводить до швидкого руйнування деталей машини, що труться. Пил може вибухнути та стати джерелом статичної електрики.

Робота у запилених приміщеннях може призвести до розвитку професійних захворювань, пов'язаних із роботою легень людини.

Використання газового палива у сталеплавильному виробництві призводить до утворення великої кількості газу, частина якого надходить у робочий простір цеху.

При попаданні компонентів газу та домішок у ньому в організм людини вони мають задушливу та отруйну дію. Задуха виникає через нестачу кисню повітря. Задишка та прискорене серцебиття починаються при зниженні вмісту кисню в повітрі до 16%, до 12% (дуже важко дихати), до 8% - до непритомності.

Найбільшу частку газів у металургійному виробництві становить окис вуглецю - безбарвний газ зі слабким запахом. Він має дуже сильну токсичну дію і його вплив на фізіологічні процеси залежить від його концентрації в повітрі та тривалості вдихання.

Розсіювання тепла. Температури, відмінні від комфортних, несприятливі для людського організму [29].

Мікроклімат у приміщенні металургійного цеху сильно залежить від погодних умов та температури навколишніх поверхонь.

Феросплавний газ, що містить в своєму складі до 85 % монооксиду вуглецю є досить сильним відновлювачем та доволі сильною отрутою для персоналу.

Види передачі тепла від нагрітої поверхні до людини: теплопровідність, конвекція та теплове випромінювання. Залежно від основного виду теплообміну, мікроклімат усередині робочого приміщення може бути конвективним, променистим або змішаним. У високотемпературних металургійних цехах клімат переважно радіаційний (60%).

Організм людини конвективний (15-20%), лучистий (70%), теплопровідний (2-4%), потовиділений (5% - близько 1 л на годину). Останній є найменш сприятливим методом терморегуляції. Тканини виснажуються водою та солями, кров згущується, ускладнюється серцево-судинна та нервова діяльність.

Шум - це сукупність випадкових коливань частинок речовини або предметів, що передаються в твердому, рідкому або газоподібному середовищі і сприймаються органом слуху людини.

Джерелами шуму на феросплавних заводах є редуктори, вентилятори, компресори та насоси, ручні ударні інструменти, транспортні системи, а також виток газу або рідини з трубопроводів.

З фізіологічної точки зору шум є шкідливим подразником, що впливає на слухову систему людини та весь організм в цілому, заважаючи виконанню робочих функцій та нормальному сприйняттю корисних звукових сигналів та мовлення. Шум як фізичне явище є рядом звуків, що розрізняються за частотою (висота) і інтенсивністю (гучністю).

Вібрація – це вібрація частин приладів, машин та комунікацій, викликана динамічними неврівноваженостями деталей при обертанні, транспортуванні тощо.

Тривалий вплив шуму та вібрації тіла може призвести до втрати зору та слуху, підвищення тиску, неврологічним, серцево-судинним та скелетно-м'язовим розладам.

4.1.2 Заходи щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів

До основних заходів щодо забезпечення належного стану повітря у робочих зонах промислових об'єктів відносяться:

- удосконалення технічних процесів, їх дистанційне керування, автоматизація та механізація;
- будова вентиляції та опалення у виробничих приміщеннях та використання працівниками засобів індивідуального захисту та техніки безпеки [30].

Автоматизація та механізація процесів при викидах шкідливих речовин не лише підвищують продуктивність, а й покращують умови праці. При цьому на даний момент найпопулярнішим методом боротьби із загазованістю, запиленістю та надмірним тепловиділенням на металургійних підприємствах є вентиляція.

Основним методом видалення пилу є місцева витяжна вентиляція (відсмоктування), при якій у місці утворення пилу встановлюється відсмоктуєче укриття. Загальнообмінна вентиляція забезпечує необхідний приплив свіжого повітря до робочого приміщення та відводить надлишкове тепло та вологу, а також запилене повітря.

Для видалення пилу з повітря, що всмоктується, слід застосовувати мокрі пиловловлювачі (циклони, скрубери) і пиловловлювачі з зрошувальними решітками або зрошувальними трубами, рукавні фільтри з термостійкою тканиною, електрофільтри. Останній використовується для очищення повітря, що всмоктується, від пилу, створюваного нагрітим матеріалом.

Чадний газ, сірководень і оксиди азоту токсичні, а азот, водень, гелій і метан не мають істотного шкідливого впливу на організм при достатній

кількості кисню в повітрі, але мають критичне значення для безпеки персоналу. У цих місцях слід використовувати витяжну парасольку.

Природна вентиляція (аерація) використовується у виробничих приміщеннях із явним перегрівом. Вентильовані ліхтарі та шахти розміщені безпосередньо над основним джерелом тепла на одній осі. При неефективній аерації встановлюється механічна загальнообмінна вентиляція.

Для одиночних джерел тепла обладнання обладнується місцевою витяжною вентиляцією у вигляді витяжних вентиляторів, витяжних парасольок і т.п. Шляхом регулювання температури та обсягу подачі повітря.

