

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

**Кваліфікаційна робота / проєкт**

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

на тему Технологічні особливості переробки низьковуглецевого чавуну

в мартенівських печах із застосуванням відходів феросплавного виробництва

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1361-с  
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації

(код і назва спеціалізації)

Ю.І.Чалик

(ініціали та прізвище)

Керівник проф., д.х.н, проф. Прутцьков Д.В.

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

Рецензент доц., к.т.н, доц. Проценко В.М.

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

Запоріжжя  
2024

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

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки  
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)  
Спеціальність 136 Металургія  
(код та назва)  
Освітня програма Металургія  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри \_\_\_\_\_  
« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_\_\_\_ року

**З А В Д А Н Н Я  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)**

Чалику Юрію Ігоровичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Технологічні особливості переробки  
низьковуглецевого чавуну в мартенівських печах із застосуванням відходів  
феросплавного виробництва

керівник роботи Прутцьков Дмитро Володимирович, д.х.н., проф.

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

затверджені наказом ЗНУ від «26» грудня 2023 року №2215-с

2 Строк подання студентом роботи 20.06.2024

3 Вихідні дані до роботи Розробити технологію по переділу низькомарганцевого  
чавуну у ДСА й мартенівській печі із застосуванням шлаків феромарганцю

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

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна  
частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел  
посилання

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)  
14 креслень

## 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Прутцьков Д.В., професор		
2 Конструкційна частина	Прутцьков Д.В., професор		
3 Технологічна частина	Прутцьков Д.В., професор		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Прутцьков Д.В., професор		

7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	13.05-19.05.2024	
2	1 Загальна частина	20.05-26.05.2024	
3	2 Конструкційна частина	27.05-02.06.2024	
4	3 Технологічна частина	03.06-09.06.2024	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	10.06-16.06.2024	
6	Висновки, перелік джерел посилання	17.06-20.06.2024	

Студент \_\_\_\_\_ **Ю.І.Чалик** \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проєкту) \_\_\_\_\_ **Д.В.Прутцьков** \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)**Нормоконтроль пройдено**Нормоконтролер \_\_\_\_\_ **Ю.О.Белоконь** \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 102 с., 17 табл., 16 рис., 17 джерел

### МАРТЕНІВСЬКИЙ ЦЕХ, ШЛАКИ ФЕРОМАРГАНЦЮ, ОКСИД МАРГАНЦЮ, ОСНОВНІСТЬ, ШЛАКОУТВОРЕННЯ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ

Мета роботи – розробити та обґрунтувати нове рішення по переділу низькомарганцевого чавуну у двохванному сталеплавильному агрегаті й мартенівській печі із застосуванням шлаків феромарганцю.

В загальній частині приведена характеристика та структура мартенівського цеху; обґрунтований вибір плавильного агрегату і технології виробництва сталей; представлений хімічний склад сталі 08кп, вплив домішок на властивості цієї сталі та технологічні особливості її виробництва.

В конструкційній частині наведений опис будови мартенівської печі садкою 500 т.

В технологічній частині на підставі аналізу літературних даних розглянута характеристика металургійних шлаків; розроблена технологія застосування шлаків феромарганцю для виплавки сталі у двохванному сталеплавильному агрегаті.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» проведено аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища в умовах мартенівського цеху, розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища, а також проведений розрахунок мер захисту від надлишкового тепла.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	8
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	11
1.1 Характеристика та структура мартенівського цеху ПАТ «Запоріжсталь».....	11
1.2 Вибір та обґрунтування плавильного агрегату і технології виробництва сталей за умов діючого виробництва .....	12
1.3 ДСТУ та призначення сталі 08кп.....	19
1.4 Вплив хімічних елементів та домішок на властивості і якість сталі 08кп .....	20
1.5 Технологічні особливості виробництва сталі 08кп в умовах мартенівського цеху ПАТ «Запоріжсталь».....	21
1.6 Розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки сталі 08кп .....	22
1.7 Розрахунок розкислення сталі.....	32
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА .....	36
2.1 Конструкція мартенівської печі садкою 500т .....	36
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА .....	39
3.1 Шлаки сталеплавильних процесів .....	39
3.1.1 Джерела шлаків .....	39
3.1.2 Роль шлаків .....	40
3.1.3 Властивості сталеплавильних шлаків .....	41
3.1.4 Активність компонентів шлаків .....	42
3.1.5 Шлакоутворення.....	43
3.2 Окислення й відновлення марганцю .....	46
3.2.1 Вплив температури.....	48
3.3 Вплив сірки на якість сталі.....	49
3.3.1 Видалення сірки з металу .....	51
3.3.2. Десульфурація в сталеплавильному агрегаті .....	52
3.3.3 Роль марганцю в десульфурації.....	53
3.4 Вплив фосфору на якість сталі.....	54

3.4.1 Джерела фосфору .....	55
3.4.2 Вплив складу шлаків .....	55
3.5 Дослідження технології застосування шлаку феромарганцю для виплавки сталі в мартенівській печі .....	57
3.5.1 Методика проведення роботи .....	57
3.5.2 Результати досліджень проведених на першому етапі роботи .....	59
3.5.3 Формування пічного шлаку.....	61
3.5.4 Ступінь десульфурзації металу .....	62
3.5.5 Застосування шлаків феромарганцю в доведення .....	63
3.6 Результати досліджень на другому етапі роботи.....	65
3.6.1 Основність пічного шлаку.....	67
3.6.2 Вміст марганцю в металі .....	68
3.6.3 Хімічний склад шлаків.....	69
3.7 Визначення оптимальної витрата шлаків феромарганцю.....	73
3.8 Розробка технології виплавки сталі у двохванній печі із застосуванням шлаків феромарганцю.....	75
3.8.1 Шихтові матеріали й шихтовка плавки .....	76
3.8.2 Завалка й прогрів шихти.....	78
3.8.3. Заливання чавуну .....	79
3.8.4 Плавлення.....	80
3.8.5 Доведення.....	81
3.8.6 Розкислення.....	83
3.8.7 Випуск плавки .....	83
3.8.8 Зберігання й навантаження шлаків феромарганцю .....	83
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА .....	85
4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників в пічному прольоті мартенівського цеху .....	85
4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху.....	87
4.3 Заходи з електробезпеки.....	89
4.4 Заходи пожежної безпеки.....	90

4.5 Технічні рішення виробничої санітарії .....	91
4.5.1 Опалення та вентиляція цеху .....	91
4.5.2 Освітлення виробничих приміщень .....	92
4.5.3 Санітарно-побутові приміщення .....	93
4.5.4 Індивідуальні засоби захисту .....	94
4.5.5 Виробничий шум, виробнича вібрація.....	95
4.6 Інженерна розробка мер захисту від надлишкового тепла .....	96
ВИСНОВКИ.....	100
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	101

## ВСТУП

Основною проблемою розвитку гірничо-металургійного комплексу України є визначення збалансованого розвитку чорної металургії з урахуванням тенденцій розвитку зовнішнього й внутрішнього ринків.

Завдання розвитку полягає у визначенні заходів щодо проведення структурних перебудов комплексу, здійснення державної підтримки гірничо-металургійних підприємств під час технічного переозброєння й модернізації виробництва.

Частка металургії в промисловості становить:

виробництво товарної продукції - 13,4%,

основні фонди - 13%,

кількість працівників - 6,5%,

споживання електроенергії - 15,6%,

витрата палива - 14,2%.

Чорна металургія України має не досконалу галузеву й технологічну структуру, спостерігається стійке старіння основних виробничих фондів, низька ефективність використання паливо - енергетичних ресурсів, ускладнення економічної обстановки у великих промислових центрах. Галузь потребує корінної модернізації й технічної перебудови виробництва, поліпшення структури металопродукції.

За останні роки виробництво металу й металопродукції в Україні збільшилося, однак внутрішні споживання металопродукції склали 4 млн. тонн готового прокату. Обсяги експорту металопродукції склали 18 млн. тонн, що значно перевищило планові показники.

У той же час гірничо-металургійний комплекс має досить гарні перспективи для розвитку: власну сировинну базу, науково технічний потенціал України може забезпечити передовий технологічний рівень.

Однією з основних умов розвитку металургійного комплексу є переорієнтація виробничого апарата на ресурсозберігаючі технології, що



дозволяють різко знизити матеріало-, енерго- і паливоємність, переорієнтацію на випуск спеціальної якісно нової продукції.

Історія мартенівських печей налічує 150 років, вони пережили кілька технічних революцій. На відміну від багатьох сталеплавильних агрегатів масового виробництва в цих печах можливо виплавляти найскладніші марки сталі. Крім того, передача тепла при конвертерному та електросталеплавильному процесах відбувається у високотемпературних полях (2500-3500 °С), що зумовлює випаровування металу, дисоціацію продуктів реакцій і відповідно низький ступінь використання тепла і матеріалів, значні витрати на захист навколишнього середовища. Плавка в цих печах швидкоплинна, що обмежує можливість проведення коригувальних операцій з рафінування металу, бажаних при використанні неоднорідного за хімічним складом шихтового матеріалу, наприклад скрапу. До того ж для плавки скрапу застосовують електropечі невеликого обсягу - 20, 50, іноді до 80 тонн завантаження, тоді як у мартенівських печах обсяг завантаження становить 200, 250, 500 тонн. Це дає змогу використовувати дешевший пакетований брухт.

Енергетичний дефіцит змушує знову згадати про переваги мартенівського виробництва, оскільки за цього процесу коефіцієнт корисної дії високий (на рівні 75-80%) при застосуванні будь-яких джерел енергії.

У мартенівських печах можливо переробляти шихту різного виду: металізовані й окислені окатиші, агломерат, брухт чорних металів, рідкий чавун тощо.

Маючи в нашій країні мартенівські цехи з хорошими виробничими будівлями, вантажопідйомними і транспортними механізмами, далі в умовах обмеженості фінансових коштів, очевидною є доцільність продовження пошуку оптимальних рішень з модернізації мартенівського виробництва на новому рівні мартенівського виробництва на новому рівні з урахуванням накопиченого досвіду та підвищених екологічних вимог, що підвищилися.

Залишається актуальним і розроблення раціональних технологічних режимів виробництва сталі в мартенівських печах.

Розвиток мартенівського способу виплавки сталі йшов шляхом значної інтенсифікації плавки завдяки продувці киснем. Зрозуміло, що раціональна технологія повинна по можливості ліквідувати принципові недоліки розглянутого процесу, одним з яких є синхронізація зневуглецювання є синхронізація зневуглецювання і нагрівання розплаву.

Завданням даної кваліфікаційної роботи є обґрунтування застосування шлаків феромарганцю при переробці низькомарганцевого чавуну.

Мета роботи – розробити технологію виплавки сталі у двохванних сталеплавильних агрегатах з використанням шлаків виробництва феромарганцю, без втрати якості сталі й додаткових енерговитрат, тим самим знизити витрату металургійного вапна, чавуну й феромарганцю на тонну сталі.

## 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

### 1.1 Характеристика та структура мартенівського цеху

#### ПАТ «Запоріжсталь»

Влаштування сталеплавильних цехів та їхні об'ємно-планувальні рішення визначаються технологічною схемою виробництва сталі, одиничною потужністю сталеплавильних агрегатів і продуктивністю цехів, складом шихтових матеріалів і типом процесу, способом розливання сталі та потужностями прокатних цехів, сортаментом виробленої сталі та іншими умовами. Мартенівський цех являє собою комплекс будівель і споруд, в яких забезпечується зберігання запасу вихідних шихтових матеріалів, подача і завантаження їх в агрегати, виплавка і розливання сталі, прибирання продуктів плавки.

До складу мартенівського цеху можуть входити такі основні виробничі відділення:

- 1) міксерне відділення;
- 2) шихтове відділення для магнітних і немагнітних матеріалів;
- 3) головна будівля, що складається з декількох прольотів, у яких встановлені сталеплавильні агрегати і здійснюється виплавка сталі і розливання її, а також комплекс для розкислювачів і газоочищення;
- 4) відділення підготовки та ремонту сталеплавильних ковшів;
- 5) допоміжні відділення.

Характерними особливостями планувальних рішень мартенівських цехів є: організація виплавки і розливання сталі у виливниці, винесення всіх робіт зі зберігання і подачі шихтових матеріалів, а також у підготовці виливниць у спеціалізованих відділеннях, що розташовуються в окремих будівлях.

Основні вантажопотоки в мартенівському цеху – подача і завантаження в печі сталевого брухту і сипучих матеріалів, подача і заливка чавуну, подача виливниць, прибирання злитків і шлаку; головні допоміжні вантажопотоки – подача вогнетривів і матеріалів для ремонту та прибирання ремонтних відходів.

Раціональна організація вантажопотоків забезпечується за рахунок розташування всіх відділень в одному (поздовжньому) напрямку і транспортування основних вантажів по поздовжнім рейковим шляхам.

Мартенівський процес поступово витісняється киснево-конвертерним і електросталеплавильним процесами і нові мартенівські цехи не споруджуються.

Сучасні високопродуктивні мартенівські цехи - це цехи з рейковою системою подачі шихти до печей, що працюють скрап-рудним процесом [1].

Ємність печей перебуває в межах 250 - 900 т; печі одноканальні, опалюються природним газом. Печі працюють із продуванням ванни киснем через склепінні фурми і часто з подачею кисню у факел. У багатьох мартенівських цехах замість однієї - двох мартенівських печей встановлено двованні печі з ємністю ванни 250 - 300 т. Продуктивність мартенівських цехів з великовантажними печами досягає 3 - 5 млн. т сталі на рік.

Наразі на металургійних підприємствах України близько 40% всієї сталі виробляють у мартенівських печах. 90% всієї сталі виробляється в мартенівських печах і кисневих конвертерах. У мартенівських печах успішно протікає дефосфорація і погано – десульфурація і розкислення металу, що обмежує споживчі здібності сталі, що виплавляється, і як наслідок зменшує ринок і дохід підприємства, що використовує мартенівський переділ. Таким підприємством є ПАТ «Запоріжсталь».

Швидкий розвиток енергетики, авіа і машинобудування, хімічної промисловості, приладобудування, засобів механізації та автоматизації вимагають різкого поліпшення споживчих властивостей металу: підвищення міцності, пластичності, корозійної стійкості, жаро- і холодостійкості та різних спеціальних властивостей [1,2].

## **1.2 Вибір та обґрунтування плавильного агрегату і технології виробництва сталей за умов діючого виробництва**

### **Заправка печі**

Для продовження служби печі після кожної плавки відновлюють зношені шари, ділянки наварки передньої, задньої стін і укосів, а також виправляють вади поду. Заправка печі вище рівня шлаку поєднується з періодом доведення плавки. При цьому не допускається загушення шлаку заправними матеріалами. Ділянки,

що знаходяться нижче рівня шлаку, заправляються в міру оголення стін і укосів під час випуску плавки.

Початком періоду заправки вважається початок випуску попередньої плавки. Заправну машину слід подавати до печі до початку випуску плавки.

Заправним матеріалом служить подрібнений і обпалений магнезит 70-80%, доломіт 20-30%; останнім часом на комбінаті Запоріжсталь до суміші магнезиту і доломіту додають окалину 4-7%.

Заправку печі необхідно проводити в мінімально короткий час при високій температурі робочого простору, не допускаючи його остуджування, що сприяє кращому приварюванню заправних матеріалів, зменшенню їх витрати, підвищенню стійкості печі, зниженню втрат тепла, гарячому ходу наступних періодів плавки, скороченню тривалості плавки.

Торкретування печі рекомендується проводити в періоди доведення плавки або на випуску: при цьому не допускати загущення шлаку [1,3].

### **Шихтування плавки**

Усі шихтові матеріали - металобрухт, окислювачі, флюси, заправні матеріали та розкислювачі - повинні задовольняти вимогам відповідних стандартів і технічних умов, технологічних інструкцій.

Рідкий чавун для виплавки сталі повинен відповідати вимогам і технологічної інструкції «Приймання в міксерне відділення, зберігання в міксерах і видача рідкого чавуну для сталеплавильних печей». Під час виплавки сталі зі зниженим вмістом хрому рекомендується застосовувати рідкий чавун із вмістом хрому не більше 0,06%.

Металобрухт і вапняк подаються в мульдах об'ємом 2,2м<sup>3</sup> встановлених на рухомих складах візків. Маса металобрухту за видами в одному мульдовому складі визначається стандартним складом, який затверджується щомісяця, виходячи з балансу брухту. Не допускається завалка в піч «козлів» понад установлені стандартним складом норм і непакетованої стружки. Стружка із вмістом хрому понад 0,3% для пакетування не застосовується.

Витрати чавуну і металобрухту на кожну плавку визначають залежно від установлених планових норм витрат матеріалів. При цьому також враховуються такі чинники:

- інтенсивність і тривалість продування ванни киснем;
- тип печі;
- теплотехнічний режим;
- результати шихтування попередньої плавки;
- хімсклад і температура чавуну;
- якість і вид металобрухту;
- необхідний вміст вуглецю в металі за розплавленням.

Оптимальною витратою чавуну на плавку вважається така, яка забезпечує нормальне ведення процесу плавки без використання залізної руди в завалку, без присадок окислювачів у період доведення.

При застосуванні чавуну із вмістом кремнію понад 0,8% витрата вапняку в завалку збільшується на 2 т/плавку на 250-тонних печах, а при застосуванні чавуну менше 0,6% зменшують витрату вапняку в завалку на ту саму ж величину.