За наявності джерел теплового випромінювання реалізується комплекс заходів щодо ізоляції обладнання та поверхонь, що обігріваються, з використанням засобів теплозахисту (екранів).

Заходи та методи захисту від шуму та вібрації на робочому місці поділяються на заходи колективного захисту та заходи індивідуального захисту.

Значного зниження шуму можна досягти за рахунок якісного монтажу окремих вузлів машини, їх динамічного балансування та своєчасного проведення планових та профілактичних ремонтів. Порушення правил технічної експлуатації призводить до того, що мал шумне обладнання стає джерелом інтенсивного шуму.

Шум можна зменшити, встановивши на шляху звукоізолюючі перешкоди, такі як стіни, перегородки, стелі, звукоізолюючі кожухи та екрани. Коли звукова хвиля стикається з перешкодою, вона частково відбивається, заломлюється, поглинається матеріалом та частково долає перешкоду.

Найбільш ефективним захистом від вібрації є ізоляція персоналу чи чутливих об'єктів від джерела вібрації.

Ефективні амортизатори із сталевих пружин, гуми та інших еластичних матеріалів. Застосовуються гумо-метало-пружинно-пластикові амортизатори, опорні ізолятори з гідравлічними сполуками, а також пневматичні гумо-

амортизатори, що використовують стиснене повітря та пружні властивості самої гуми.

Якщо фундамент (або стеля), на яку монтується амортизатор, досить великий, антивібраційний ефект буде високим.

Рівень вібрації знижується з допомогою віброгасіння, тобто, введення в систему додаткових реактивних опор, установки агрегату у фундаменті, що віброгасить. При цьому маса фундаменту підбирається так, щоб амплітуда коливань підшви фундаменту не перевищувала 0,1-0,2 мм.

Віброгасіння призначене для зниження вібрації корпусів та перегородок, а вібрація проводиться у резонансному режимі з основним обладнанням. Це досягається нанесенням на поверхню, що вібрує, матеріалу з високим внутрішнім тертям (гума, пластмаса, вібробритвена мастика) [31].

Засоби індивідуального захисту (ЗІЗ) застосовуються на робочих місцях, де шум і вібрація не можуть бути знижені до допустимих меж технічними засобами або де це недоцільно з технічних та економічних причин.

4.1.3 Електроустаткування

Внутрішні електричні мережі складаються із ізольованих проводів або кабелів із захисними оболонками, що відповідають умовам експлуатації щодо механічної міцності та стійкості до впливів навколишнього середовища.

Освітлювальні мережі загального освітлення допускають напругу до 250 В. У приміщеннях з підвищеною небезпекою, особливо небезпечних для місцевого та ремонтного освітлювального обладнання та ручного інструменту, напруга не повинна перевищувати 36 В.

Нормуються вертикальні та горизонтальні відстані від проводів до землі, транспортних шляхів, будівель та інших об'єктів. Також мінімально допустима площа перерізу проводів нормується за вимогами механічної міцності та запобігання обривам.

Недоступні місця струмопровідних частин виконуються (заховані у висоті, під підлогою чи стінах) для захисту від дотику. Мінімальна висота підвішування оголених проводів становить 3,5 м (якщо не потрібна велика висота, оскільки вони можуть зачепитися за наземні об'єкти або транспортні засоби, що проїжджають). Мінімально допустима відстань до оператора становить 0,7 м для напруги 15 кВ та 3 м для напруги 220 кВ.

Оголені струмопровідні частини, до яких може торкатися людина, надійно захищені у всіх випадках від напруги вище 65 В у приміщеннях непідвищеної небезпеки та вище 36 В у приміщеннях підвищеної небезпеки. При напрузі вище 250 В захищає не лише оголені, а й ізольовані струмопровідні частини. Електричні компоненти забарвлені у вказаний колір. Він не тільки пізнаваний і має естетичну цінність. Завдяки своїм ізолюючим властивостям забарвлення відіграє специфічну захисну роль у разі аварії, оскільки усуває або знижує ризик утворення електричних кіл через тіло оператора при контакті з обладнанням.

Як захисну ізоляцію можуть використовувати лаки, електроізоляційні плівки, емалі та фарби на олійній основі.

4.1.4 Природне та штучне освітлення

Природне світло сильно вагається. Протягом кількох хвилин освітлення може змінюватись кілька разів [28].

Зовнішнє освітлення, яке створюється розсіяним сонячним світлом на відкритих просторах, сильно варіюється від району до району. Природного освітлення всередині будівель зазвичай набагато менше, ніж зовнішнього освітлення.

При проектуванні та розрахунку природного освітлення як джерело світла приймається розсіяний світловий люк (пряме сонячне світло не враховується).

Для штучного освітлення застосовують ближні (ліхтарі) та дальні (прожектори) освітлювальні прилади (поєднання ламп та світильників).

На промислових підприємствах використовуються дві системи штучного освітлення: загальна та комбінована.

Загальне освітлення для створення необхідного рівня освітленості по всьому приміщенню здійснюється рівномірним або локальним розміщенням світильників (місцеве розміщення світильників викликає певне збільшення освітленості в конкретному місці, що досягається).

Композитне освітлення складається із загального освітлення та місцевого освітлення. Локальне освітлення дозволяє створити необхідний рівень освітлення безпосередньо на робочому місці. Використання місцевого освітлення не допускається.

Місцеве освітлення може бути як стаціонарним, так і переносним. Освітлення буває робочим (для виконання робіт у нормальних умовах) та аварійним (для тимчасового продовження роботи або евакуації працівників при раптовому відключенні робочого освітлення, норматив 10% і більше).

При проектуванні освітлення враховується резервний коефіцієнт зниження освітлення в процесі експлуатації. Допустимий коефіцієнт запасу від 1,3 до 1,7 для ламп розжарювання та від 1,5 до 2,0 для люмінесцентних ламп залежно від викидів пилу, диму та кіптяви.

4.1.5 Вентиляція

Вентиляція досягається за рахунок переміщення забрудненого повітря з приміщення та надходження свіжого повітря до приміщення.

Залежно від способу руху повітря, що використовується, вентиляція може бути природною або механічною. Поєднання природної та механічної вентиляції називається змішаною вентиляцією.

Природна вентиляція виникає за рахунок різниці температур повітря всередині та зовні (тепловий тиск) та впливу вітру (вітровий тиск). Механічна

вентиляція створює повітрообмін за допомогою спеціальних механізмів та пристроїв (вентиляторів та ежекторів).

За призначенням вентиляція буває припливною, витяжною, припливно-витяжною та, залежно від місця дії, загальною та місцевою.

Загальна або загальнообмінна вентиляція призначена для повітрообміну у всьому приміщенні. Місцева вентиляція створюється для безпосереднього видалення шкідливих речовин з місця утворення або подачі свіжого повітря на певну обмежену площу приміщення.

Для вентиляції потрібно подавати чисте повітря. Якщо у припливному повітрі є домішки, можна очистити. Неорганізований приплив зовнішнього повітря для поповнення витяжки в холодну погоду допускається з об'ємом не більше одного повітрообміну за годину.

Природна вентиляція здійснюється за допомогою аерації – організованого та регульованого природного повітрообміну, що підтримує задані параметри повітряного середовища приміщень.

Аерація дозволяє здійснювати вентиляцію великих приміщень з інтенсивним повітрообміном, для створення якого при механічній вентиляції знадобилися б великі витрати на спорудження та експлуатацію.

Для вентиляції у поздовжніх стінах будівлі зазвичай влаштовують три ряди отворів. Перший ряд - на висоті не більше 1,2 м від підлоги, другий - на висоті не менше ніж 4 м від підлоги, третій - на висоті підкранової балки.

4.1.6 Побутові та допоміжні приміщення

До побутових зручностей належать приміщення задоволення санітарних і побутових потреб працівників під час виконання службових обов'язків. Приміщення для прийому їжі, туалети, душові, вбиральні, умивальні, курильні, пральні, кімнати особистої гігієни жінок, опалення робітників та питна вода.

Підлоги туалету, умивальної та душової гідроізолювані, передбачені ухили до стоків. Стіни висотою понад 1,5 м покриті вологозахисним матеріалом, тому можливе вологе прибирання.

Санітарно-побутові корпуси будуються не вище трьох поверхів. Вони повинні бути безпосередньо примикаючими до виробничого корпусу фабрики (не порушуючи можливості спорудження стінових установок для припливу свіжого повітря до гарячих приміщень) або у закритих коридорах фабрики.

Допоміжні відділення цеху, що розташовані на відстані від головної будівлі, повинні мати свої побутові приміщення, що складаються з роздягальні, душової кімнати для прийому їжі та теплої вбиральні.

Побутові приміщення розміщують з навітряного боку цеху. Планування побутових приміщень має виключати зустрічні потоки працюючих.

Правила техніки безпеки для пірометалургійних цехів вимагають забезпечення зон відпочинку на робочих місцях.

Зони відпочинку влаштовують у вигляді альтанок або кабін для відпочинку, обладнаних лавками зі спинками. Крім того, ці будиночки (альтанки) забезпечуються охолодженим або кондиціонованим повітрям, а також питною та газованою водою.

Для роздачі питної води встановлюються фонтанчики, закриті ємності з наливками і т.п. Температура води на момент роздачі становить від 8 до 20°C. Питна вода може бути свіжою або охолодженою та кип'яченою, якщо її безпечно вживати.

4.1.7 Індивідуальні засоби захисту

Засоби індивідуального захисту у вигляді спецодягу, спеціального взуття та ЗІЗ для захисту голови, очей, обличчя та рук за неможливості забезпечення допустимих рівнів небезпеки та шкідливості на виробництві технічними засобами (ЗІЗ).