### **Завалка**

Подача металошихти і сипучих здійснюється стандартними складами. Одночасно з подачею до печі шихтового складу сталевару вручається накладна із зазначенням маси шихти за видами. Остаточна маса заваленого в піч брухту визначається з урахуванням результатів тарування складу. У паспорті плавки зазначається кількість відвантаженого, завантаженого брухту і його повернення па кожному складу окремо. Порядок і швидкість завалки, а також режим прогрівання сипучих матеріалів і металобрухту визначаються термічною потужністю печі, інтенсифікацією плавки киснем, затвердженими тепловими режимами. Вони значною мірою впливають на тривалість і характер протікання наступних періодів плавки, особливо плавлення і спуску шлаку. При продувці ванни киснем завалка шихти проводиться в такому порядку: на подину завалюється легковагий брухт, потім вапняк, пакети, скрап і «козли», обріз слябів

і бій злитків. У разі використання в завалку антрациту він завалюється перед вапняком у середнє завалочне вікно з розкантовкою вправо - вліво. Алюмошлак завалюється в піч упереміш із вапняком. Допускається змішування алюмошлаку з вапняком у шихтовому дворі під час навантаження в мульдіві склади. Не допускається завалка алюмошлаку на подину або поверх вапняку. Допускається завалка вапняку пошарово з металобрухтом. Шихта завалюється рівномірно по ванні. Не допускається завалювання великовагового брухту в районі занурення кисневих фурм, щоб уникнення виведення їх з ладу. Завалку всіх шихтових матеріалів необхідно проводити якомога швидше при максимальному тепловому навантаженні без зниження температури склепіння печі нижче 1500 °С.

Кришки завалочних вікон відкривати під час завалки на мінімальний час. Відкривати тільки ті вікна, через які проводиться завалка. Завалка повинна бути закінчена в період плавлення в сусідній ванні. Після закінчення завалки шихти проводиться відштовхування брухту від передньої стінки за допомогою завалочної машини, очищення порогів від брухту і підсипка їх сирим доломітом. У разі необхідності (при високій подині) перед підсипанням порогів додатково підсипаються «гребінці» з обпаленого доломіту або магнезитового порошку. У період прогрівання допускається подача кисню на скрап через склепінні фурми протягом 10-15 хвилин з витратою не більше 4000м<sup>3</sup>/год для проплавлення колодязів під фурмами. Тривалість прогрівання шихти повинна забезпечувати синхронізацію закінчення заливки чавуну з початком випуску плавки з гарячої ванни.

### **Заливка чавуну**

До моменту заливки чавуну мають бути встановлені під піч дві порожні чаші, сталевипускний і заливальний жолоби.

Одночасно з подачею чавуну на піч сталевару повинна вручатися накладна із зазначенням тари кожного ковша і налитого в нього чавуну. Заливка чавуну повинна починатися за 15-20 хвилин до початку випуску плавки із сусідньої ванни і закінчуватися до моменту випуску. Після зливу чавуну чавуновозні ковші

мають бути протаровані, вага злитого в піч чавуну уточнена і занесена в паспорт плавки.

Під час заливки чавуну здійснюється подача кисню через склепінчасті фурми з витратою не більш як  $4000\text{м}^3/\text{год}$ . Фурми повинні опускатися обережно, щоб уникнути натикання на металобрухт, і підтримуватися над рівнем шихти на відстані 200-400мм.

З метою збільшення виходу придатних злитків заливку чавуну дозволяється проводити в два прийоми. Друга порція чавуну в кількості близько 15% від загальної витрати чавуну на плавку доливається в період доведення. При зменшенні витрат металобрухту на плавку з використанням залізної руди в завалку, щоб уникнути викидів із печі, заливку чавуну проводять у два прийоми. Друга порція чавуну в кількості 15-20% від загальної витрати чавуну на плавку доливається після розплавлення ванни.

## Плавлення

Головки фурми під час продування повинні перебувати не вище рівня розділу шлак-метал. Встановлення фурм проводиться за покажчиком положення фурм або візуально. Протягом усього періоду продування сталевар повинен контролювати стан фурм, своєчасно виявляти протікання води. Забороняється продування ванни фурмами з наявністю течії води. Для продування ванни застосовується кисень чистотою не менше 95%.

Спуск шлаку проводиться через поріг середнього завалочного вікна.

Максимальна кількість шлаку спускається до осідання ванни. У разі бурхливого сходу шлаку інтенсивність продування знижується до  $3000\text{м}^3/\text{год}$ .

Рекомендується спускати не менше 0,5 чаші шлаку.

Відбір першої (попередньої) проби металу проводиться до моменту закінчення завалки шихти в сусідню ванну. У цій пробі визначається вміст вуглецю, марганцю, сірки (за необхідності міді, нікелю, хрому).

У пробі металу після розплавлення визначається вміст вуглецю, марганцю, сірки. У пробі шлаку - вміст закису заліза та основність. Момент розплавлення



фіксується за вмістом вуглецю 0,6 - 1,0% і температурі металу 1550 - 1580 °С. Допускається нижчий вміст вуглецю в пробі металу після розплавлення за умови, що температура металу при цьому буде вищою на 15 - 20 °С на кожну 0,1% зниження вмісту вуглецю в пробі по розплавленні проти необхідного.

До кінця періоду плавлення при нагріванні металу до температури не нижче 1550 °С для поліпшення десульфурації рекомендується провести присадку вапна в кількості 1 - 3т.

### Доведення

Оптимальним перебігом процесу доведення плавки вважається такий, коли продування ванни киснем ведеться без перерв усіма фурмами і без присадок матеріалів у піч і забезпечує отримання металу необхідного хімічного складу за необхідної температури.

Регулювання швидкостей вигорання вуглецю і нагрівання металу здійснюється зміною інтенсивності продування ванни киснем, положення продувних фурм щодо кордону шлак-метал, присадками охолоджувачів (окаліни, залізної руди, металобрухту), доливанням чавуну в піч, додатковим опаленням печі газокисневими пальниками. Повне припинення продування ванни киснем у період доведення для остуджування металу забороняється.

Заходи щодо регулювання швидкості нагріву металу і швидкості вигорання вуглецю мають бути вжиті негайно після отримання інформації про ненормальний перебіг процесу.

У разі перегріву металу проводиться присадка в піч вапна, окаліни, залізної руди та оборотного брухту. Кількість присадок не повинна призводити до надмірного остуджування металу.

Присадки окаліни, залізної руди або оборотного брухту мають бути закінчені не пізніше, ніж за 10 хвилин до початку випуску, присадки вапна в кількості не більше 2т - не пізніше, ніж за 15 хвилин до випуску плавки. Загальна кількість спущеного шлаку в періоди плавлення і доведення має бути не менше 0,5 чаші. виправлення густого шлаку і прискорення шлакоутворення проводиться

шляхом короткочасного продування ванни киснем із зануренням фурм на рівень розділу шлак-метал.

По ходу доведення плавки через кожні 10 хвилин і на випуску відбираються проби металу для контролю вмісту вуглецю і марганцю. У пробах металу після розплавлення, у середині доведення і на випуску додатково контролюється вміст сірки та інших елементів. Знесірчення в період доведення має забезпечити регламентований вміст сірки для марки сталі, що виплавляється. Безпосередньо перед випуском плавки відбирається проба шлаку для визначення вмісту закису заліза та основності.

Під час доведення плавки проводиться безперервний контроль температури металу механізованими термопарами. Додатковий контроль температури металу проводиться ручними термопарами занурення разового виміру. Температура металу безпосередньо перед випуском залежно від марки сталі та умов випуску повинна бути в межах 1615-1630 °С.

Продування ванни киснем повинно припинятися при вмісті вуглецю в металі не менше 0,10% - при виплавці сталі 08кп. Допускається продування металу до більш низького вмісту вуглецю, ніж потрібно на випуску, за умови зняття надлишкової окисленості металу і шлаку шляхом продувки плавки в печі киснево-аргонними сумішами і чистим аргоном, а також введення в піч або в ківш вуглецевмісних матеріалів.

### **Розкислення**

Розкислювачі та легуючі матеріали повинні вводитися в піч і в ківш строго за вагою. Хімічний склад розкислювачів і легувальних матеріалів плавильний майстер і сталевар повинні дізнаватися заздалегідь за даними сертифікатів або контрольних аналізів. Використання розкислювачів або легуючих матеріалів невідомого хімічного складу, ваги, а також змішаних розкислювачів забороняється. розкислювачів забороняється. У паспорті плавки мають бути вказані їхня вага і хімічний склад.

При розкисленні в ковші розмір шматків у поперечнику розкислювачів і легуючих має бути не більше 50 мм; вага шматків чушкового алюмінію - не більше 4 кг. Розкислення в печі феросплавами проводиться у вікна з кантуванням вліво і вправо окремими порціями з таким розрахунком, щоб більш рівномірно розкислювати метал усієї ванни. Розкислювачі, що вводяться в піч і в ківш розкислювачі мають бути сухими. При цьому феросиліцій, силікомарганець, що вводяться в ківш, мають бути добре просушені під газовими пальниками (не менше 2 годин). Введення розкислювачів у ківш здійснюється рівномірно за допомоги бункерів дозаторів, обладнаних зважувальними пристроями, що дають змогу регулювати вагу, швидкість і тривалість введення розкислювачів. Для забезпечення однорідності складу металу присадку розкислювачів у ківш необхідно починати при наповненні ковша металом на  $1/5$  висоти, проводити рівномірно і закінчувати при наповненні його на  $1/2$  висоти.

### **1.3 ДСТУ та призначення сталі 08кп**

Характеристика сталі 08кп:

Нерозкислений сплав з групи якісних конструкційних сталей з низьким вмістом вуглецю. Незважаючи на те, що, як й марки інших киплячих сталей, 08кп поступається механічними властивостями спокійним і напівспокійним сплавам, вона широко застосовується для виробництва листового, фасонного і сортового металопрокату, а також зварних та безшовних труб і дроту різного діаметру. Таке масове застосування обумовлено доступною ціною, хорошими показниками пластичності.

У складі марки 08кп кількість заліза становить до 98% (рис. 1.1). На частку вуглецю припадає від 0,05 до 0,12%, залишок приходиться на частку кремнію, марганцю, нікелю, сірки, фосфору, хрому, міді й миш'яку. Кількість даних елементів дуже мала, тому сплав вважається нелегованим.

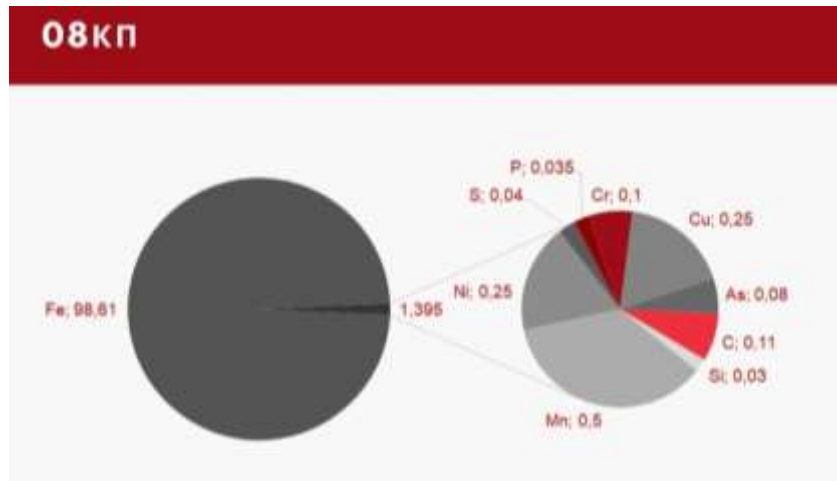


Рисунок 1.1 — Приблизний склад сталі 08кп

Сталь – кипляча, тобто не піддається повному розкисленню, на що вказує наявність у маркуванні буквених символів «кп». Таку назву вона отримала за те, що на стадії затвердіння триває реакція кисню з вуглецем, що обумовлює виділення газу CO, яке й нагадує процес кипіння.

Застосування сталі 08кп:

Досить високі показники пластичності дозволяють виробляти зі сталі 08кп гарячо-і холоднокатаний листовий прокат, просечно-втяжний і рифлений лист, а також всілякий сортовий і фасонний металопродукт. Добра здатність до обробки і низька ціна дозволяють використовувати сплав для виготовлення шайб, втулок, шпильок і різних ненавантажених деталей.

#### 1.4 Вплив хімічних елементів та домішок на властивості і якість сталі 08кп

Сталь 08кп - це низьковуглецева сталь, яка має велике застосування в різних галузях через свою високу міцність і зносостійкість. Властивості і якість сталі 08кп можуть бути значно вплинуті різними хімічними елементами та домішками. Вуглець є найважливішою домішкою металу, що відіграє величезну позитивну роль у процесі виробництва сталі. Розширюючи область температур стійкого стану  $\gamma$ -Fe і покращуючи властивості заліза, вуглець дає змогу отримувати сталь із широким діапазоном механічних властивостей. Вуглець є головним споживачем кисню, що підводиться у ванну для окислення домішок. Перемішування ванни

обумовлено виділенням газоподібних продуктів реакції окислення вуглецю. Під час окислення вуглецю утворюються CO і CO<sub>2</sub>:



Основні впливові фактори включають такі: Вуглець (C): Вміст вуглецю у сталі 08кп зазвичай складає до 0,10%. Вуглець сприяє формуванню карбідів і підвищенню твердості сталі. Високий вміст вуглецю може збільшити міцність, але знизити пластичність і зварюваність.

Кремній (Si): Кремній підвищує міцність і зносостійкість сталі. Вміст кремнію у сталі 08кп зазвичай складає до 0,35%. Високий вміст кремнію також може покращити стійкість до окислення.

Марганець (Mn): Марганець покращує міцність, твердість і зносостійкість сталі. Вміст марганцю у сталі 08кп зазвичай становить до 0,80%. Занадто високий вміст марганцю може призвести до підвищеної крихкості сталі.

Фосфор (P) і сірка (S): Високий вміст фосфору і сірки може погіршити якість сталі, зокрема знизити пластичність і зварюваність. Тому зазвичай стараються мінімізувати їх вміст у сталі 08кп.

Інші елементи: Деякі інші хімічні елементи, такі як хром (Cr), нікель (Ni) та молібден (Mo), можуть бути додані до сталі 08кп для покращення її стійкості до корозії, міцності та зносостійкості [5,6].

## **1.5 Технологічні особливості виробництва сталі 08кп в умовах мартенівського цеху ПАТ «Запоріжсталь»**

1. Проводиться цільове планування, виплавка, розливання, розкислення і призначення плавок, призначених для прокатки на гарячекатані рулони сталі марок 08кп. Цільове планування зберігається на всіх переділах аж до відвантаження готової продукції.

2. Хімічний аналіз сталі марки 08кп призначеної для виробництва гарячекатаних рулонів повинен відповідати вимогам ГОСТ 1050-88.

3. За прямим замовленням на сталь марки 08кп, призначену для виробництва гарячекатаних не призначаються:

- плавки недогрітого, переокисленого і перегрітого металу;
- плавки, проведені під шлаком незадовільного складу;
- плавки, розлиті з незадовільним (у т.ч. з киснем) кипінням металу у виливницях під час їх наповнення;
- плавки, розлиті зверху;
- плавки, розлиті в холодні, неочищені та іржаві виливниці, а також у виливниці з розгарами більш ніж за ТІ;
- плавки, з витримкою складу під розливним майданчиком після закінчення розливання менше встановленого нормативу (10 хвилин);
- окремі зливки плавки, що мають порушення технології виплавки і розливання сталі: окремі зливки лиття сталі:
  - недорозкислені та перерозкислені злитки;
  - зливки неповноцінної висоти (менше 2000 мм);
  - зливки, відлиті з незадовільним (у т.ч. з киснем) кипінням металу у виливницях;
  - зливки, закупорені введенням алюмінієвого дробу на дзеркало металу в виливницях при їх відливанні сифонним способом;
  - зливки, відлиті зверху і закупорені введенням алюмінієвого дробу на дзеркало металу у виливниці;
  - окремі зливки, відлиті зверху неорганізованим струменем, з тривалим наповненням, при відставанні наповнення окремих злитків на піддоні більш ніж на 100 мм [3].

## **1.6 Розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки сталі 08кп**

Вихідні дані: сталь марки 08кп ДСТУ

Для розрахунку приймаємо наступні умови:

Плавка ведеться у 500 - тонній мартенівській печі з площею поду 105 м<sup>2</sup>

Піч опалюється природним газом з самокарбюрацією;

Для інтенсифікації плавки використовується технічний кисень у факелі у періоди заправки, завалки і прогрівання, в ванну через кисневу фурму у період плавлення і доводки;

Тривалість періодів плавки приймаємо наступну (год):

заправка	0,5
завалка і прогрівання	3,5
залиття чавуну	0,5
плавлення	2,0
<u>доводка і випуск</u>	<u>1,7</u>
Всього:	8,2

Умовно всю плавку ділимо на 2 періоди:

1-й - від початку заправки до випуску,

2-й - розкислення сталі, яке проводимо у ковші.

Таблиця 1.1 - Хімічний склад готової сталі і до розкислення, %

Матеріали	C	Mn	Si	P	S	Ni	Cr	Cu
				не більше				
Готова сталь	0.10	0.25-0.45	0.03	0.025	0.030	0.15	0.10	0.20
Сталь до розкислення	0.10	0.175	сл	0.016	0.015	сл	сл	сл

Металева частина шихти складається з рідкого чавуну 71% і скрапу 29%

Хімічний склад чавуну і скрапу приведений у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Хімічний склад чавуну і скрапу, %

Матеріал	C	Mn	Si	P	S
Чавун	4.05	0.51	0.62	0.090	0.035
Скрап	0.26	0.47	0.23	0.021	0.023

Для плавки використовуються неметалеві матеріали.

Розрахунок проводимо на 100 кг металевої шихти.

Таблиця 1.3 - Хімічний склад неметалевих матеріалів, %

Матеріали	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Залізна руда	4.0	2.0	14.0	77.0	0.3	0.4	0.8	0.1	0.02	1.38	-	-
Вапняк	2.0	0.3	-	0.2	-	2.0	53.0	0.07	0.1	0.83	41.5	-
Вапно	3.5	0.5	-	0.35	-	3.5	85.0	0.1	0.13	-	6.92	-
Доломіт обпал.	2.0	2.0	-	0.3	-	36.0	55.0	-	-	2.2	2.5	-
Периклаз	3.0	1.6	-	2.0	-	90.0	2.6	-	-	-	0.8	-
Периклазохром	6.0	4.0	-	10.0	-	66.0	2.0	-	-	-	-	12.0

Розрахунок першого періоду плавки.