Залежно від призначення надаються такі ЗІЗ:

- постійна робота в гарячих цехах - спецодяг (повстяні костюми чоловічі), а при ремонті гарячих печей та агрегатів - автономні індивідуальні системи охолодження у комплексах із фрактами;

- при аварійних роботах – комплект тепловідбивача з металізованої тканини;

- для захисту ніг від теплового випромінювання, іскор, бризок розплавленого металу та контакту з гарячими поверхнями - спеціальне шкіряне взуття для робітників на спекотних робочих місцях;

- для захисту рук від опіків - Поєднання тканин, брезентових рукавичок та шкіряного верху;

- для захисту голови від теплового випромінювання, іскор та металевих бризок;

- повстяні ковпаки, захисні каски з шоломами, текстильні або полікарбонатні каски;

- для захисту очей та обличчя – теплозахисний екран сталевара, окуляри з прикріпленим до нього світлофільтром, захисна маска з прозорим екраном, захисні окуляри, козирок зі світлофільтром.

Спецодяг повинен мати захисні властивості. Сюди відноситься можливість нагрівання внутрішньої поверхні будь-якої площі до температури 313 К (400 ° С) за спеціальними ГОСТами (ГОСТ 12.4.176-89, ГОСТ 12.4.016-87).

4.2 Протипожежна безпека

4.2.1 Характеристика виробництва з вибухопожежної небезпеки

Пожежна небезпека легкозаймистих та горючих рідин характеризується концентраційними межами вибуху сумішей, їх пари з повітрям, температурами спалаху та самозаймання, швидкістю поширення горіння.

Пожежонебезпечність газоповітряних сумішей характеризується межами концентрації вибухових речовин, температурами самозаймання та швидкостями горіння.

Пожежна небезпека технологічних процесів, пов'язаних з отриманням або застосуванням горючих газів, визначається можливістю утворення вибухонебезпечних газо-повітряних сумішей у виробничих агрегатах та приміщеннях внаслідок витоку горючих газів через нещільності у виробничих агрегатах або через затвори, підсмоктування повітря в агрегати, що знаходяться під розрідженням, через охолодження газу або конденсації водяної пари, заповнення газових магістралей та апаратури горючими газами без попереднього продування водяними парами або інертним газом.

При використанні горючих газів під тиском небезпеку становить аварійний витік газу. Адіабатичний видих газу під високим тиском підвищує температуру газу, що виходить, і збільшує небезпеку.

Пожежонебезпечність газів та легкозаймистих рідин зростає з підвищенням температури навколишнього середовища. Цю зміну необхідно враховувати стосовно теплового режиму технічних процесів, що здійснюються. Будь-яка технічна операція, пов'язана з нагріванням легкозаймистої рідини вище її спалаху, є вибухонебезпечною. Причиною займання може бути виділення тепла хімічної реакції, що протікає (або випадкової), що також слід враховувати при аналізі пожежонебезпечності виробництва.

Щодо пожежної небезпеки всі виробництва поділяються на 5 класів, де важливе значення має врахування кількості та температурного режиму обробки рідин та газів.

Правильне визначення категорій виробництва є важливим для правильного вирішення питань пожежної безпеки та економіки виробництва.

Виробництво феросплавів за класифікацією пожежної небезпеки можна віднести до класу «Г». Сюди відносяться виробництва, пов'язані з переробкою гарячих, тліючих або розплавлених тугоплавких речовин та матеріалів із

радіацією. Систематичне виділення тепла, іскор та полум'я та виробництво, пов'язане зі спалюванням твердого, рідкого та газоподібного палива.

Для зниження пожежної небезпеки на виробництві необхідно:

- обмеження на кількість горючих матеріалів, що переміщуються та зберігаються в процесі;
- створення перешкод для поширення вогню;
- запобігання можливому руйнуванню виробничого обладнання;
- своєчасне виявлення та гасіння пожеж, що виникли;
- забезпечення умов евакуації людей та техніки під час пожежі.

4.2.2 Засоби гасіння пожеж

Різні тверді, рідкі та газоподібні речовини, що використовуються для пожежогасіння, повинні мати високу вогнегасну ефективність. Вони повинні швидко переставати горіти при порівняно невеликій витраті, бути нешкідливим для організму при використанні та зберіганні, не шкідливо впливати на предмети та матеріали при гасінні, бути недорогими.

Для охолодження вогнища горіння застосовують вогнегасні речовини, що мають велику теплоємність, велику питому теплоту пароутворення або плавлення, здатні швидко розтікатися по поверхні палаючої речовини, вбиратися і глибоко проникати.

Як засоби пожежогасіння застосовують воду, інертні гази, хімічну та пневмомеханічну піну, тверду вуглекислоту, пісок, спеціальні флюси, пил.

Протипожежний водопровід – комплекс пристроїв для подачі води до місця пожежі. Вода для пожежогасіння зазвичай поєднується з господарсько-побутовою та технічною водою. Водопроводи протипожежні розраховані на подачу кількості води, необхідної для гасіння пожежі (за нормативами) за відповідного натиску протягом не менше 3 годин.

Для водопостачання у водопровідну мережу встановлюють гідрант і приєднують гнучкий шланг з пожежним краном для прийому досить сильного струменя води з водопровідної мережі.

У середині будівель, внутрішніх водопровідних мережах у під'їздах, на сходових майданчиках, коридорах тощо. Пожежний кран встановлюється та розміщується в скрині, де також знаходиться рукав із пожежним стволом.

Вогнегасник – це пристрій для гасіння пожеж, що виникли, з використанням різних вогнегасних речовин, які завжди готові до дії. Зазвичай це міцні металеві ємності у формі циліндрів. Вогнегасники поділяються на рідинні (водні розчини солей), пінні (потік піни зверху), газові (вуглекислий газ) та сухі (суміш неорганічних солей).

ВИСНОВКИ

1. Для легування рядових марок низьколегованої конструкційної сталі марганцем запропоновано технологію прямого легування, яка дозволить практично не отримувати безповоротних втрат, а ступінь вилучення елемента з оксиду становить 80-95%, при цьому втрати відновника не перевищують 5%.
2. Враховуючи той факт, що якість вітчизняної марганцеворудної сировини постійно погіршується (вміст марганцю рідко перевищує 42%, а вміст фосфору та кремнезему знаходиться відповідно на рівні 0,24% та 25%), а високоякісні імпорتنі руди мають відносно високу ціну, є передумови для використання для прямого легування відвальних шлаків марганцевих феросплавів та зокрема відвальний шлак від виробництва металевого марганцю. Такі шлаки мають високу основність (1,55) та високий вміст марганцю (до 16%) і при цьому вміст фосфору в них не перевищує 0,004%. Недоліком таких шлаків, що обмежує їх застосування в металургійному виробництві, є здатність до руйнування при остиганні, викликаному поліморфним перетворенням ортосилікату кальцію.
3. Як відновник марганцю з відвального шлаку металевого марганцю при прямому легуванні найбільш доцільно використовувати алюміній. Використання алюмінію як відновника дозволяє на 90-95% витягти марганець із шлаку та отримати стандартні марганцеві комплексні феросплави – феросилікомарганець та феросилікомарганець з алюмінієм.
4. Як алюмінієвмісний відновник запропоновано використовувати шлаки від виробництва вторинних алюмінієвих сплавів. Такі шлаки містять до 27% алюмінію металевого.
5. З метою збільшення вмісту алюмінію в шлаках від виробництва вторинних алюмінієвих сплавів, а також зниження вмісту заліза (в основному у вигляді механічних домішок) запропонована схема підготовки таких шлаків до переділу. Технологічна схема підготовки шлаків включає кілька стадій розсіву матеріалу на ситі 1мм, дроблення в молотковій дробарці та обробку на

магнітному сепараторі. Така схема дозволить підвищити вміст алюмінію практично в 1,5-2,0 рази та знизити вміст заліза з 10-12% до 2-4%.

6. Розроблено технологію брикетування відвального шлаку металевого марганцю та шлаку від виробництва вторинних алюмінієвих сплавів. При розрахунковому співвідношенні шлаку металевого марганцю і відновника (шлаку від виробництва вторинного алюмінію) в брикеті (2:1) можна прийняти оптимальні наступні значення параметрів брикетування:

Кількість сполучного (ССБ, $\rho=1,25$ г/см ³)	7,5%
Тиск пресування	250 кг/см ²

7. Брикети запропоновано задавати у піч на дзеркало металу після розплавлення всього брухту. З метою недопущення переходу сірки зі шлакового розплаву в сталь пропонується задавати брикети разом із вапном при співвідношенні брикети: вапно 2:1. У цьому ступінь засвоєння марганцю нерозкисленою сталлю становить 75-79% і також спостерігається деяка десульфурація сталі (ступінь десульфурації лише на рівні 25%).

8. Розглянуто основні шкідливі та небезпечні фактори виробництва та запропоновано заходи щодо їх усунення.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Капітула С.В., Капітула Т.С. Перспективи розвитку гірничо-металургійного комплексу України в сучасних умовах невизначеності та ризику / Глобальні та національні проблеми економіки. 2016. № 12. С.82-86.
2. Полещук П.Н., Шестаковский О.Ф., Лысенко Г.В., Борисов Э.П. Состояние ферросплавного производства в Украине и перспективы его развития / Сталь. 2003. №7. С. 38 – 41.
3. Нохрина О.И. Ресурсосберегающая технология легирования стали марганцем в ковше / Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2003. №12. С.23-25.
4. Нохрина О.И., Комшуков В.П., Дмитриенко В.И. Рациональное использование марганцевого сырья / Металлург. 2004. №6. С.52-53.
5. Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Маркушев А.В. Использование отходов фракционирования ферросилиция для раскисления и легирования стали / В сб.: Современные проблемы электрометаллургии стали. Тезисы докладов X Международной конференции. Челябинск: Издание Южно-Уральского гос. ун-та, 1998. С.89-90.
6. Бобкова О.С. Пути снижения энергоемкости производства легированной стали и ферросплавов / Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке. Москва: Металлургия, 1994. С.183-186.
6. Рой С. Месторождения марганца / Пер. с англ. Москва: Мир, 1986. 520с.
7. Гасик М.И., Ганцеровский О.Г., Овчарук А.Н., Рогачев И.П. Ферросплавы Украины. Днепропетровск: Системные технологии, 2001. 143с.
8. Гасик М.И., Лысенко В.Ф., Гладких В.А. Термодинамические и кинетические особенности восстановления марганца и кремния из высококремнистого марганцевого сырья / В сб.: Тех. прогресс электрометаллургии марганцевых и кремнистых ферросплавов. Днепропетровск, 1975. С. 77 – 80.
9. Бабушкин В.И., Матвеев Г.М. Термодинамика силикатов. Москва: Стройиздат, 1972. 351 с.