Визначаємо середній склад металошихти

Таблиця 1.4 - Хімічний склад металошихти, %

Матеріал	C	Mn	Si	P	S
Чавун 71 %	$4.05 \cdot 0.71 = 2.875$	0.362	0.440	0.063	0.024
Скрап 29 %	$0.26 \cdot 0.29 = 0.075$	0.136	0.066	0.006	0.006
Середній склад	2.950	0.498	0.506	0.069	0.030

Визначаємо кількість оксидів, які поступили у шлак з присаджених неметалевих матеріалів і забруднення металевої шихти.

Приймаємо внесення наступної кількості неметалевих матеріалів, кг

Периклаз 0,450

Доломіту 1,300

Периклазохроміт 0,200

Ці матеріали вносять, кг

Таблиця 1.5 - Кількість оксидів, які поступили у шлак з присаджених неметалевих матеріалів

Матеріал	Периклаз	Доломіт	Периклазохроміт
SiO <sub>2</sub>	$0,45 \cdot 0,030 = 0,014$	$1,3 \cdot 0,02 = 0,026$	$0,2 \cdot 0,06 = 0,012$
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	$0,45 \cdot 0,016 = 0,007$	$1,3 \cdot 0,02 = 0,026$	$0,2 \cdot 0,04 = 0,008$
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	$0,45 \cdot 0,02 = 0,009$	$1,3 \cdot 0,003 = 0,004$	$0,2 \cdot 0,10 = 0,020$
MgO	$0,45 \cdot 0,9 = 0,405$	$1,3 \cdot 0,36 = 0,468$	$0,2 \cdot 0,66 = 0,132$
CaO	$0,45 \cdot 0,026 = 0,012$	$1,3 \cdot 0,55 = 0,715$	$0,2 \cdot 0,02 = 0,004$
CO <sub>2</sub>	$0,45 \cdot 0,008 = 0,003$	$1,3 \cdot 0,025 = 0,032$	-
H <sub>2</sub> O	-	$1,3 \cdot 0,022 = 0,029$	-
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	$0,2 \cdot 0,12 = 0,024$
Всього:	0,450	1,300	0,200

Забрудненість скрапу приймаємо 1,5 %, його склад 70% SiO<sub>2</sub> і 30% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

При розході скрапу 29 % вносяться домішки, кг



$$\text{SiO}_2 \quad 29 * 0,015 * 0,7 = 0.304$$

$$\underline{\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 29 * 0,015 * 0,3 = 0.130}$$

$$\text{Всього:} \quad = 0.434$$

Приймаємо вміст вуглецю у металі перед випуском з печі для марки і температуру металу на випуску плавки згідно (ТІ 226 Ст.М-01-06) 1630 °С.

Також приймаємо вміст марганцю у кінцевому шлаку ю7%.

Визначаємо вміст марганцю у металі, виходячи з температури металу на випуску плавки з печі, використовуючи розрахункову формулу:

$$K_{\text{Mn}} = \lg(\text{MnO})(\sum \text{FeO}) / [\text{Mn}] = 6440T - 2.95 = 6440 \cdot 1630 - 2.95 = 3.950 \quad (1.1)$$

де  $K_{\text{Mn}}$  - const рівноваги реакції окислення марганцю;

$(\sum \text{FeO})$  - еквівалентний вміст оксиду заліза у шлаці;

$(\text{MnO})$  - вміст оксиду марганцю у шлаці;

$T$  - температура металу перед розкисленням у ковші, 1630 °К.

У кінцевому шлаці приймаємо вміст FeO 10% і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> -3,5%

$$\text{Тоді } \text{FeO} = (\% \text{ FeO}) + 1,35 (\% \text{ Fe}_2\text{O}_3) = 10 + 1,35 \cdot 3,5 = 14,725$$

З формули (2.1) знаходимо вміст марганцю у металі при випуску плавки у ківш:

$$[\text{Mn}] = 7 : 14,725 : 2.71 = 0.175 \%$$

де 2.71 - значення const рівноваги реакції окислення марганцю при температурі випуску металу 1630 °С для даної марки сталі.

$$\lg \text{const Mn} = 0.434$$

Таким чином, при температурі випуску плавки в ківш 1630 °С концентрація марганцю у металі перед розкисленням у ковші буде дорівнюватись 0.175 %.

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> у кінцевому шлаці приблизно 2% и коефіцієнтом розподілення 125, тоді

$$[\% \text{P}] = 2 : 125 = 0,016$$

Вміст сірки у металі визначаємо з розрахунку:

з металошихтою вноситься 0.030 % S; з цієї кількості переходить у шлак близько 25% сірки:  $(\% \text{S}) = 0.030 \cdot 0,25 = 0.0075 \%$

Така ж кількість сірки, біля 25%, переходить у газову фазу у вигляді SO<sub>2</sub>

$$0.030 \cdot 0,25 = 0.0075 \%$$

Таким чином з металевої частини шихти виводиться 50% сірки, і тоді вміст сірки у металі складе

$$[\%S] = 0.030 \cdot 0,5 = 0.015 \%$$

Визначимо, яка кількість елементів зі складу металевої частини шихти повинна окислитись на протязі плавки, кг

$$C \quad 2.950 - 0.100 = 2.850$$

$$Mn \quad 0.498 - 0.175 = 0.323$$

$$Si \quad 0.506 - 0 = 0.506$$

$$P \quad 0.069 - 0,016 = 0.053$$

$$S \quad \quad \quad = 0.0075$$

$$\underline{Fe \text{ (в дим)}} \quad \quad \quad = 1,500$$

$$\text{Всього: } 5.2395$$

Витрата кисню на окислення цих елементів, кг

$$C \rightarrow CO \quad 2.850 \cdot 16 : 12 = 3.800$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 0.323 \cdot 16 : 55 = 0.093$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 0.506 \cdot 32 : 28 = 0.578$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 0.053 \cdot 80 : 62 = 0.068$$

$$S \rightarrow SO_2 \quad 0.0075 \cdot 32 : 32 = 0.0075$$

$$\underline{Fe \rightarrow Fe_2O_3} \quad 1,500 \cdot 48 : 112 = 0.643$$

$$\text{Всього: } 5.1895$$

Утворюється оксидів (сума елемента і кисню) при окисленні елементів металошихти, кг

$$CO \quad 2.850 + 3.800 = 6.650$$

$$MnO \quad 0.323 + 0.093 = 0.416$$

$$SiO_2 \quad 0.506 + 0.578 = 1.084$$

$$P_2O_5 \quad 0.053 + 0.068 = 0.121$$

$$SO_2 \quad 0.0075 + 0.0075 = 0.015$$

$$\underline{Fe_2O_3} \quad 1,500 + 0,643 = 2,143$$

$$\text{Всього: } 10.429$$

Звільнюється кисню при переході 0.0075 кг сірки з металу у шлакову фазу, кг

$$0.0075 \cdot 0,5 = 0.00375$$

Таким чином, розхід кисню на окислення елементів металошихти складе, кг

$$5.1895 - 0.00375 = 5.185$$

Розраховуємо основність шлаку.

Для розрахунку приймаємо основність пічного шлаку 3,0.

В завалку даємо 7 кг вапняку і X кг вапна.

При цьому у шлак вносяться оксиди, кг

вапняком:	SiO <sub>2</sub>	7 · 0,02 = 0,140
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7 · 0,003 = 0,021
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7 · 0,002 = 0,014
	MgO	7 · 0,020 = 0,140
	CaO	7 · 0,53 = 3,710
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	7 · 0,0007 = 0,005
	S	7 · 0,001 = 0,007
	H <sub>2</sub> O	7 · 0,0083 = 0,058
	<u>CO<sub>2</sub></u>	<u>7 · 0,415 = 2,905</u>
	Всього:	7,000

CaO (оксид кальцію), внесений матеріалами, кг

доломітом	- 0,715
периклазом	- 0,012
периклазохромітом	- 0,004
вапняком	- 3,710
<u>вапном</u>	<u>- 0,850X</u>

$$\text{Всього: } 4,441 + 0,850X$$

SiO<sub>2</sub> (оксид кремнію), внесений матеріалами, кг

доломітом	- 0,026
периклазом	- 0,014
периклазохромітом	- 0,012
вапняком	- 0,140
металошихтою	- 1,084
забрудненістю скрапу	- 0,304
<u>вапном</u>	<u>+ 0,035X</u>

$$\text{Всього: } 1.580 + 0,035X$$

Зі співвідношення  $O_{\text{ш}} = 3,0$  (основність шлаку при мартенівській плавці) визначаємо:

$$(4,441 + 0,850 X) : (1.580 + 0,035 X) = 3,0$$

$$4,441 + 0,850 X = 3,0 (1.580 + 0,035 X);$$

$$4,441 + 0,850 X = 4.740 + 0,105 X;$$

$$0,850 X - 0,105 X = 4.740 - 4,441$$

$$0,745 X = 0.299$$

$$X = 0.401 \text{ кг}$$

Таким чином, для утворення шлаку з основністю 3,0 в період доводки плавки присаджуємо в піч 0.401 кг вапна.

Вапно вносить додаткові оксиди, кг (вага вапна · % елементу у вапні з таблиці 1.6)

$$\text{SiO}_2 \quad 0.401 \cdot 0,035 = 0.014$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0.401 \cdot 0,005 = 0.002$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0.401 \cdot 0,0035 = 0.001$$

$$\text{MgO} \quad 0.401 \cdot 0,035 = 0.014$$

$$\text{CaO} \quad 0.401 \cdot 0,850 = 0.340$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 \quad 0.401 \cdot 0,001 = 0.0004$$

$$\text{S} \quad 0.401 \cdot 0,0013 = 0.0005$$

$$\underline{\text{CO}_2} \quad \underline{0.401 \cdot 0,0692 = 0.027}$$

$$\text{Всього: } 0.398$$

Розрахунок складу кінцевого шлаку

Кількість шлаку без оксидів заліза, кг:

$$8.357 - 0.048 = 8.309$$

$$\text{Всього шлаку, кг } \sigma_{\text{шл}} = 8.309 : 0,865 = 9.605$$

де 0,865 – частка складових частин кінцевого шлаку з виключенням FeO і

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

$$1 - (0,10 + 0,035) = 0,865$$

Таблиця 1.6 – Склад кінцевого шлаку, кг/ %

Джерело	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Всього	
Металева частина шихти	1.084	-	0.416	-	-	0.121	0.0075	-	-	-	1.628	
Забрудненість скрапу	0.304	0.130	-	-	-	-	-	-	-	-	0.434	
Доломіт	0,026	0,026	-	0,468	0,715	-	-	-	-	0,004	1,239	
Периклаз	0,014	0,007	-	0,405	0,012	-	-	-	-	0,009	0,447	
Периклазохроміт	0,012	0,008	-	0,132	0,004	-	-	0,024	-	0,020	0,200	
Вапняк	0,140	0,021	-	0,140	3,710	0,005	0,007	-	-	0,014	4,037	
Вапно	0.014	0.002	-	0.014	0.340	0.0004	0.0005	-	-	0.001	0.371	
Всього	1.594	0.194	0.416	1.159	4.781	0.126	0.015	0.024	-	0.048	8.357	
Окислення Fe*									0.960	0.288	1.248	
Всього	кг	1.594	0.194	0.416	1.159	4.781	0.126	0.015	0.024	0.960	0.336	9.605
Всього	%											

Оксидів заліза FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> у шлаку, кг

$$9.605 - 8.309 = 1.296$$

У тому числі FeO  $1.296 \cdot 10 : 13,5 = 0.960$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \ 1.296 - 0.960 = 0.336$$

З металошихти утворюється Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, кг

$$0.336 - 0.048 = 0.288$$

Витрата кисню на утворення оксидів заліза при окисленні металошихти, кг

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \ 0.288 \cdot 48 : 160 = 0.086$$

$$\text{FeO} \ 0.960 \cdot 16 : 72 = 0.213$$

$$\text{Всього} : 0.299$$

Для утворення Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> потрібно заліза металошихти, кг

$$0.288 - 0.086 = 0.202$$

Для утворення FeO потрібно заліза металошихти

$$0.960 - 0.213 = 0.747$$

Всього потрібно заліза металошихти для утворення його оксидів, кг

$$0.202 + 0.747 = 0.949$$

Баланс кисню

Потрібно кисню на окислення елементів металошихти 5.185 кг

Потрібно кисню на окислення заліза металошихти до FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0.299 кг

Поступило кисню з атмосфери печі на 100 кг металошихти:

а) в період завалки і прогрівання при питомому поступанні кисню з атмосфери печі  $5 \text{ кг/м}^2\text{год}$ :

$$5 \cdot 105 : 5000 = 0,105 \text{кг/год}$$

сумарною подовженістю цих періодів  $3,5 \text{ год}$  :

$$0,105 \cdot 3,5 = 0,367 \text{кг};$$

б) в період заливання чавуну до  $0,5 \text{ год}$  поступило :

$$0,105 \cdot 0,5 = 0,052 \text{кг};$$

в) в період плавлення за  $2,0 \text{ год}$  поступило кисню:

$$0,105 \cdot 2,0 = 0,21 \text{кг};$$

г) в період доводки і випуску плавки за  $1,7 \text{ год}$  поступило кисню з врахуванням барбатування ванни при коефіцієнті  $1,5$ , умовно приймаємо, що з атмосфери печі поступає тільки  $50\%$  кисню, коефіцієнт  $0,5$ .

$$\text{Тоді } 0,105 \cdot 1,7 \cdot 1,5 \cdot 0,5 = 0,134 \text{ кг}$$

Всього поступило кисню в ванну з атмосфери печі

$$0,367 + 0,052 + 0,21 + 0,134 = 0,763 \text{ кг}$$

Поступило кисню з  $\text{CO}_2$  в результаті дисоціації карбонату:

Поступило  $\text{CO}_2$  з матеріалів, кг

вапняку  $2,905$

доломиту  $0,032$

периклазу  $0,003$

вапна  $0,027$

Всього:  $2,967$

На окислення елементів відходить біля  $1/3$  частини  $\text{CO}_2$ , т.ч.  $\approx 0,989 \text{ кг}$

При цьому звільняється кисню

$$0,989 \cdot 16 : 44 = 0,359 \text{ кг}$$

Одержано  $\text{CO}$ :  $0,989 - 0,359 = 0,630 \text{ кг}$

Всього одержано  $\text{CO}$ :

$$6,650 + 0,630 = 7,280 \text{ кг}$$

Всього одержано  $\text{CO}_2$ :

$$2,967 - 0,989 = 1,978 \text{ кг}$$

Кількість розчиненого кисню у ванні металу визначимо по формулі:

$$[\%O] = (0,0035 + 0,006 \cdot 0,10) : 0,10 = (0,0035 + 0,0006) : 0,10 = 0,041$$

На продувку ванни потрібно кисню, кг

$$5.185 + 0.299 - 0.763 - 0.367 + 0.041 = 4.395$$

де 5.185 - кількість кисню на окислення елементів ванни,

0.299 - кількість кисню на окислення заліза до FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>,

0.763 - поступило кисню з атмосфери печі,

0.367 - звільняється кисню при розкладенні карбонатів,

0.041 - кількість кисню, розчиненого у ванні металу.

Витрата технічного кисню у складі 95% O<sub>2</sub> і 5% N<sub>2</sub> по об'єму при засвоєнні його на 90% складає:  $*0,95 * 0,9 = 3.598 \text{ м}^3$

у тому числі азоту:  $3.598 \cdot 0,05 = 0.179 \text{ м}^3$

$$\text{або } 0.179 \cdot 28 : 22,4 = 0.223 \text{ кг}$$

Засвоюється кисню:  $4.395 \cdot 22,4 : 32 = 3.076 \text{ м}^3$

Незасвоєний кисень  $3.598 - 0.179 - 3.076 = 0.343 \text{ м}^3$

$$\text{або } 0.343 \cdot 32 : 22,4 = 0.490 \text{ кг}$$

Всього потрібно технічного кисню, кг

$$4.395 + 0.490 + 0.223 = 5.108$$

Поступає газів, кг CO<sub>2</sub> 1.978

H<sub>2</sub>O з вапняку 0,058

з доломіту 0,029

Всього H<sub>2</sub>O 0,087

SO<sub>2</sub> 0.015

Всього газів: 2.167

Вихід сталі, кг:  $100 - 5.239 + 0.041 - 0.949 - 1,100 - 0.434 = 92.319$

де 100 - маса металошихти,

5.398 - маса окислених елементів металошихти,

0.041 - кількість розчиненого у металі кисню,

1.075 - кількість окисленого заліза до FeO і Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>,

1,100 - маса корольків заліза, які перейшли у шлак,

0.434 - маса забрудненості скрапу.

Матеріальний баланс плавки до розкислення приведений у таблиці 1.7.

Таблиця 1.7 – Матеріальний баланс плавки до розкислення

Поступило	кг	Отримано	кг
Рідкого чавуну	71.000	Сталі	92.319
Скрапу	29.000	Шлаку	9.605
Вапняку	7,000	Корольків	1,100
Доломіту	1,300	СО	7.280
Периклазу	0,450	СО <sub>2</sub>	1.978
Периклазохроміту	0,200	N <sub>2</sub>	0.223
Вапна	0.398	SO <sub>2</sub>	0.015
Кисню з атмосфери печі	0,763	Незасвоєного кисню	0.490
Технічного кисню	5.108	H <sub>2</sub> O	0,087
		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> в дим	2,143
Всього	115.219	Всього	115.24

$$\text{Нев'язання} = (115.24 - 115.219) \cdot 100 / 115.219 = 0.01 \% \\ (\text{допускається до } 0,20\%)$$

### 1.7 Розрахунок розкислення сталі

Визначаємо витрати феромарганцю для розкислення киплячої сталі.