10. Якушевич Н.Ф., Толстогузов Н.Ф., Муковкин В.Д. Активность кремния в сплавах Mn – Si – С. Москва: Металлургия, 1975. 144с.
11. Гладких В.А., Гасик М.И., Лысенко В.Ф., Матюшенко В.И. Разработка замкнутых технологических схем извлечения марганца из отвального шлака силикомарганца / В сб. «Металлургия марганца». Тезисы докладов II Всесоюзного совещания. Тбилиси, 1977. С.151-153.
12. Чайченко А.А., Шеремет Л.В., Власенко В.Е., Куликов И.С., Запорожко Б.Н., Кончаловский И.Б. Выплавка передельного силикомарганца с использованием стабилизированных отвальных шлаков металлического марганца / Физико-химия и металлургия марганца. Москва: Наука, 1983. С. 146-148.
13. Гасик М.И., Кравченко В.А., Паримончик И.Б. и др. Применение отходов доломита высокотемпературного обжига при выплавке металлического марганца / В сб.: «Совершенствование технологии производства марганцевых сплавов». Тбилиси: Сабчота Сакартвело, 1983. С. 370-372.
14. Паримончик И.Б., Гладилин Ю.И., Бродский С.С. Применение отвального шлака металлического марганца при выплавке комплексного сплава типа силикохромана // Металлургия и коксохимия, 1984. Вып. 85. С.60-61.
15. Кривенко О.И., Лизогуб В.А., Кандыбка В.П. (под научным руководством Гасика М.И.) Перспективы использования марганцевых шлаков во флюсовом производстве // Металлургия и коксохимия, 1984. Вып. 85. С.75.
16. Кандыбка В.П., Паримончик И.Б., Журавлев Ю.М., Виноградов Р.П., Чоповая Т.Ж. Исследование по комплексному использованию марганецсодержащих шлаков при выплавке фторидно-оксидных флюсов / Тезисы докладов шестой республиканской научно-технической конференции ферросплавщиков Украины. Днепропетровск, ДМетИ, 1985. С. 120-121.
17. Потапов Н.Н. Основы выбора флюсов при сварке сталей. М.: Машиностроение, 1979. 169с.
18. Паримончик И.Б., Гладилин Ю.И., Несвет В.В., Бродский С.С., Мощный В.В. Пути экономии марганцевых ферросплавов при выплавке стали / Тезисы

докладов на научно-технической конференции «Пути рационального использования легирующих элементов и улучшение качества металла при электроплавке стали». Днепропетровск: ДМетИ, 1983. С.43-44.

19. Нефедов Ю.А., Федоринчик В.М., Сулима В.Н. и др. Применение шлаков металлического марганца и углеродистого ферромарганца при выплавке конвертерной стали / Тезисы докладов шестой республиканской научно-технической конференции ферросплавщиков Украины. Днепропетровск: ДМетИ, 1985. С.66-67.

20. Шульте Ю.А., Гасик М.И., Шрамко М.С. Использование отвальных шлаков производства металлического марганца при выплавке стали / Сталь, 1984. №9. С. 37-39.

21. Елютин В.П., Павлов Ю.А., Левин Б.Е. Производство ферросплавов (Электрометаллургия, Ч. II). Москва: Metallurgizdat, 1951. 497с.

22. Лякишев Н.П., Плинер Ю.Л., Игнатенко Г.Ф., Лаппо С.И. Алюминотермия. Москва: Metallургия, 1978. 424с.

23. Жеребцов Д.А., Арчугов С.А., Михайлов Г.Г. Исследование плавкости системы $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3$ / Расплавы, 1999. №2. С.63-65.

24. Толстогузов Н.В. Некоторые вопросы термодинамики металлотермического восстановления марганца / В кн.: Metallургия марганца. Тезисы докл. V Всесоюзного совещания по марганцу. Никополь, 1991. С.23-34.

25. Гасик М.И., Мячин В.Г., Поляков О.И. Фазовый состав саморассыпающихся комплексных сплавов системы Fe-Mn-Si-Al-C-P / Изв. вузов. Черная металлургия. 1990. №1. С.103-104.