Кількість хімічних елементів, які внесені в метал алюмінієм, кг:

$$\text{Si} - 0.100 \cdot 0,040 \cdot 0,30 = 0.004$$

$$\text{Al} - 0.100 \cdot 0,870 \cdot 0,10 = 0.022$$

$$\text{Zn} - 0.100 \cdot 0,033 \cdot 0,10 = 0.004$$

$$\text{Cu} - 0.100 \cdot 0,038 \cdot 1 = 0.001$$

$$\text{Fe} - 0.100 \cdot 0,019 \cdot 1 = 0.001$$

$$\text{Всього:} = 0.032$$

Кількість окислених хімічних елементів з алюмінію, кг:

$$\text{Si} - 0.100 \cdot 0,040 \cdot 0,70 = 0.0002$$

$$\text{Al} - 0.100 \cdot 0,87 \cdot 0,90 = 0.0653$$

$$\text{Zn} - 0.100 \cdot 0,033 \cdot 0,90 = 0.0025$$

$$\text{Всього:} = 0.068$$



Витрати кисню на окислення хімічних елементів з алюмінію, кг:

$$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \quad 0.0002 \cdot 32 : 28 = 0.0002$$

$$\text{Al} \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0.065 \cdot 48 : 54 = 0.058$$

$$\underline{\text{Zn} \rightarrow \text{ZnO} \quad 0.0025 \cdot 16 : 65 = 0.0006}$$

$$\text{Всього:} = 0.059$$

Утворюється оксидів з алюмінію, кг:

$$\text{SiO}_2 \quad 0.0002 + 0.0002 = 0.0004$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0.065 + 0.058 = 0.123$$

$$\underline{\text{ZnO} \quad 0.0025 + 0.0006 = 0.003}$$

$$\text{Всього:} = 0.126$$

Кількість розкислюючого елемента марганця, який потрібно ввести в метал, %:

$$a = (0.25 + 0.45) : 2 = 0.350$$

Бракує марганцю в сталі на випуску плавки в ківш, кг:

$$0.350 - 0.175 = 0.175$$

Для даної марки сталі угар марганцю з феромарганцю приймаємо 15 %, т.ч. коефіцієнт засвоєння металом марганцю складає:

$$c = 1,0 - 0.15 = 0.85$$

Тоді витрати феромарганцю складуть, кг:

$$P_{\text{ФМн}} = 0.175078 \cdot 0.85$$

Знизимо витрати феромарганцю з урахуванням виходу придатного, кг:

$$P_{\text{ФМн}} = 0.263 \cdot 0.92 = 0.241$$

Приймаємо, що кремній з феромарганцю окисляється на 50 %, вуглець на 12 %, фосфор, сірка і залізо повністю переходять в метал.

Кількість хімічних елементів, які внесені в метал феромарганцем, кг:

$$\text{C} - 0.241 \cdot 0,065 \cdot 0.88 = 0.013$$

$$\text{Si} - 0.241 \cdot 0,010 \cdot 0.50 = 0.001$$

$$\text{Mn} - 0.241 \cdot 0,780 \cdot 0.85 = 0.159$$

$$\text{S} - 0.241 \cdot 0,0003 \cdot 1 = 0.00007$$

$$\text{P} - 0.241 \cdot 0,0065 \cdot 1 = 0.001$$

$$\underline{\text{Fe} - 0.241 \cdot 0,1382 \cdot 1 = 0.033}$$

Всього: = 0.207

Окислилось хімічних елементів з феромарганцю, кг:

$$C - \underline{0.241} \cdot 0,065 \cdot 0.12 = 0.001$$

$$Si - \underline{0.241} \cdot 0,010 \cdot 0.50 = 0.001$$

$$\underline{Mn - 0.241 \cdot 0,78 \cdot 0.15 = 0.028}$$

$$Всього: = 0.030 \quad (\text{сума } 0.207 + 0.030 = 0.237)$$

Витрати кисню на окислення хімічних елементів з феромарганцю, кг:

$$C \rightarrow CO \quad 0.001 \cdot 16 : 12 = 0.001$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 0.001 \cdot 32 : 28 = 0.001$$

$$\underline{Mn \rightarrow MnO \quad 0.028 \cdot 16 : 55 = 0.008}$$

$$Всього: = 0.010$$

Утворюється оксидів з феромарганцю, кг:

$$CO \quad 0.001 + 0.001 = 0.002$$

$$SiO_2 \quad 0.001 + 0.001 = 0.002$$

$$\underline{MnO \quad 0.028 + 0.008 = 0.036}$$

$$Всього: = 0.040$$

Визначаємо масу кисню, який поступив з атмосфери на окислення хімічних елементів з розкислювачів з відрахуванням маси розчиненого в сталі кисню, кг:

$$M_{\text{кис. з атм.}} = 0.010 + 0.059 - (0.025 - 0.02) = 0.064$$

Переходить з розкислювачів в сталь, кг:

$$0.241 + 0.100 + 0.064 - 0.040 = 0.365$$

де : 0.100 - внесений алюміній ;

0.241 - внесений феромарганець ;

0.064 - внесений кисень з атмосфери;

0.126 - маса оксидів алюмінію ;

0.040 - маса оксидів з феромарганцю

Вихід сталі після розкислення, кг:

$$92.319 + 0.239 = 92.558 \text{ кг.}$$

Вихід шлаку після розкислення, кг:

$$9.605 + 0.126 - 0.09 = 9.741 \text{ кг.}$$

Вихід газу CO після розкислення: 0.04 кг.

Матеріальний баланс сталі після розкислення приведений в таблиці 1.8.

Таблиця 1.8 - Матеріальний баланс плавки після розкислення

Поступило	кг	Отримано	кг
Сталі до розкислення	92.319	Сталі після розкислення	92.558
Шлаку до розкислення	9.605	Шлаку після розкислення	9.741
Феромарганцю	0.241	Оксиду вуглецю	0.04
Кисню з атмосфери	0.064	Оксиду цинку	0.003
Алюміній	0.100		
Всього:	102.329	Всього:	102.339

Нев'язання = 0.1%

Хімічний склад сталі після розкислення приведений у таблиці 1.9.

Таблиця 1.9 - Хімічний склад кінцевої сталі, кг %.

Джерело	C	Si	Mn	S	P	Al	Zn	Cu	O <sub>2</sub>	Fe	Всього
Сталь до розкислення	0.10	-	0.175	0.015	0.016	-	-	-	відн.	91.973	92.278
Алюміній	-	0.004	-	-	-	0.022	0.001	0.004	-		0.031
Феромарганець	0.013	0.001	0.159	0.0007	0.001	-	-	-	-	0.033	0.207
Залиш.кис.	-	-	-	--	-	-	-	-	0.041	-	0.041
Всього, кг	0.113	0.005	0.334	0.0171	0.0157	0.022	0.001	0.004	0.041	92.006	92.558
Всього, %	0.225	0.005	0.360	0.0184	0.016	0.023	0.001	0.004	0.044	99.403	100.000

Примітки: в сталі до розкислення відрахований розчинений в металі кисень.

$$^xM_{\text{сталі до розк.}} = M_{\text{метала до розк.}} - M_{\text{розч. Кисню}} = 92.319 - 0.041 = 92.278$$

Виплавлена сталь відповідає хімічному складу марки 08кп.

## 2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

### 2.1 Конструкція мартенівської печі садкою 500т

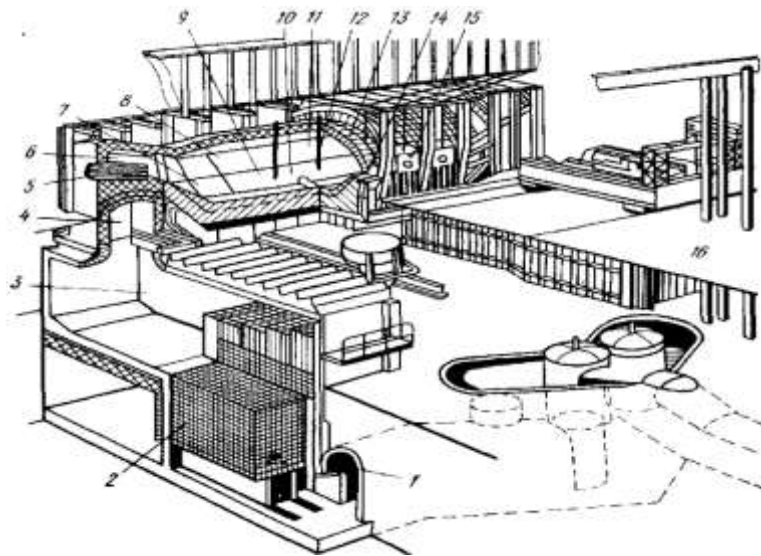
Мартенівська піч складається з наступних основних частин: робочого простору (під, передня і задня стінки, зведення), де здійснюється плавка; голівок (правою і лівою) що складаються з власне голівок і вертикальних каналів для подачі палива і повітря в робочий простір і відведення з нього продуктів згорання; шлаковиків (повітрі і газових) — для осадження і накопичення пилу і часток шлаку, випадних з продуктів згорання, що проходять через них; регенераторів (повітрі і газових) — для підігрівання тих, що поступають в піч газу і повітря теплом продуктів згорання, що виходять з робочого простору; боровів (каналів) для повітря, газу і продуктів згорання; системи перекидних клапанів, призначених для зміни напрямку подачі в піч палива і повітря і відведення з робочого простору продуктів згорання; котла - утилізатора; димаря. Робочий простір і голівки печі розташовані вище за робочий майданчик цеху і умовно називаються верхньою будовою печі. Останні частини знаходяться під робочим майданчиком і називаються нижньою будовою. Мартенівська піч — агрегат симетричний: права і ліва її сторони відносно вертикальній осі однакові по пристрою. Паливо і повітря для горіння поступають в робочий простір по черзі то з правою, то з лівого боку; продукти згорання відводяться з робочого простору відповідно з протилежного боку. Зміна напрямку подачі палива і повітря, тобто зміна напрямку факела в робочому просторі, здійснюється системою клапанів і шиберів і називається «перекиданням» клапанів.

Продукти згорання поступають з шлаковика в регенератор зверху при температурі 1500 - 1600°C і, проходячі по насадці (вогнетривка кладка регенераторів), передають їй значну частину тепла, що міститься в них. При подальшому проходженні через нагріту насадку холодного повітря або газу вони нагріваються до 1100 - 1200°C.

Всі елементи мартенівської печі викладають з вогнетривких матеріалів. Залежно від характеру вогнетривких матеріалів, з яких викладений робочий простір, мартенівські печі діляться на основні і кислі. Для кладки основної

мартенівської печі застосовують магнезитову, магнезито-хромітову, хромомагнезитову цеглу, магнезитовий порошок (для наварювання кладки). У нижній будові печі використовуються форстерітова, високоглиноземиста, магнезитова і шамотна цегли. Для додання будівельній міцності всієї конструкції печі кладка кріпиться металевою арматурою. Вузли і деталі мартенівської печі, що працюють в умовах високих температур, постійно охолоджуються.

Основні показники, що характеризують роботу мартенівської печі, — її продуктивність і витрата палива. Річна продуктивність як найповніше характеризує роботу печі, оскільки дозволяє врахувати всі простої — гарячі (без припинення подачі палива) і холодні (з відключенням палива) і об'єктивно порівнювати роботу однотипних печей. Продуктивність крупних мартенівських печей перевищує 0,5 млн. т сталі в рік. Зазвичай знімання сталі складає 12—13 т/м<sup>2</sup> [3,6].



1 - робочий простір; 2 - склепіння; 3 - подина; 4 - сталевипускний отвір;

5 - отвір для спуску шлаку; 6 - вікна завалень; 7 - передня стінка;

8 - задня стінка; 9 - голівки; 10 - вертикальні канали; 11 - шлаковик;

12 – регенератори; 13 - насадка регенераторів; 14 - борова; 15 - робочий майданчик

Рисунок 2.1 – Мартенівська піч

Процес виробництва сталі в мартенівській печі садкою 500 тонн передбачає такі основні етапи:

1. Завантаження: Металеві відходи, такі як лом чавуну та заліза, завантажуються у вогнетривкий кубель печі. Зазвичай печі цієї ємності можуть вміщати до 500 тонн матеріалу.

2. Плавлення: Після завантаження печі її газові пальники вмикаються, створюючи високу температуру. Це призводить до плавлення металевих відходів у вогнетривкому кублі. У цьому процесі паливо, яке зазвичай складається з газу або нафти, змішується з повітрям і займається.

3. Відновлення: Під час плавлення відбувається відновлення сталі. У цьому процесі залізо з відходів відновлюється за допомогою окисників, які додаються до печі, таких як феромарганець або феросиліцій.

4. Додаткові обробки: Після відновлення сталі можуть бути проведені додаткові обробки, такі як додавання сплавів для досягнення необхідних характеристик сталі, а також дегазація для видалення зайвих газів.

5. Виливка: Після завершення процесу виробництва сталі розплав переливається з печі у спеціальні форми, де він охолоджується і твердне. Після цього вироблена сталь може бути використана для різних цілей, включаючи виготовлення конструкційних елементів, автомобільних деталей, а також виробництво зварних труб і інших продуктів.

## 3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 3.1 Шлаки сталеплавильних процесів

У процесі виплавки сталі винятково велика роль шлаків. Хімічні реакції між шлаками й металом направлені у бік досягнення рівноваги. Тому склад металу до кінця плавки багато в чому визначається складом шлаків. Від хімічного складу шлаків залежать його фізичні властивості - в'язкість, теплопровідність, поверхневий натяг. Ці властивості шлаків впливають на інтенсивність розмивання вогнетривкої футеровки конвертера або подини мартенівської печі й розчинення її в шлаках; інтенсивність теплопередачі від факела до ванни в мартенівській печі, від чого залежить швидкість нагрівання ванни й продуктивність печі; швидкість надходження в мартенівську ванну кисню, а, отже, швидкість окиснення домішок. Залежно від цих властивостей шлаки можуть бути кращим або гіршим захисним покривом, що охороняють від поглинання рідкою ванною азоту, водню, сірки з факела в робочому просторі мартенівської печі [1].

#### 3.1.1 Джерела шлаків

При наявності окисної атмосфери в агрегаті виплавка сталі неминуче супроводжується процесами окиснення заліза і його домішок. У процесі плавки відбувається поступове руйнування футеровки агрегатів. При проведенні різних технологічних операцій у сталеплавильні агрегати використовують різні добавки (флюси). Сполуки, що утворюються при цьому, легше сталі, вони спливають і утворюють над металевою ванною шар шлаків. Основні джерела шлаків наступні:

1. Продукти окиснення домішок чавуну й скрапу: кремнію, марганцю, фосфору, хрому й т.п., тобто  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  і т.п..

2. Продукти руйнування футеровки агрегату. Якщо футеровка агрегату виконана з магнезиту, то, поступово від плавки до плавки руйнуючись, вона збагачує шлаки  $\text{MgO}$ ; якщо футеровка магнезітохромітова, те, крім  $\text{MgO}$ , шлаки збагачуються сполукою, як  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ; якщо футеровка виконана з динасової цегли, то шлаки збагачується  $\text{SiO}_2$  і т.д..

3. Забруднення, внесені шихтою (пісок, бруд, міксерний шлаки й т.п.). Пісок і глина складаються в основному з  $\text{SiO}_2$  і  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , у міксерному шлаку часто міститься велика кількість сірки (у вигляді  $\text{MnS}$ ).

4. Іржа, що покриває скрап, особливо легковагий (стружка, дахове залізо й т.п. ), тобто  $\text{FeO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}(\text{OH})_2$ .

5. Додаткові матеріали й окиснювачі (вапняк, вапно, боксит, плавиковий шпат, залізна й марганцева руда й т.п.) тобто  $\text{CaCO}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{MnO}_2$  і т.п. [2].

### 3.1.2 Роль шлаків

Рідкий метал у процесі плавки й розливання постійно перебуває в контакті зі шлаками й взаємодіє з ним. Склад шлаків, його температура, рідинорухливість і інші параметри впливають на процес плавки й на якість металу. Основне завдання сталеплавильника: вилучити з металу шкідливі домішки (звичайно це сірка й фосфор). Завдання це вирішується шляхом переведення цих небажаних домішок у шлаки й створення умов, що перешкоджають їхньому зворотному переходу зі шлаків у метал. Змінюючи склад шлаків, його властивості й температуру, можна також збільшити або зменшити вміст у металі марганцю, кремнію, хрому й інших домішок, тому сталеплавильникові для виплавки якісної сталі необхідно, насамперед, одержати шлаки заданих складу й консистенції.

До шлаків висувають наступні вимоги.

1. Шлак повинен забезпечити необхідний ступінь видалення з металу шкідливих домішок, що містяться в ньому.

2. В окисні періоди плавки шлаки повинен забезпечити інтенсивний перехід кисню з атмосфери агрегату через шлаки в метал.

3. В інші періоди, а також у ковші після випуску плавки шлак повинен перешкоджати переходу кисню з атмосфери в метал.

4. Шлак повинен перешкоджати процесам переходу газів (азоту й водню) з атмосфери в метал.



5. Шлак, що видаляється з агрегату, не повинен містити велику кількість заліза, тому що в цьому випадку ступінь використання заліза шихти знижується.

6. Під час плавки сталі в мартенівських або двохванних печах шлак повинен добре передавати тепло від факела металу.

7. Під час розливання шлаки повинен перешкоджати охолодженню (тобто передачі тепла) металу, що перебуває в ковші.

8. У багатьох випадках до складів шлаків висувають додаткові вимоги (наприклад, якщо шлаки використовують для виготовлення будівельних або інших матеріалів, для дорожніх покриттів, для вапнування або добрива ґрунту, для витягу з металу таких коштовних домішок, як ванадій, титан, хром і т.д. ).

Як видно, вимоги до шлаків різні. Уводячи ту або іншу розрахункову кількість добавок (шлакоутворювальних матеріалів), домагаються одержання шлаків заданого складу. У необхідних випадках роблять операцію скачування шлаків, коли визначена кількість шлаків (іноді майже 100 %) видаляють з агрегату, а потім, уводячи необхідну кількість тих або інших добавок, формують новий шлак заданого складу. Операція скачування й відновлення шлаків може проводитися двічі, а в деяких випадках і тричі [3].

### 3.1.3 Властивості сталеплавильних шлаків

Для того щоб сталеплавильний шлак успішно виконував свої технологічні функції, він повинен мати певні фізичні й хімічні властивості. Можна відзначити, що з фізичних властивостей шлаків сталеплавильників особливо цікавить:

- ступінь чорності, що характеризує здатність шлаків до сприйняття теплових променів;
- теплопровідність шлаків, від якої залежить швидкість нагрівання металеві ванни;
- в'язкість шлаків, у значній мірі визначає кінетику процесів, у яких шлак бере участь як передавальне проміжне середовище і як реагуюча речовина;
- поверхневий натяг, з яким зв'язані процеси адсорбції, асиміляції шлаками неметалічних часток, явища піни й багато інших явищ;

- швидкість дифузії компонентів у шлаках.

При веденні сталеплавильних процесів велике значення має теплоперенос у шлаках, що інтенсивно переміщується кипінням металевої ванни. За даними М.А.Глінкова, середні значення коефіцієнта теплопередачі через нерухливий шлак становлять 8,4-12,6 кДж/(м·ч·К), або 2-3 ккал/(м·ч·К), що на порядок менше значень коефіцієнта теплопередачі характерних для металів-75,6-84,0 кДж/(м·ч·К), або 18-20 ккал/(м·ч·К). Із цього випливає, що тепловий опір шлаків в 6-7 раз вище, чим металу.

У період кипіння ванни в мартенівських печах при перемішуванні шлаків коефіцієнт теплопередачі значно зростає. Так, для пінистого шлаку коефіцієнт ефективної теплопровідності становить 16,8-25,2 кДж/(м·ч·К), або 4-6 ккал/(м·ч·К), а для шлаків, що активно переміщуються (киплячих), він зростає до 420-840 кДж/(м·ч·К), або 100- 200 ккал/(м·ч·К).

Важливою технологічною характеристикою сталеплавильних шлаків є окисна здатність, яка характеризує ті граничні концентрації домішок металу, які можуть бути досягнуті шляхом їхнього окиснення через шлаки. окисна здатність шлаків одночасно дає можливість оцінювати швидкість окиснення домішок ванни шлаками й швидкість передачі кисню з атмосфери печі через шлаки [1].

### 3.1.4 Активність компонентів шлаків

Найчастіше доводиться зустрічатися з необхідністю розрахунків активностей таких компонентів шлаків, як FeO, CaO, SiO<sub>2</sub>.

При розрахунках активності  $a_{(FeO)}$  насамперед, ураховують склад шлаків (кислий або основний). Для основних шлаків розрахунки активності FeO більш складні, тобто  $a_{(FeO)} = \gamma_{(FeO)}(FeO)$ . Коефіцієнт активності (FeO) залежить від багатьох факторів, але головним чином від основності шлаків. Вплив основності шлаків на коефіцієнт активності FeO, цей вплив звичайно пояснюють у такий спосіб: при введенні CaO в шлаки в ньому утворюються складні силікати кальцію (CaO)<sub>2</sub>·SiO<sub>2</sub> і (CaO)<sub>4</sub>·SiO<sub>2</sub>. Це приводить до значного зменшення загального числа молекул. При тому самому масовому вмісті FeO у шлаках мольна частка FeO тим

більше, чим менше загальне число молекул, що містяться в шлаках. Таким чином, підвищення основності шлаків до 1,6-1,8 приводить до збільшення мольної частки FeO при одній і тій же масовій концентрації FeO у шлаках і, отже, веде до збільшення активності FeO. При подальшому збільшенні вмісту CaO в шлаках увесь кремнезем виявляється зв'язаним у силікати кальцію. Надлишковий оксид кальцію зв'язується з оксидом заліза Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> у ферити кальцію. Це приводить до зменшення активності FeO у шлаках.

В основних шлаках стан насичення шлаків оксидом кальцію досягається рідше. Крім CaO, основні шлаки містять звичайно значні кількості такого кислотного оксиду, як SiO<sub>2</sub> (іноді також і P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), у результаті відбувається утворення силікатів кальцію й активність CaO зменшується. У високоосновних шлаках  $a_{(SiO_2)}$  мізерно мала, тому що при надлишку CaO вся кількість SiO<sub>2</sub> зв'язане в міцні силікати кальцію. Для зміни активності компонентів шлаків звичайно використовують прості прийоми. Наприклад, для підвищення  $a_{(CaO)}$  у шлаки вводять вапно, для підвищення  $a_{(FeO)}$  залізну руду і т.д. Однак впливати на активність компонентів у шлаках і на технологію плавки можна й іншими способами. Як приклад можна привести наступний технологічний прийом, який іноді використовують при плавці якісної сталі в мартенівських печах: уведення наприкінці плавки у високоосновний шлак деякої кількості бою шамотної цегли (шамот складається в основному з SiO<sub>2</sub> і Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). У високоосновному шлаку CaO зв'язаний у міцні силікати, надлишок CaO в менш міцні ферити кальцію. При введенні в такий шлак шамотного бою вхідний до його складу кремнезем руйнує ферити кальцію  $(CaO)_3 \cdot Fe_2O_3 + SiO_2 + Fe = (CaO)_3 \cdot SiO_2 + 3(FeO)$ , при цьому утворюються більш міцні силікати кальцію й зростає активність оксидів заліза.

Хімічний аналіз проб показує, що після присадок шамоту в шлаках помітно зростає вміст SiO<sub>2</sub> і Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і одне тимчасово помітно знижуються основність шлаків і вміст заліза. Зниження вмісту заліза в шлаках пояснюється тим, що в момент уведення шамоту вміст заліза в шлаках не змінюється, але зростає активність оксидів заліза. Наслідком підвищення  $a_{(FeO)}$  є інтенсивна витрата оксидів заліза на зневуглецювання ванни  $(FeO) + C = CO_{\Gamma} + Fe$  і в пробі шлаків, відібраної з печі через кілька хвилин, фіксується зниження вмісту заліза, а в пробі

металу зниження вмісту вуглецю. Таким шляхом домагаються прискорення зневуглецювання ванни й зниження вмісту оксидів заліза в шлаках у випадках, коли з побоювань одержати метал з підвищеною окисленістю технологічні інструкції строго регламентують вміст оксидів заліза в шлаках [3, 4].

### 3.1.5 Шлакоутворення

Процес утворення шлаків протікає в часі. З певною швидкістю йдуть процеси окиснення домішок шихти (кремнію, марганцю, фосфору і т.д.) і утворення відповідних оксидів, тривалі процеси прогріву й розплавлювання завантажених в агрегат шматків залізної руди, вапна і т.д.; процесам розплавлювання передують процес розкладання карбонатів і гідратів, з яких часто складаються шлакоутворювальні матеріали, і т.д. Витрату шлакоутворювальних матеріалів визначають розрахунком, виконуваним з урахуванням складу шихтових матеріалів, самих шлакоутворювальних добавок і того шлаку, який бажано отримати в процесі шлакоутворення.

Так, наприклад, при розрахунках шихти мартенівської плавки враховують, яка кількість кремнезему утворюється від окиснення кремнію, що міститься в чавуні й залізному ломі, яка кількість кремнезему попадає в піч із залізною рудою ( $\text{SiO}_2$  входить до складу руди) і іншими додатковими матеріалами. У результаті розрахунками визначається загальна кількість кремнезему, що потрапив в піч за час плавки. Якщо до кінця плавки необхідно мати шлаки певної основності  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ , то, установивши, яка кількість  $\text{CaO}$  повинна бути в такому шлаку, можна розрахувати, яка кількість вапна (вапно містить 85-90 %  $\text{CaO}$ ) або вапняку (вапняк містить ~95 %  $\text{CaCO}_3$ , тобто 50—55 %  $\text{CaO}$ ) необхідно ввести для одержання необхідного кількості  $\text{CaO}$ . Однак слід урахувувати, що процес розкладання, наприклад, вапняку  $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$  відбувається в часі, у часі протікає й процес розплавлювання й переходу в розчин у шлаках шматків вапна. Так що, якщо по ходу плавки відібрати пробу шлаку, склад його може відрізнитися від розрахунків, а у пробах шлаку будуть присутні шматки вапняку, що не розчинилися. Те ж стосується й до розрахунків шихти конвертерної плавки.

Швидкість шлакоутворення, тобто швидкість переходу всіх складових шлаків у рідкий гомогенний розчин, залежить від багатьох факторів: температури ванни, складу первинного (що утворюється на початку плавки) шлаку, інтенсивності перемішування ванни, розмірів шматків шлакоутворювальних матеріалів, порядку їх завантаження і т.д.

Раніше створення активного шлаку, що забезпечує нормальне протікання окисних процесів і видалення шкідливих домішок, є одним з найважливіших технологічних завдань. В основному сталеплавильному процесі стримуючою стадією шлакоутворення є розчинення вапна в шлаковому розплаві.

Прискоренню розчинення вапна в шлаках сприяють FeO і MnO. При високих температурах цей процес починається з утворення твердих розчинів шляхом заміщення в решітці CaO частини іонів  $Ca^{2+}$  іонами  $Fe^{2+}$  і  $Mn^{2+}$ . З підвищенням концентрації  $Fe^{2+}$  і  $Mn^{2+}$  поступово знижується температура плавлення, і зовнішні шари вапна починають оплавлятися. Активна розчинююча дія окислів заліза й марганцю на вапно обумовлене також і тим, що зі збільшенням вмісту (FeO) і (MnO) суттєво поліпшується змочування шлаками, у результаті чого підсилюється проникнення шлаків у пори й тріщину шматочків вапна [5].

Оптимальні умови десульфурації забезпечуються при основності шлаків 3,0-4,5 і вмісті FeO не менш 12%. Для запобігання переокислення металу при виплавці низьковуглецевої сталі необхідно мати  $Fe_{\text{общ}}$  у шлаках не більш 15% або застосовувати додаткові розкисляючі засоби (твердий чавун або мелений коксик).

Переділ низькомарганцевого чавуну характеризується меншою кількістю шлаків, підвищеною витратою плавикового шпату (на 3-4 кг/т), феромарганцю (на 2-3 кг/т) і більш високим виходом придатного (на 0,8%) у порівнянні з переділом звичайного чавуну. Метал, виплавлений з низькомарганцевого чавуну, відповідає всім вимогам ДСТУ і не уступає по якості мартенівської сталі аналогічного складу.

Е. Я. Зарвін, А. Л. Ніколаєв и М. И. Волович підтвердили, що знижений вміст марганцю в чавуні супроводжується вповільненням шлакоутворення. Зменшення прояву зв'язку можна одержати шляхом підвищення температури

чавуну, що заливається, і зниження в ньому вмісту кремнію. Достатнє прискорення шлакоутворення, на думку авторів, можна одержувати й за допомогою порівняно невеликих добавок залізної руди. Трохи менший ефект дають присадки марганцевої руди. За даними Е. Л. Зарвіна і його співробітників, показана зміна технологічних параметрів у процесі продувки чавуну зі зниженим вмістом марганцю (0,59% Mn, 4,45% C, 0,65% S). З даних видно, що концентрація CaO в шлаках починає помітно зростати після 60% тривалості продувки [2].

### 3.2 Окислення й відновлення марганцю

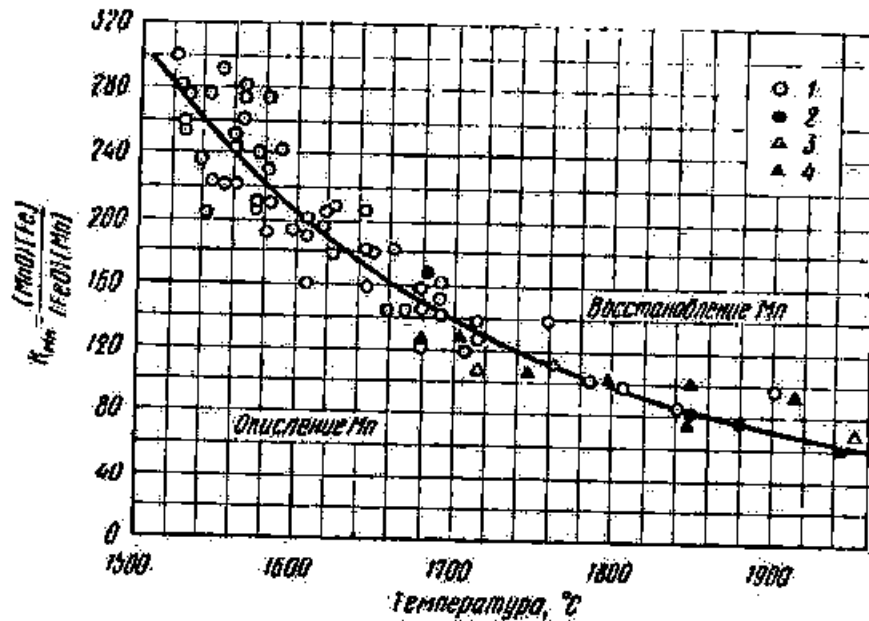
Марганець розчиняється в залізі в будь-яких співвідношеннях. Маючи значну подібність із залізом по атомній масі й іншим властивостям, марганець утворює із залізом розчин, близький до ідеального. У чистих сплавах Fe—Mn активність марганцю змінюється майже повністю відповідно до закону Рауля. На практиці звичайно є розчин Fe—C—Mn. Вуглець зменшує активність марганцю, що може бути пов'язане утворенням карбиду марганцю  $Mn_3C$ .

Марганець входить до складу сталі будь-якої марки. У маловуглецевій сталі міститься 0,3-0,5%, у середньовуглецевій сталі - 0,5-0,9%, а у спеціальній сталі навіть до 14% Mn.

У період розплавлювання ванни марганець окислиться у вигляді MnO переходить у шлаки. У період рудного кипіння спостерігається значне окиснення марганцю. Наприкінці доведення, коли метал достатньо нагрітий, спостерігається відновлення марганцю зі шлаків у метал. Отже, реакція марганцю в мартенівській, як і в киснево-конверторній, ванні оборотна, тобто окисний процес змінюється відновним.

Константа рівноваги зменшується з підвищенням температури, що видно з рис. 3.1, тому при відсутності присадок феромарганцю у ванну в процесі доведення плавки по поведінці марганцю у ванні можна судити про температуру металу. На багатьох металургійних заводах переплавляють зараз маломарганцевий чавун. Виплавка й переділ такого чавуну економічно доцільні. Якість сталі при використанні такого чавуну не погіршується, якщо навіть не

підтримувати у ванні  $< 0,20-0,25\%$  Mn, як це було потрібно раніше в технологічних інструкціях з виплавки сталі. Ці вимоги були обумовлені необхідністю вберегти метал від надмірного окиснення, а також для полегшення процесу десульфурзації ванни і її промивання від неметалічної фази [6].



Вміст марганцю: 1, 3 - у зачерпнутих пробах і з литого металу;

2, 4 - те ж, у перерахуванні по MnO в шлакові

Рисунок 3.1 – Залежність константи рівноваги  $K_{Mn}$  від температури.

Теорія металургії й практика виробництва вказали на помилковість колишніх уявлень. Так, рівень окисленості киплячої рідкої ванни регулюється вуглецем і складом шлаків, а не вмістом марганцю у ванні. Десульфуратія ванни визначається основністю останнього шлаку, його малою окисленістю й температурою закінчення плавки.

Не виявлене й помітного впливу концентрації марганцю в розплаві на вміст неметалічних включень у ванні. Тому вміст марганцю при виплавці сталі ряду сортів не нормується. Вміст закису марганцю в шлаках при застосуванні чавуну з підвищеним вмістом марганцю коливається в межах 10-12%, а при використанні низькомарганцевого чавуну становить 4-7%. Розподіл марганцю між шлаками й металом може бути знайдене по константі рівноваги реакції окиснення марганцю

$$K_{Mn} = (MnO) / [Mn] \cdot (FeO),$$

де концентрація окислів заліза й марганцю в шлаках виражена в молярних частках, а вміст марганцю в металі - у відсотках по масі. Тому що марганець має майже таку ж молекулярну масу, як залізо, то це для марганцю еквівалентно вираженню молярної концентрації у вигляді активності [7].

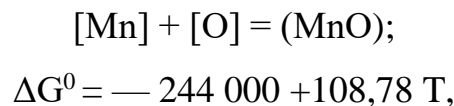
Для основних шлаків, як показує виробнича практика, залежність константи рівноваги реакції марганцю від температури виражається наступним рівнянням:

$$\lg K_{\text{Mn}} = (6440/T) - 2,95.$$

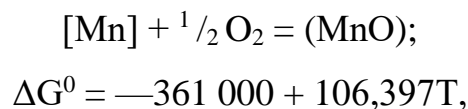
### 3.2.1 Вплив температури

Марганець - елемент, що легко окислюється, особливо при порівняно низьких температурах; при цьому можуть утворюватися наступні оксиди марганцю:  $\text{MnO}_2$ ,  $\text{Mn}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ ,  $\text{MnO}$ .

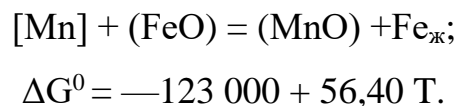
При високих температурах стійким є тільки оксид  $\text{MnO}$ . Окиснення марганцю може відбуватися як у результаті взаємодії з киснем, розчиненим у металі:



так і в результаті безпосередньої взаємодії з киснем газової фази:



або з оксидами заліза шлаків:





На підставі даних про зміну енергії Гіббса можна зробити наступні висновки:

- 1) у всіх випадках при окисненні марганцю виділяється тепло;
- 2) при підвищенні температури можливе відновлення марганцю зі шлаків.

Зі шлаків марганець при сприятливих умовах може відновлюватися залізом, вуглецем, кремнієм. Константа рівноваги реакції  $(\text{FeO}) + [\text{Mn}] = (\text{MnO}) + \text{Fe}_\text{ж}$ , що виражається формулою:

$$K_{\text{Mn}} = \frac{\alpha_{(\text{MnO})}}{\alpha_{(\text{FeO})}\alpha_{[\text{Mn}]}}$$

з підвищенням температури зменшується, тобто рівновага реакції зрушується убік відновлення марганцю. Оскільки розчин марганцю в залізі близький до ідеального,  $K_{\text{Mn}}$  звичайно виражають у вигляді:

$$K_{\text{Mn}} = \frac{\alpha_{(\text{MnO})}}{\alpha_{(\text{FeO})}} [\text{Mn}].$$

По ходу плавки співвідношення вхідних у дане рівняння членів часто близько до рівноважного, тому навіть невеликі коливання температури можуть позначитися на зміні вмісту марганцю [8].