26. Москалева Н.М., Райченко Т.Ф., Чайченко А.А. Особенности совместного восстановления марганца и кремния из марганецрудодугольных формовок и брикетов / В сб. «Metallургия марганца». Тезисы докладов II Всесоюзного совещания. Тбилиси, 1977. С.107-110.

27. Лурье Л.А. Брикетирование в металлургии. Москва: Metallургия, 1963. 229 с.

28. Бринза В.Н., Зиньковский М.М. Охрана труда в черной металлургии.

Москва: Металлургия, 1982. 335 с.

29. Злобинский В.М. Охрана труда в металлургии. Москва: Металлургия, 1975. 535 с.

30. Браун Д.Б. Анализ и разработка систем обеспечения техники безопасности. Москва: Машиностроение, 1979. 359 с.

31. Смирнов Н.В., Коган Л.М. Пожарная безопасность предприятий черной металлургии: Справочник. Москва: Металлургия, 1989. 431 с.

ПУБЛІКАЦІЇ ЗА ТЕМОЮ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ

Міністерство освіти і науки України
Запорізький національний університет
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні
Запорізька міська рада
Запорізька обласна державна адміністрація
Національний університет «Львівська політехніка»
Національний університет «Кієво-Могилянська Академія»
Національний університет кораблебудування імені Адмірала Макарова
Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»
Харківський національний автомобільно-дорожній університет
Київський національний університет будівництва і архітектури
Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського
Національний транспортний університет

МАТЕРІАЛИ

II ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ ЗА
УЧАСТЮ МОЛОДИХ НАУКОВЦІВ
«АКТУАЛЬНІ ПИТАННЯ СТАЛОГО НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО ТА
СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНОГО РОЗВИТКУ РЕГІОНІВ УКРАЇНИ»

18-20 жовтня 2022 року

Запоріжжя

2022

високим вмістом вуглецю активізуються процеси науглерожування металу в прибутковій (утеплений) та підприбутковій зонах).

Список використаних джерел

1. Губенко С.И. Неметаллические включения в стали : [монография] / С.И. Губенко, С.П. Ошкадеров /.- НАН Украины, Ин-т металлофизики им. Г.В. Курдюмова . Киев : Наук. думка, 2016. 528 с.

УДК 669.1

Плахотнюк О.Ф., магістрант 2 курсу, Корнієнко В.В., студент 3 курсу
Науковий керівник – к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

ОГЛЯД ТЕХНОЛОГІЇ ПРЯМОГО ЛЕГУВАННЯ СТАЛІ МАРГАНЦЕМ

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потєбні Запорізького національного університету, кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Актуальність. Перспективною технологією, що забезпечує зниження енерго- та матеріаломісткості виробництва, а також мінімальне забруднення навколишнього середовища є технологія прямого легування сталі з оксидних матеріалів.

Термін «пряме легування» відноситься до процесу легування, який здійснюється з використанням матеріалів, які зазвичай застосовуються для виробництва відповідних феросплавів. Пряме легування сталі різними елементами, здійснюється з використанням оксидів, фторидів або карбонатів цих елементів і відновника, як якого можуть бути використані матеріали, що містять елементи, що мають високу спорідненість до кисню.

Процес легування в сталеплавильному агрегаті або сталерозливному ковші організують таким чином, щоб забезпечити синхронізацію плавлення вихідних компонентів реакції і самого процесу відновлення. Така синхронізація досягається строгими технологічними прийомами із використанням вихідних матеріалів заданої фракції.

Мета. Проаналізувати основні технології прямого легування сталі марганцем.

Основний текст. Відомо, що до 20% марганцю втрачається при його видобутку, 20-25% при збагаченні і стільки ж при виплавці феросплавів, 25% при легуванні сталі, так що так зване наскрізне використання марганцю не перевищує 50%. Основною перевагою технології прямого легування металу в ковші є можливість повністю або частково замінити стандартні марганцеві феросплави оксидними матеріалами, що містять марганець при виробництві сталі в різних агрегатах. При цьому марганець відновлюється металотермічним процесом у момент випуску сталі в ківш. Тепло, що виділяється при екзотермічній реакції, компенсує його втрати і сприяє швидкому розчиненню відновленого марганцю.

З практики використання марганцевої руди та концентрату в мартенівському виробництві відомо, що на основі коефіцієнта розподілу перевести із шлаку в метал можливо 0,1-0,2% марганцю. Але отримати в сталі до 1% марганцю і більше (як, наприклад, у сталях для магістральних трубопроводів, що містять 1,0-2,0% марганцю) без додаткової присадки феромарганцю неможливо.

Промислову апробацію технології прямого легування сталі марганцем було проведено в конвертерних та електросталеплавильних цехах на найбільших вітчизняних металургійних підприємствах. Були виплавлені киплячі сталі, спокійні, спокійні, вуглецеві, низьколеговані і легovanі марки сталі з вмістом марганцю від 0,5 до 12%.