### 3.3 Вплив сірки на якість сталі

Сірка має необмежену розчинність у рідкому залізі й обмежену у твердому. Гранична розчинність сірки в  $\gamma_{\text{Fe}}$  при 1365 °С становить 0,05 %, а при 1000 °С 0,013 %. В  $\alpha\text{-Fe}$  розчинність сірки знижується до 0,002-0,003 % при кімнатній температурі. При кристалізації сталі по границях зерен виділяються сульфіди заліза, що застигають в останню чергу. Залізо й сульфід заліза утворюють низькоплавку евтектику (температура плавлення 988 °С), яка в присутності кисню (утворення оксисульфідів) плавиться при ще більш низьких температурах.

Міжзернові прошарки (звичайно на мікрошліфі вони мають вигляд ниток) фази, багаті сіркою, при нагріванні металу перед прокаткою або куванням розм'якшуються й сталь втрачає свої властивості, відбувається руйнування металу (червоноламкість). Червоноламкість особливо сильно проявляється в литій сталі (у вигляді рваних і тріщин), тому що сульфідні й оксисульфідні вclusions в цьому випадку накопичуються по границях первинних зерен. Якщо сталь хоча б однократно зазнала гарячої деформації, то внаслідок здрібнювання зерна й утворення при деформації нових зерен червоноламкість проявляється в набагато меншому ступені. Однак і в цьому випадку прагнуть одержати в сталі мінімальний вміст сірки, тому що шкідливий вплив сірки на механічні властивості (зокрема, на ударну в'язкість) помітно, особливо в напрямку поперечному осі прокатки або кування.

У катаних або кутих виробках сульфідні включення звичайно витягнуті у вигляді рядків у напрямку гарячої пластичної деформації, що порушує сплошність структури прокату або кування, тому в тих випадках, коли навантаження спрямоване поперек осі деформації, тобто перпендикулярно рядкам, сталева матриця розривається по границях із сульфідами; відповідно знижується пластичність сталі в поперечних зразках.

Вуглецева сталь набуває яскраво червоний колір при температурі 900-1000 °С (кольору розжарювання). Причиною червоноламкості може бути також підвищене (більш 0,4-0,5%) вміст міді; при високих температурах можуть утворюватися місцеві скупчення структурно-вільної міді, у результаті чого при деформації металу можуть виникнути поверхневі надриви й тріщини.

Це особливо важливо враховувати при виготовленні виробів, що зазнають знакозмінних навантажень або навантажень у поперечному (щодо осі прокатки) напрямку (труби для газопроводів високого тиску, резервуари, конструкції для платформ морського буравлення та ін.) Ступінь анізотропії властивостей зменшується в міру зниження вмісту сірки, при зниженні вмісту сірки до  $<0,003$  % ступінь анізотропії наближається до 1. Сульфідні вclusions негативно впливають на результати випробувань поперечних зразків при знижених, температурах, помітно підвищуючи поріг холодноламкості. Для ряду конструкційних сталей основні

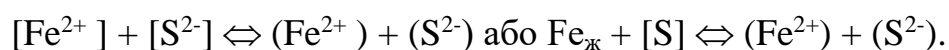
навантаження в поздовжньому, а не в поперечному напрямку. Для цих сталей такого низького (<0,003 %) вмісту сірки не потрібно. Для ряду марок сталі, зокрема в автомобілебудуванні, машинобудуванні, особливі вимоги пред'являють до оброблюваності сталі на верстатах-автоматах. Для забезпечення високої оброблюваності регламентований вміст сірки зростає до 0,02-0,08 % [3, 4].

### 3.3.1 Видалення сірки з металу

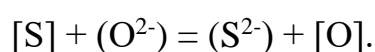
Розчин сірки в залізі. Процес розчинення сірки в металі супроводжується виділенням тепла:



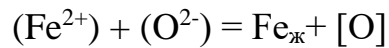
що є показником певних зв'язків між сіркою й залізом у розчині. Незважаючи на відносно низьку температуру випару (445 °С), сірка в елементарному виді в газову фазу практично не переходить, що також свідчить про сильні зв'язки сірки із залізом. Про це ж свідчить значне негативне відхилення розчину сірки в чистому залізі від закону Генрі. На діаграмі стану сплавів Fe-S при 50 % (ат.) S спостерігається максимум, характерний для утворення хімічної сполуки (у цьому випадку FeS), тому передбачається, що між іонами Fe<sup>2+</sup> і S<sup>2-</sup> має місце сильний іонний зв'язок. Непрямим свідченням утворення досить міцних угруповань Fe-S є також спостережуване значне підвищення в'язкості заліза при збільшенні в ньому вмісту сірки. Сірку, розчинену в рідкому металі, звичайно позначають [S]. Прийнято вважати, що процес переходу сірки з металу в шлаки відбувається на границі зі шлаками:



Можна також уявити процес як взаємодію на поверхні контакту метал-шлаки з утворенням іонів сірки в шлаках і атомів кисню в металі:



Іноді це вираження підсумовують із рівнянням розподілу кисню між металом і шлаками:



$$\frac{\text{Fe}_{\text{ж}} + [\text{S}] = (\text{Fe}^{2+}) + (\text{S}^{2-})}{[\text{S}] + (\text{O}^{2-}) = (\text{S}^{2-}) + [\text{O}]}$$

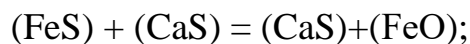
Для спрощення процес переходу сірки з металу в шлаки часто умовно позначають  $[\text{S}] \Leftrightarrow (\text{S})$  [9].

### 3.3.2. Десульфуріяція в сталеплавильному агрегаті

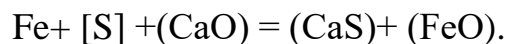
Найдешевшим і доступним десульфуратором є вапно (або вапняк).

Взаємодія між CaO, розчиненим у шлаках, і сіркою, розчиненою в металі, може бути представлено як:

- 1) перехід сірки з металу в шлаки й взаємодія сірки й CaO в шлаках



- 2) взаємодія на границі метал-шлаки



Чим вище в шлаках активність CaO й нижче активності FeO і сірки, тем менше залишається сірки в металі. Для характеристики здатності шлаків "витягати" з металу сірку часто використовують більш просте вираження:  $\eta_s = (\text{S})/[\text{S}]$ . Величину  $\eta_s$  називають звичайно коефіцієнтом розподілу сірки, маючи у виді що сірка добре розчиняється й у металі, і в основному шлаках, тобто в цьому випадку можуть бути використані положення закону розподілу. При підвищенні температури значення звичайно зростає, тому що при цьому поліпшується розчинення часточок вапна, зважених у шлаках, а також прискорюється процес дифузії сірки з об'єму металу до поверхні метал - шлаки.

З'єднання  $\text{CaS}$  дуже міцно. Практично сірка, що перейшла з металу в основний шлак, назад зі шлаків у метал не переходить (якщо шлак має достатню основність). Вплив складу шлаків на розподіл сірки видно, що підвищити ступінь десульфурації (збільшити відношення  $(\text{S})/[\text{S}]$ ) можна двома способами: підвищенням основності шлаків і зниженням його окисленості. При веденні плавки в окисних умовах (мартенівська піч, кисневий конвертер і т.д.) одержати малоокислений шлак (низькі значення  $a_{(\text{FeO})}$ ) важко, значення коефіцієнта розподілу сірки в цих умовах звичайно малі ( $< 10$ ) [3, 4].

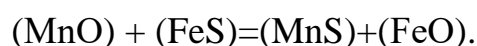
### 3.3.3 Роль марганцю в десульфурації

Роль марганцю в десульфурації проявляється на різних стадіях:

1. При транспортуванні чавуну від доменного цеху до сталеплавильного й при витримці чавуну в міксері певний розвиток одержує реакція  $[\text{Mn}] + [\text{S}] = (\text{MnS})$ .

2. Марганець, що міститься в чавуні, швидко окислиться (з виділенням тепла) оксид марганцю  $\text{MnO}$ , що утворюється при цьому, прискорює ошлакування шматків вапна й у цілому прискорює процес шлакоутворення. Якщо в чавуні міститься марганець, то в сталеплавильному агрегаті в складі шлаків завжди є  $\text{MnO}$ ; при подачі на шлаки струменя кисню  $\text{MnO}$  окислиться до гаусманіту  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ . При взаємодії  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  із  $\text{CaO}$  утворюються легкоплавкі з'єднання й процес шлакоутворення прискорюється. Прискорення шлакоутворення прискорює процес видалення сірки в шлаки.

3.  $\text{MnO}$ , що утворився при окисненні марганцю, безпосередньо бере участь у десульфурації:



4. Марганець, що міститься в металі, також бере участь у процесі десульфурації до моменту затвердіння злитка (рис. 3.2).

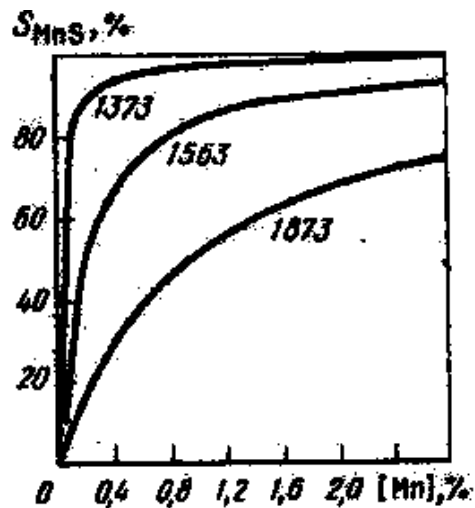
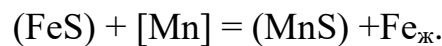


Рисунок 3.2 - Залежність частки сірки, зв'язаної в MnS, від вмісту марганцю в сталі [Mn]

Практично в готовій сталі в більшості випадків міститься 0,4-0,8 % Mn, і цей марганець активно взаємодіє із сульфідами заліза:



Хімічна спорідненість марганцю до сірки при зниженні температури зростає й поступово (у міру охолодження металу й кристалізації злитка) більша частина сірки переходить із FeS в MnS. При температурі прокатки вуглецевої сталі (~1100 °C) уже при 0,2 % Mn близько 95 % сірки зв'язане в сульфід марганцю. Сульфід MnS має температуру плавлення, суттєво більш високу, чим FeS (1610 °C), і при вмісті в металі >0,3 % Mn легкоплавка сульфідна плівка на границях зерен не утворюється. Однак уведення марганцю не виключає повністю шкідливого впливу сірки на властивості металу. Тендітні включення MnS, розташовані по границях зерен металу, знижують його пластичні властивості й ударну в'язкість [10].

### 3.4 Вплив фосфору на якість сталі

Фосфор звичайно є шкідливою домішкою в сталі й проведенню операції його видалення приділяється велика увага. Шкідливий вплив фосфору визначається наступним.

1. Значне розширення двофазної області між лініями ліквідусу й солідуса, завдяки чому при кристалізації злитка або виливка виникає сильна первинна ліквіація, а також значне звуження  $\gamma$ -області, що полегшує розвиток сегрегації й у твердому стані.

2. Відносно мала швидкість дифузії фосфору у твердих розчинах, внаслідок чого неоднорідність, що утворилася, погано ліквідується методами термічної обробки (особливо в литій сталі, не підданій пластичній деформації). Тендітні прошарки, що розташовуються в міжзеренному просторі, багаті фосфором, знижують пластичні властивості металу, особливо при низьких температурах (холодноламкість). Шкідливий вплив фосфору особливо позначається на сталі при підвищеному вмісті вуглецю, тому в вуглецевих конструкційних сталях вміст фосфору не повинен перевищувати 0,035 %, а в деяких марках 0,030 %. У високоякісній сталі вміст фосфору не повинен бути більш 0,025 % [4].

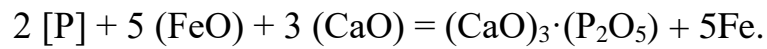
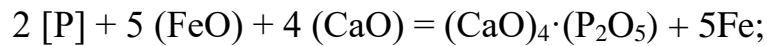
### 3.4.1 Джерела фосфору

У шихту сталеплавильних печей фосфор переходить в основному із чавуну (порожня порода залізної руди завжди містить якусь кількість  $P_2O_5$  і в процесі доменної плавки весь фосфор відновлюється). Деяка кількість фосфору може попадати в шихту з лома, а також феросплавів. Залежно від вмісту фосфору звичайні передільні чавуни розділяють на класи: чавун, що містить  $<0,15$  % P, належить до класу А,  $<0,20$  % P - до класу Б,  $<0,30$  % P - до класу В. Якісна сталь повинна містити  $<0,040$  % P, високоякісна 0,010-0,020 % P и навіть менше. Операція видалення фосфору з металу називається дефосфорацією [11].

### 3.4.2 Вплив складу шлаків

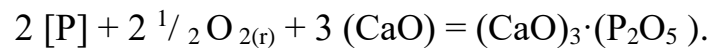
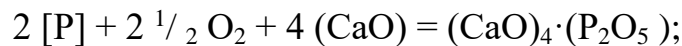
Для видалення фосфору з металу й утримання його в шлаках необхідне зниження активності  $P_2O_5$  у шлаках. Це досягається при наведенні основного шлаку добавками вапна (або вапняку). Основна складова вапна CaO взаємодіє з

$P_2O_5$ , утворюючи міцні з'єднання типу  $(CaO)_4 \cdot (P_2O_5)$  або  $(CaO)_3 \cdot (P_2O_5)$ . При взаємодії металу зі шлаками, що містять оксиди заліза й кальцію, ідуть реакції:



При продувці ванни киснем частина заліза окислиться та оксиди заліза, що й утворюються, (також при наявності основних шлаків) взаємодіють із фосфором.

Підсумкові реакції можуть бути записані у вигляді



У якості характеристики ступеня дефосфорації часто використовують індекс  $(CaO)_4 \cdot P_2O_5/[P]$ .

Якщо температура металу зростає, необхідно забезпечити більш високу окисленість шлаків. Якщо температура металу залишається незмінною, то вміст фосфору в металі визначається основністю й вмістом оксидів заліза

Для характеристики здатності дефосфорації шлаків використовують також більш прості співвідношення:  $(P_2O_5)/[P]$ ,  $(P_2O_5)/[P]$  або  $(P)/[P]$ . Зростання цієї величини свідчить про підвищення здатності шлаків видаляти фосфор. При даній окисленості шлаків, чим вище його основність, тим більше фосфору перейде з металу в шлаки. При даній основності шлаків чим вище вміст у ньому  $FeO$ , тим краще умови для видалення фосфору з металу. Оксид  $FeO$  відіграє в процесі дефосфорації двояку роль, будучи, з одного боку, окислювачем, а з іншого - основою, що зв'язують  $P_2O_5$  у з'єднання типу  $(FeO)_m \cdot P_2O_5$ . Видалення фосфору забезпечується протіканням реакції за участю  $CaO$ , тому кінцевий результат залежить від активності  $CaO$  в шлаках (від основності шлаків, розрахованої з урахуванням усіх компонентів шлаків). Оскільки між фосфором, що втримується в металі й у шлаках, досить швидко досягається становище, близьке до рівноважного, то добитися одержання наприкінці плавки низьких вмістів фосфору можна, також збільшуючи масу шлаків. Для цього в агрегат вводять добавки, що не містять фосфор, тобто штучно знижують активність фосфору в шлаках. Однак



збільшення маси шлаків пов'язане з додатковою витратою тепла на нагрівання цього шлаку, а також з додатковими втратами заліза (чим більше маса шлаків, тим більше при тій же концентрації в шлаках оксидів заліза маса заліза, яка губиться зі шлаками). У зв'язку із цим воліють проводити операцію скачування шлаків: з агрегату видаляють (увесь або частково) шлак, що містить певну кількість фосфору. Після цього в агрегат уводять добавки, що не містять фосфору (цю операцію називають наведенням шлаків), вміст фосфору в шлаках виявляється дуже малим і рівновага реакції зрушується убік подальшого протікання процесу окиснення фосфору й переходу його в шлаки. При необхідності операцію оновлення шлаків повторюють. Практично для більшості випадків досить однократного оновлення шлаків. Інтенсивність утворення шлаків заданого складу впливає на швидкість протікання процесу окиснення фосфору. Чим швидше утворюється рідинорухливий залізо-вапняний шлак, тем інтенсивніше окиснення фосфору [12].

Прискорити шлакоутворення можна також уведенням у ванну разом з вапном добавок, що знижують температуру плавлення  $\text{CaO}$  й підвищують рідинорухливість шлаків. Цей процес не повинен супроводжуватися зниженням основності шлаків. На практиці для прискорення утворення активного рідинорухливого шлаку використовують боксит з високим вмістом  $\text{Al}_2\text{O}_3$  і плавиковий шпат з високим вмістом  $\text{CaF}_2$ . Таким чином, основними умовами проведення операції дефосфорації є: 1) наявність окисної атмосфери й відповідно окисного шлаку, висока активність оксидів заліза шлаків (у шлаках повинне бути багато  $\text{FeO}$ ); 2) високі основність шлаків і активність  $\text{CaO}$  в шлаках (у шлаках повинне бути багато  $\text{CaO}$  й мало  $\text{SiO}_2$ ); 3) швидке формування залізо-вапняного шлаку; 4) відносно низька температура (особливо при середніх і високих концентраціях вуглецю); 5) мала активність (вміст) фосфору в шлаках. На практиці для забезпечення цих умов використовують наступні технологічні прийоми:

1. Уведення в агрегат оксидів заліза у вигляді залізної руди або окалини.
2. Уведення в агрегат  $\text{CaO}$  у вигляді кускової або порошкоподібного вапна або вапняку.

3. Уведення в агрегат кисню або повітря.

4. Максимальне видалення фосфору в початковий період плавки, коли температура металу ще невисока.

5. Можливо більш раннє формування активного рідко-рухливого шлаку, для чого вживають заходів для перемішування ванни, додають у шлаки добавки що розріджують, і т.п.. У тих випадках, коли це можливо (за умовами виробництва), в агрегаті залишають рідкий кінцевий шлак попередньої плавки, що містить CaO й FeO і мало фосфору [3, 4].