У роботах [1-3] представлені різні склади брикетів, що містять марганець, для прямого легування сталі марганцем. Як відновник використовували як кремній, що вноситься різними марками феросиліцію, так і кремній з алюмінієм, що вносять сплавом АМС. Як марганцеворудну сировину використовували марганцеві концентрати Нікопольського родовища. Також використовували різні флюсуючі добавки (доломіт та золи ТЕС). Суміші з вищевказаних матеріалів піддавали обгортванню шляхом, як брикетування, так і обкатування. Брикети задавали в ківш під час випуску металу з печі. При використанні таких брикетів вилучення марганцю було стабільним і становило 85-90%. При виплавці сталі із вмістом близько 0,25% Si та 0,4-0,5% Mn застосування брикетів дозволяє повністю виключити застосування марганцевих феросплавів.

Однак, слід зазначити, що виробництво сплаву АМС в Україні не набуло досить широкого поширення, що пов'язане з нестачею сировини та великими енергетичними витратами на виробництво. Крім того, запропонована для використання оксидна марганцева руда Нікопольського родовища містить до 0,2% фосфору, який практично повністю відновиться і перейде в сталь.

У промислових дослідях ЦНДІ чермет ім. І.П. Бардіна та Білоруського металургійного заводу для прямого легування використовували передільний марганцевий шлак [4]. Недоліком такого шлаку є високий вміст у ньому кремнезему, внаслідок чого потрібна підвищена витрата вапна. Найбільш повне відновлення марганцю із суміші досягнуто при співвідношенні «вапно: марганцевий шлак» 1,1-1,3. Вилучення марганцю в метал з передільного шлаку при отриманні сталі 70К (БМЗ) склало 86-94%. Вміст фосфору в сталі був нижчим, ніж при легуванні сталі феромарганцем. Вміст неметалевих включень (без застосування алюмінію відновлення марганцю) та інші характеристики відповідали технічним вимогам виробництва катанки для металокоорду.

Висновки. Використання технології прямого легування сталі марганцем – найбільш ефективний спосіб введення оптимальної кількості марганцю в сталь.

Список використаних джерел

1. Нохрина О.И. Ресурсосберегающая технология легирования стали марганцем в ковше / Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2003. №12. С.23-25.

2. Нохрина О.И., Комшуков В.П., Дмитриенко В.И. Рациональное использование марганцевого сырья / *Металлург*. 2004. №6. С.52-53.

3. Нохрина О.И., Рожихина И.Д., Маркушев А.В. Использование отходов фракционирования ферросилиция для раскисления и легирования стали. / *Современные проблемы электрометаллургии стали. Тез. Докл. X Междунар. Конф.* Челябинск : Изд. Южно-Уральского гос. ун-та, 1998. С.89-90.

4. Бобкова О.С. Пути снижения энергоемкости производства легированной стали и ферросплавов / *Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке*. Москва : Металлургия, 1994. С.183-186.

УДК 669.1

Подвойський Ю.О., магістрант 2 курсу, Піщенко К.А., студент 2 курсу
Науковий керівник – к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ДЕСУЛЬФУРАЦІЇ ЧАВУНУ В ЗАЛИВАЛЬНИХ КОВШАХ КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХУ

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потєбні Запорізького національного університету, кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Актуальність. При виробництві високоякісних сталей важливу роль відіграє виробництво у сталеплавильному переділі чавуну з мінімальним вмістом сірки і фосфору.

Раніше основною вимогою було забезпечення вмісту сірки в чавуні до 0,01-0,02%. У сучасних умовах вимоги посилилися в сторону максимальної економічності і істотного поліпшення якості виплавленої сталі. Так, в конвертерній сталі воно не повинно перевищувати 0,008-0,010%. Крім того, збільшуються обсяги виплавки малосірчистої сталі (не більше 0,005% сірки), для чого необхідно застосовувати чавун, що містить не більше 0,001-0,003% сірки.

Мета. Проаналізувати основні технології десульфурації чавуну в умовах конвертерного цеху.

Основний текст. В даній роботі розглянуто передові способи десульфурації чавуну в умовах сталеплавильного виробництва. Вона відповідає потребі у розвитку металургійної промисловості, тобто вдосконаленню виробництва, впровадження сучасних технологій, підвищенні якості продукції і т.д.

Реакція знесірчення енергетично легше забезпечується в чавуні, ніж у сталі, внаслідок більш високої активності сірки при високому вмісті вуглецю і низької окисленості. Коефіцієнт розподілу сірки для чавуну в 10-15 разів вище ніж для сталі, тому його десульфурація відбувається більш легко і повно.

Проте в процесі самої доменної плавки десульфурація чавуну утруднена, оскільки цілий комплекс складних окисно-відновних реакцій глибокої десульфурації обумовлює неминучість підвищення вмісту кремнію і пов'язаних з цим підвищених витрат вапна, коксу, а отже, і зниження продуктивності