### **3.5 Дослідження технології застосування шлаку феромарганцю для виплавки сталі в мартенівській печі**

#### **3.5.1 Методика проведення роботи**

Робота виконана з метою визначення застосування шлаків виробництва феромарганцю в завалку замість частини вапняку (вапна) для більш раннього формування активного рідинорухливого шлаку і збільшення ступеню десульфурзації металу, і в доведення для збільшення активності пічного шлаку і підвищення вмісту марганцю в сталі перед випуском для зниження витрати марганецьвмісних феросплавів на розкислення сталі.

Робота проводилася при виплавці сталі марок 08кп/пс і 2-3пс на мартенівських печах і ДСА.

Використовувалися шлаки виробництва феромарганцю наступного складу (за результатами перевірконого аналізу) наведено в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад шлаків феромарганцю

№ п/п	Хімічний склад, %			
	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	FeO, MgO, Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
2	21,4 – 22,7	37,05 – 38,7	20,1 – 25,0	22,3 – 26,0

Фракція 20 - 400 мм, температура плавлення шлаків - 1330 - 1350 °С, при нагріванні зразок шлаків у лабораторній електропечі при температурі 1350°С розплавився, при цьому розплавив шамотну основу під собою.

Завалка шлаків у піч проводилася разом з матеріалами, що флюсують, під вапняк (вапно). При використанні в доведення присадка шлаків у піч проводилася при вмісті вуглецю 0,4 - 0,7 %.

По ходу доведення деяких дослідних плавок проводився відбір проб пічного шлаку для визначення зміни його хімічного складу й основності.

Робота проводилася в два етапи. На першому етапі було проведено 47 дослідних плавок (12 плавок на ДСА й 35 плавок (ковшів) на мартенівських печах), на яких досліджувався вплив застосування шлаків виробництва феромарганцю в завалку на формування пічного шлаку, ступінь десульфурації металу, а також вплив присадок шлаків феромарганцю в доведення на вміст марганцю в сталі перед випуском.

На другому етапі досліджень, використовуючи результати першого етапу, було проведено випробування технології застосування шлаків виробництва феромарганцю на ДСА.

### **3.5.2 Результати досліджень проведених на першому етапі роботи**

Результати дослідних (із застосуванням шлаків феромарганцю) і порівняльних (без застосування шлаків) плавок першого етапу наведено в таблиці 3.2, з якої випливає, що застосування шлаків феромарганцю в завалку, витрата вапняку (на ДСА вапна) у завалку на дослідних плавках на 8,2-14,0 кг/т (у т.ч. на ДСА на 13,4 кг/т) менше, чим на порівняльних. Витрата шлаків феромарганцю склала 10,2-12,6 кг/т (у т.ч. на ДСА 12,6 кг/т).

Таблиця 3.2 - Параметри дослідних плавок із застосуванням шлаків феромарганцю й порівняльних без шлаків феромарганцю

Параметри	Дослідні у завалку			Дослідні у доведення	Порівняльні		
	Сталь 08 пс/кп		Сталь 2-3 пс	Сталь 2-3 пс	Сталь 08 кп/пс		Сталь 2-3 пс
	ДСА	Мартенівська піч			ДСА	Мартенівська піч	
Кількість плавок, шт.	12	7	18	10	8	14	14
Вміст у ковшовій пробі, %							
- вуглець	0,07	0,06	0,17	0,15	0,07	0,09	0,16
- марганець	0,35	0,31	0,39	0,37	0,35	0,31	0,38
- кремній	0,01	0,01	0,02	0,02	0,01	0,01	0,02
- сірка	0,029	0,025	0,027	0,030	0,029	0,029	0,027
- фосфор	0,012	0,01	0,013	0,018	0,012	0,015	0,015
Параметри по розплавлуванню:							
- вміст вуглецю, %	0,92	0,86	1,07	0,85	0,95	0,77	0,89
- вміст сірки, %	0,047	0,04	0,043	0,038	0,046	0,04	0,038
- температура, °С	1563	1570	1569	1552	1562	1561	1571
Параметри перед випуском:							
- вміст вуглецю, %	0,05	0,06	0,19	0,21	0,05	0,09	0,21
- вміст марганцю, %	0,05	0,1	0,15	0,17	0,02	0,08	0,15
- температура, °С	1630	1634	1636	1636	1634	1638	1637
Шихтовка:							
- лом , т/пл.	79,4	240,0	215,6	221,0	78,8	207,1	207,1
- кг/т	333,1	501,9	446,0	449,2	345,9	420,4	424,0
- чавун , т/пл.	185,4	300,0	320,0	319,0	186,0	335,0	330,0
- кг/т.	777,7	627,4	662,0	648,4	816,5	680,1	675,7
Вапняк (вапно), т/пл.	14,5	41,3	41,0	46,2	16,9	46,6	47,5
- кг/т.	61,6	86,4	83,3	93,9	74,2	94,6	97,3
шлак феромарганцю, т/пл.	3,0	5,0	5,0	-	-	-	-
- кг/т.	12,6	10,5	10,2	-	-	-	-
Частка лома в металевій садці, %	30,0	44,4	40,3	40,9	29,8	38,2	38,6
Шлак по розплавлуванню:							
- вміст FeO, %	18,83	14,87	14,86	9,53	18,63	16,48	16,43
- основність, од.	2,6	2,1	2,1	1,9	2,5	2,0	1,9
Шлак перед випуском:							
- вміст FeO, %	20,44	17,98	17,13	12,17	19,51	16,91	16,19
- основність, од.	2,9	2,4	2,5	2,2	2,7	2,3	2,3
Вміст у чавуні, % :							
- кремній	0,96	0,98	1,02	0,91	0,97	0,85	0,96
- марганець	0,24	0,26	0,23	0,24	0,22	0,21	0,23
- сірка	0,032	0,027	0,03	0,024	0,030	0,032	0,03
Тривалість доведення, год.	0,56	1,19	1,15	0,95	0,62	1,05	1,30
Присадки в доведення, т/пл.							
- вапно	1,08	1,42	-	-	1,25	-	-
- руда	-	0,29	-	-	-	-	-
- окалина	-	-	-	-	-	0,29	1,14
- шлак феромарганцю	-	-	-	2,0	-	-	-
Витрата феромарганцю в ківші:							
- т/пл,	1,49	1,40	1,10	1,0	1,54	1,20	1,10
- кг/т	6,25	5,86	4,55	4,0	6,76	4,87	4,50
Вага плавки, т:							
- придатного	238,4	239,1	241,7	246,0	227,8	246,3	244,2
- рідкого	242,2	244,2	244,0	249,9	234,8	249,6	246,6
Ступінь десульфурації, %	38,5	37,5	37,2	21,1	31,0	27,5	28,9
Вигар марганцю з феромарганцю, %	33,8	34,7	22,3	22,3	34,2	41,2	23,7

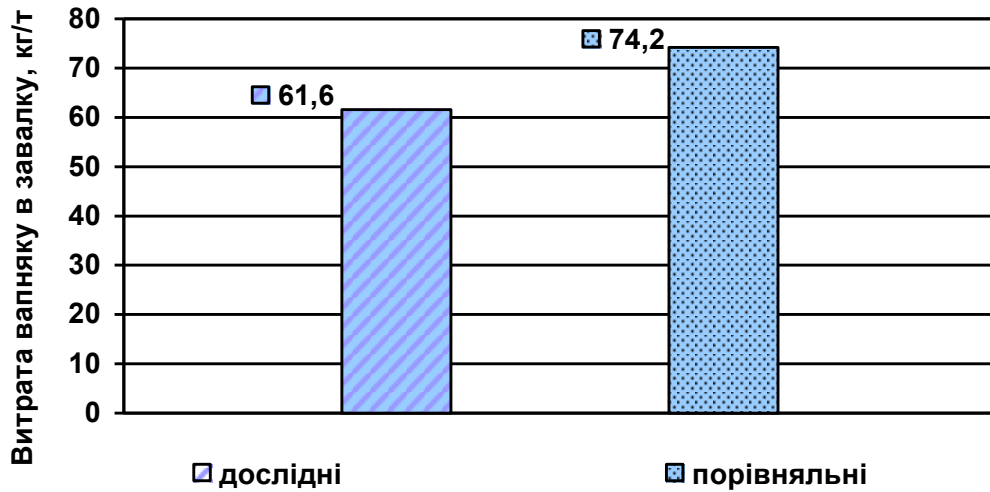


Рисунок 3.2 – Витрата вапняку в завалку дослідної й порівняльної плавки, кг/т

### 3.5.3 Формування пічного шлаку

Основність пічного шлаку на дослідних плавках, як по розплавленню, так і перед випуском на 0,1-0,2 од. вище, чим на порівняльних.

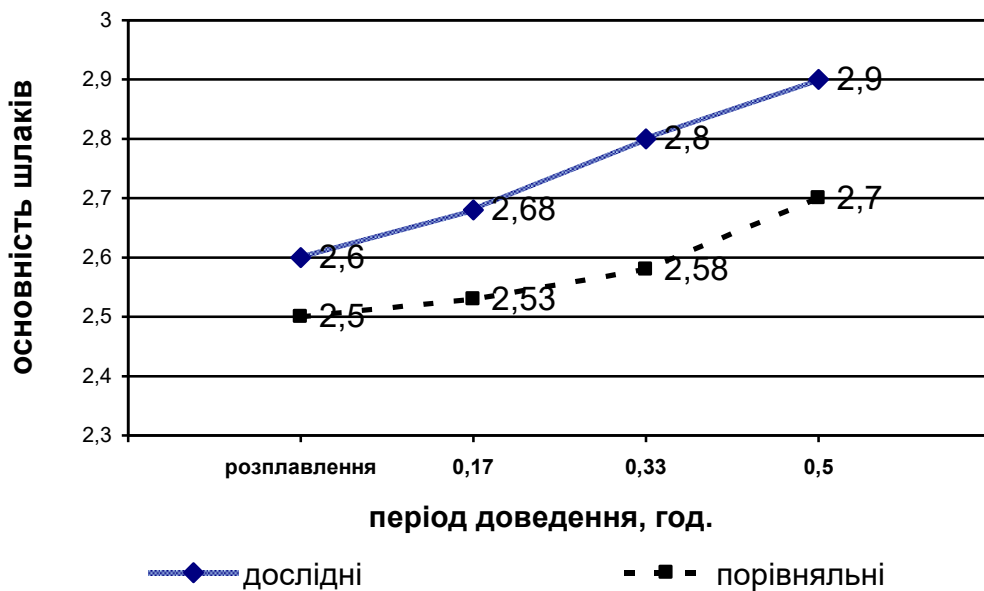


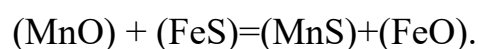
Рисунок 3.3 – Зміна основності шлаків на дослідних і порівняльних плавках у період доведення

Тому що  $(CaO)/(SiO_2) > 2,5$ , шлаки є високоосновним. Знання основності шлаків (для основних процесів) і постійний контроль над цим параметром дуже

важливі, тому що ця характеристика шлаків звичайно визначає найважливішу властивість шлаків: здатність витягати з металу такі шкідливі домішки, як сірка й фосфор, і втримувати їх у шлаках [13]. Шлак відрізнявся високою рідинорухливістю, на поверхні шлаку у ванні не спостерігалось залишків, що не розчинилися. Хоча вміст СаО в шлаках феромарганцю більш ніж в 2 рази нижче, чим у вапні й в 1,5 рази нижче чим у вапняку, висока активність і рідинорухливість шлаків феромарганцю в розплавленому стані забезпечила повне засвоєння завалених у піч матеріалів, що флюсують. Прискоренню розчинення вапна в шлаках сприяють FeO і MnO. При високих температурах цей процес починається з утворення твердих розчинів шляхом заміщення в решітці СаО частини іонів  $Ca^{2+}$  іонами  $Fe^{2+}$  і  $Mn^{2+}$ . З підвищенням концентрації  $Fe^{2+}$  і  $Mn^{2+}$  поступово знижується температура плавлення, і зовнішні шари вапна починають оплаватися. Активна розчинююча дія окислів заліза й марганцю на вапно обумовлене також і тим, що зі збільшенням вмісту (FeO) і (MnO) суттєво поліпшується змочування шлаками, у результаті чого підсилюється проникнення шлаків у пори й тріщину шматочків вапна [1].

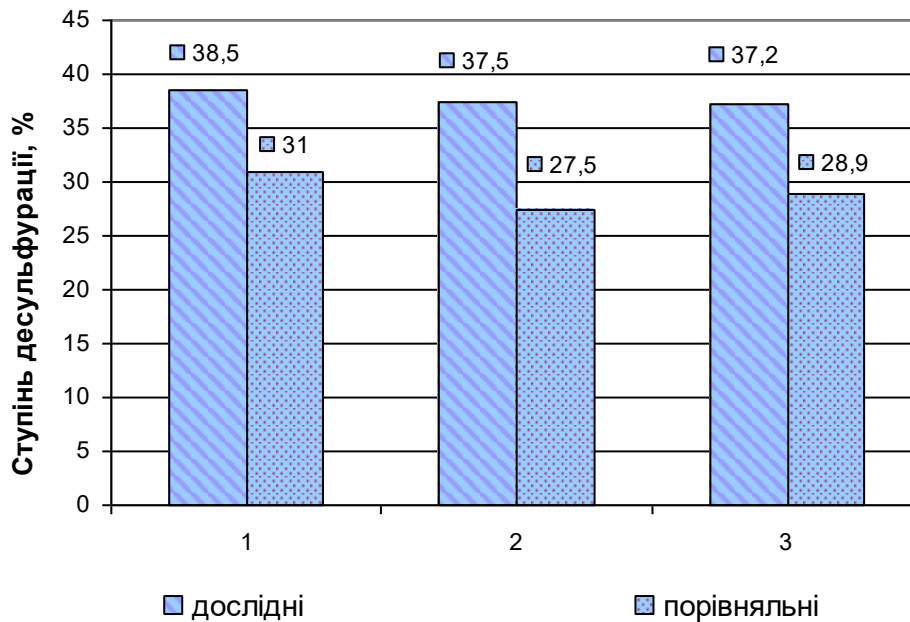
### 3.5.4 Ступінь десульфурації металу

Ступінь десульфурації на всіх дослідних плавках вище, чим на порівняльних (на плавках із ДСА - на 1,3%, на мартенівських печах на 8,3-10,0%). Сприяло цьому те, що в складі шлаків є MnO; при подачі на шлаки струменя кисню MnO окислюється до гаусманіта  $Mn_3O_4$ . При взаємодії  $Mn_3O_4$  із СаО утворюються легкоплавкі сполуки й процес шлакоутворення прискорюється. Прискорення шлакоутворення прискорює процес видалення сірки в шлаки. MnO безпосередньо бере участь у десульфурації:



Крім того, у шлаках, відібраних по ходу доведення дослідних плавок №102917, 102926, 102928, відзначене (за результатами хіманаліза) збільшення

вмісту сірки в шлаках у середньому 0,053% (по розплавлюванню) до 0,145% (перед випуском), тобто в 2,7 рази.



1- дані по виплавці сталі марки 08 пс/кп у ДСА

2 - дані по виплавці сталі марки 08 пс/кп у мартенівській печі

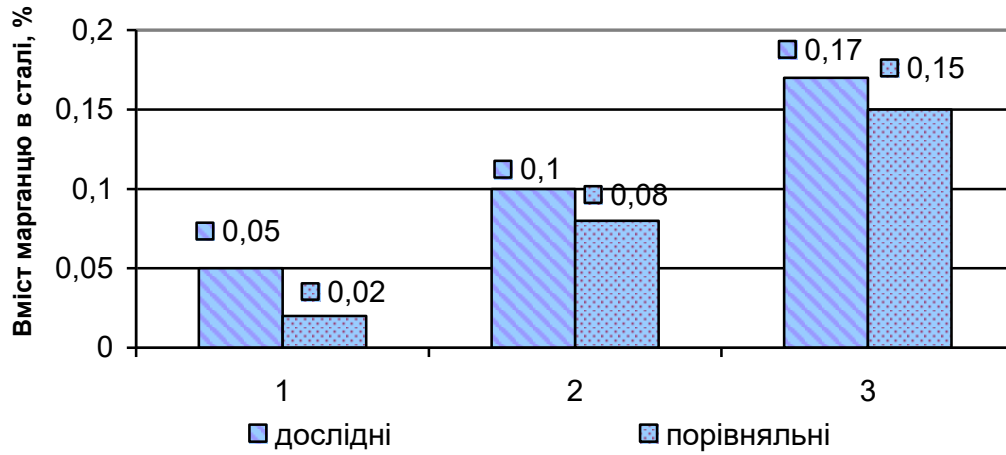
3 - дані по виплавці сталі марки 2-3 пс

Рисунок 3.4 – Ступінь десульфурації на дослідних і порівняльних плавках:

### 3.5.5 Застосування шлаків феромарганцю в доведення

Витрата шлаків феромарганцю склала 2,0 кг/т (одна мала мульда). Шлак фракцією до 200мм розчинився в пічному шлаці за 5-15 хв. Більша фракція шлаків розчинялася значно гірше (до 1 години).

Вміст марганцю в металі перед випуском дослідних плавок склав 0,17% проти 0,15% на порівняльних при практично однакових вмістах марганцю в чавуні (0,24% на дослідних й 0,23% на порівняльних плавках) і частці лома в шихтовці (40,9% на дослідних й 38,6% на порівняльних плавках).



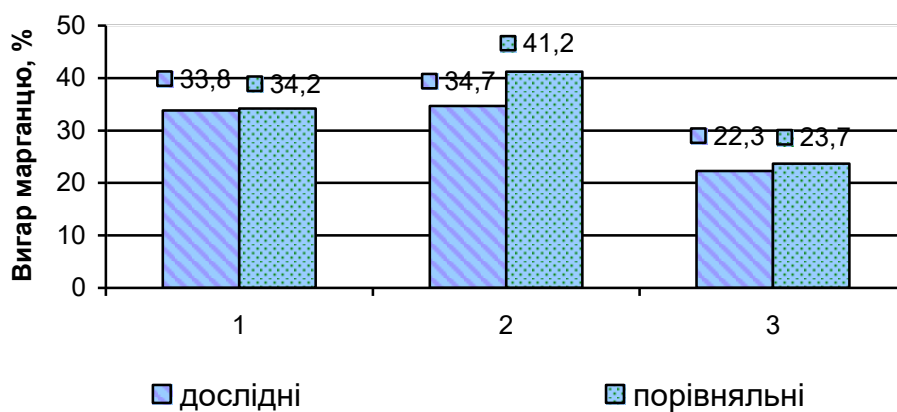
1- дані по виплавки сталі марки 08 пс/кп у ДСА

2 - дані по виплавки сталі марки 08 пс/кп у мартенівській печі

3 - дані по виплавки сталі марки 2-3 пс

Рисунок 3.5 - Вміст марганцю в сталі перед випуском із присадкою шлаків феромарганцю в доведення на дослідних плавках і порівняльних плавках без присадки шлаків феромарганцю в доведення

При однаковому вмісті марганцю в готовій сталі (0,37% на дослідних й 0,38% на порівняльних плавках) і величині вигару марганцю з феромарганцю (23,3% на дослідних й 23,7% на порівняльних плавках) Витрата феромарганцю в ківші на дослідних плавках склала 4,0 кг/т проти 4,5 кг/т на порівняльних.



1- дані по виплавки сталі марки 08 пс/кп у ДСА

2 - дані по виплавки сталі марки 08 пс/кп у мартенівській печі

3 - дані по виплавки сталі марки 2-3 пс

Рисунок 3.6 – Вигар марганцю з феромарганцю при розкисленні сталі в ківші дослідних і порівняльних плавках



Ступінь десульфурзації на дослідних плавках на 7,8% вище, чим на порівняльних (21,1% проти 28,9%).

Таким чином, на 1 етапі досліджень встановлене:

- при застосуванні шлаків виробництва феромарганцю в завалку знижується витрата вапна (вапняку) на плавку без погіршення якості пічного шлаку. Основність пічного шлаку і ступінь десульфурзації металу в доведення на дослідних плавках не нижче, чим на порівняльних.
- застосування шлаків виробництва феромарганцю в доведення дозволило одержати вміст марганцю в металі перед випуском дослідних плавок на 0,02% вище, чим на порівняльних.

### 3.6 Результати досліджень на другому етапі роботи

На другому етапі досліджень проводилося випробування технології виплавки сталі із застосуванням шлаку феромарганцю в завалку на двохванній печі. Результати досліджень наведено в таблиці 3.3.

Витрата вапна в завалку на дослідних плавках на 15,6 кг/т нижче, чим на порівняльних. Витрата шлаків феромарганцю склала 12,7кг/т.

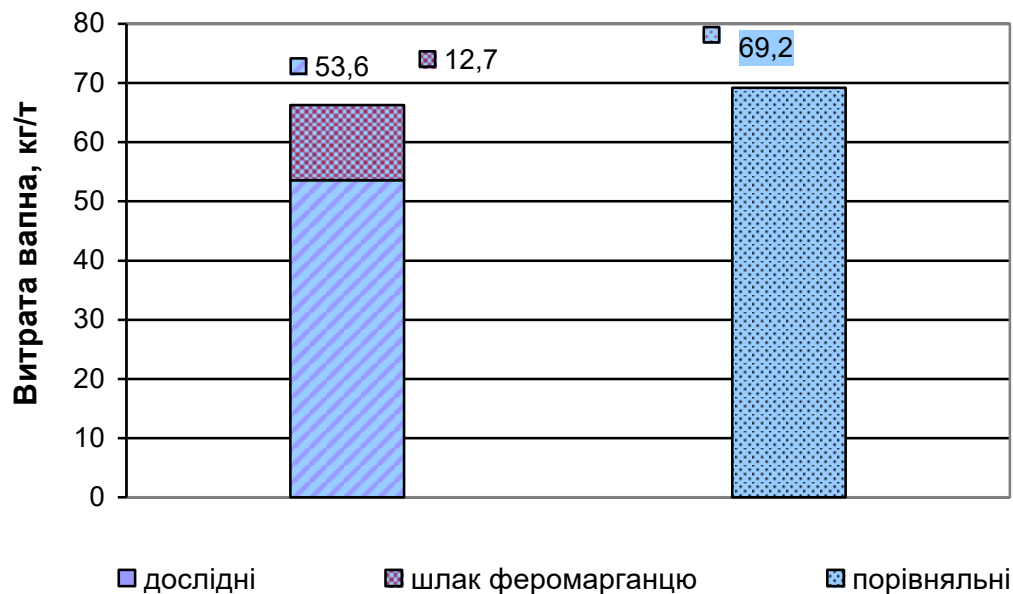


Рисунок 3.7 - Витрата вапна на дослідних і порівняльних плавках проведених на двохванній печі

Таблиця 3.3 - Параметри дослідних плавки з використанням шлаків феромарганцю в період дослідного промислового випробування

№ п/п	Параметри	Дослідні плавки	Порівняльні плавки
1	Кількість плавки, шт.	158	40
2	Витрата матеріалів,		
	- металобрухт, т/пл	75,6	78,4
	- кг/т	320,0	333,1
	- чавун, т/пл	190,2	186,0
	- кг/т	805,6	790,1
	- вапно, т/пл	12,65	16,3
	- кг/т	53,6	69,2
	- шлак феромарганцю, т/пл	3,0	-
3	Вміст у ковші, %		
	- вуглецю	0,067	0,06
	- марганцю	0,34	0,36
	- сірки	0,026	0,025
4	Показники по розплавленню:		
	- вміст вуглецю, %	0,9	0,98
	- вміст сірки, %	0,04	0,04
	- температура, °С	1562	1550
5	Параметри перед випуском:		
	- вміст вуглецю, %	0,058	0,05
	- вміст сірки, %	0,05	0,03
	- температура, °С	1634	1633
6	Хімічний склад шлаків по розплавленню:		
	- вміст FeO, %	18,0	21,9
	- основність, од.	2,4	2,4
7	Хімічний склад шлаку перед випуском:		
	- вміст FeO, %	20,0	23,0
	- основність, од.	2,8	2,6
8	Тривалість плавки, год.	4,17	4,17
	у т.ч. доведення, год.	0,58	0,67
9	Витрата		
	- феромарганцю, т/пл	1,43	1,56
	- кг/т	6,06	6,63
10	Вага плавки, т годн.	236,1	235,4
11	Швидкість нагрівання в доведення, °С/хв	2,07	2,08
12	Швидкість зневуглецювання в доведення, % / год	1,45	1,39
13	Ступінь десульфурзації металу, %	37,5	35,0
14	Вигар марганцю з феромарганцю, %	34,5	34,2

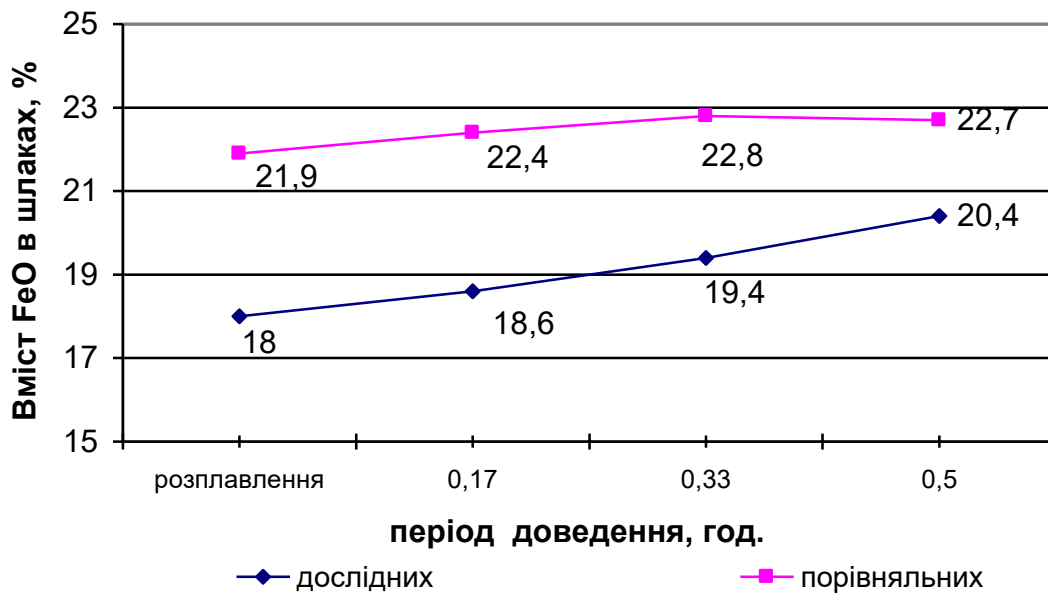


Рисунок 3.8 – Зміна вмісту закису заліза в шлаках у період доведення на двохованній печі

Застосування шлаків феромарганцю в завалку на двохованній печі сприяє збільшенню  $MnO$  у первинному шлаку. З підвищенням концентрації  $Fe^{2+}$  і  $Mn^{2+}$  поступово знижується температура плавлення, і зовнішні шари вапна починають оплавлятися. Активна розчинююча дія окислів заліза й марганцю на вапно обумовлене також і тим, що зі збільшенням вмісту ( $FeO$ ) і ( $MnO$ ) суттєво поліпшується змочування шлаками, у результаті чого підсилюється проникнення шлаків у пори й тріщини шматочків вапна [1]. У свою чергу швидке шлакоутворення сприяє більш ранньому початку видалення шкідливих домішок таких як сірка й фосфор, тим самим скорочується час плавки за рахунок підвищення рідинорухливості шлаків.

### 3.6.1 Основність пічного шлаку

Основність по розплавленню дослідних і порівняльних плавок однакова - 2,4 од. Основність пічного шлаку перед випуском дослідних плавок на 0,2 од вище, чим порівняльних (2,8 од. проти 2,6 од).

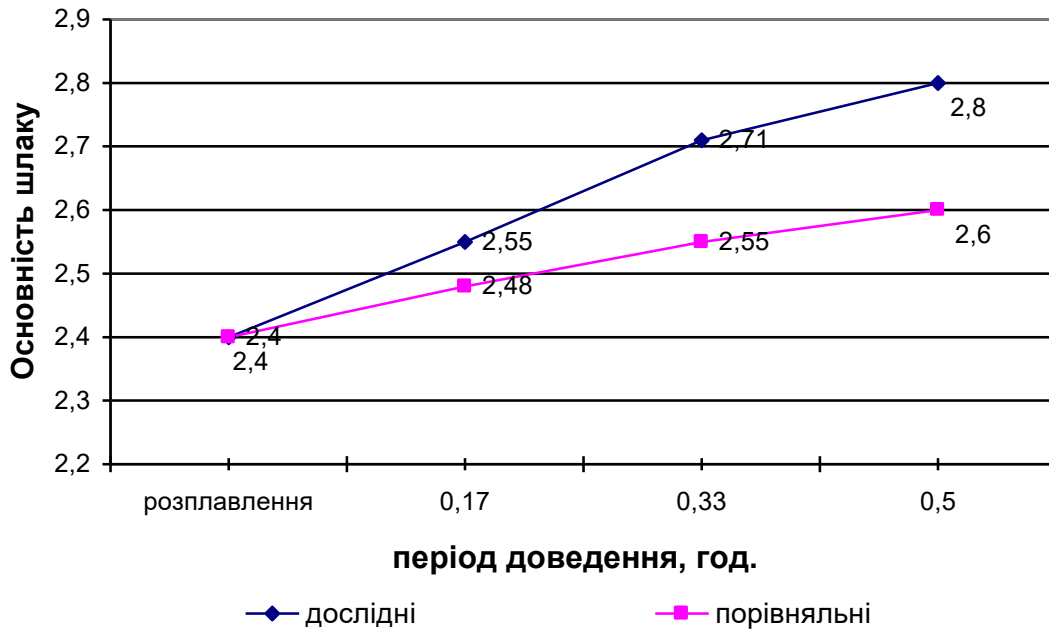
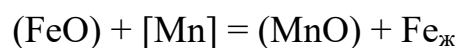


Рисунок 3.9 – Зміна основності шлаків у період доведення на дослідній і порівняльній плавці

Знання основності шлаків визначає здатність витягати з металу такі шкідливі домішки, як сірка й фосфор, і втримувати їх у шлаках. Ступінь десульфурзації дослідних плавок склала 35,0% проти 37,5% на порівняльних.

### 3.6.2 Вміст марганцю в металі

Вміст марганцю в металі перед випуском дослідних плавок склав 0,05% проти 0,03% на порівняльних. Це підтверджує, що в шлаках в період доведення високий вміст MnO і при подальшому підвищенні температури відбувається відновлення марганцю зі шлаків у метал. Зі шлаків марганець при сприятливих умовах може відновлюватися залізом, вуглецем, кремнієм. Константа рівноваги реакції



з підвищенням температури зменшується, тобто рівновага реакції зрушується у бік відновлення марганцю [3].

### 3.6.3 Хімічний склад шлаків

Крім того, було проведено 4 дослідних (зі шлаками феромарганцю) і 4 порівняльних (без шлаків) плавки сталі марки 08пс із відбором проб пічного шлаку по ходу плавлення й доведення плавки з метою визначення зміни його хімічного складу. Дані по хімічному складу наведено в таблиці 3.4.

Вміст сірки в готовій сталі дослідних плавки склав 0,024%, на порівняльних - 0,029%.

До розплавлення пічний шлак дослідних плавки має великий вміст сірки (0,075% проти 0,060% на порівняльній) і окислів марганцю (7,3 проти 6,15 % на порівняльній).

Таблиця 3.4 - Зміна хімічного складу шлаків по ходу доведення дослідних з використанням шлаків феромарганцю й порівняльних плавки

Період плавки	№ плавки		Хімічний склад шлака, %					Вміст сірки в шлаках, %	
			SiO <sub>2</sub>	CaO	FeO	MnO	S		
Плавлення	дослідні	110448	25,8	27,1	21,25	6,8	0,074		
		110449	29,4	28,3	20,35	7,8	0,075		
		середнє	27,6	27,7	20,8	7,3	0,075		
	порівняльні	110587	27,3	27,8	21,05	6,15	0,06		
По розплавленню	дослідні	110448	20,2	45,5	15,98	3,4	0,12	0,039	
		110449	29,4	39,3	9,25	5,6	0,059	0,039	
		110588	20,1	47,25	13,3	4,1	0,095	0,052	
		110598	29,9	40,8	8,8	6,4	0,068	0,056	
		середнє	24,9	43,21	11,83	4,9	0,086	0,047	
	порівняльні	110541	15,2	49,5	16,9	2,5	0,093	0,035	
		110542	24,7	34,0	13,85	4,65	0,047	0,036	
		110587	17,35	43,1	19,0	2,5	0,154	0,048	
		110450	21,4	40,5	20,95	4,55	0,102	0,033	
		середнє	19,7	41,78	17,68	3,55	0,099	0,038	
	Перед випуском	дослідні	110448	14,2	44,8	22,15	2,7	0,17	
			110449	18,8	47,25	15,0	3,8	0,15	
110588			14,65	38,3	27,9	3,2	0,138		
110598			12,5	37,8	29,05	2,85	0,149		
середнє			15,04	42,04	23,53	3,14	0,152		
порівняльні		110587	9,0	31,3	32,7	2,1	0,158		
		110450	13,2	40,5	25,88	2,6	0,144		
		110541	13,05	47,5	19,5	2,2	0,146		
		110542	14,0	49,0	19,0	2,2	0,113		
		середнє	12,43	42,08	24,27	2,28	0,14		

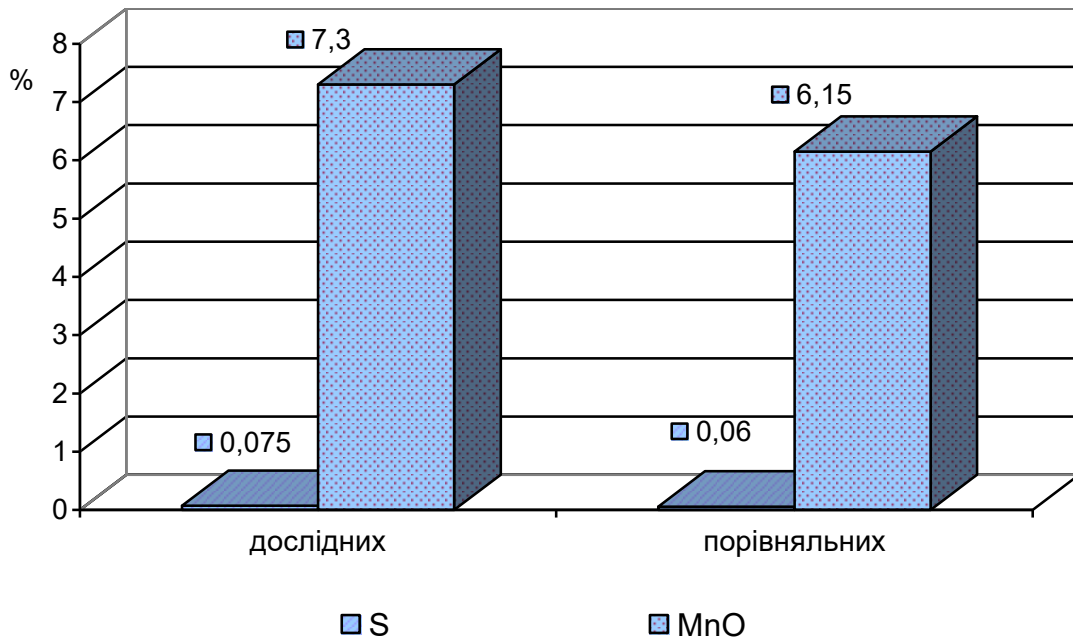


Рисунок 3.10 – Вміст сірки й оксиду марганцю в шлаках дослідних і порівняльних плавок до розплавлювання

З рисунка 3.9 видно, що застосування в завалку шлаків феромарганцю на дослідних плавках збільшує вміст оксиду марганцю в шлаках до розплавлювання металу, прискорює розчинення вапна в шлаках, що сприяє більш ранньому початку видалення шкідливих домішок таких як сірка, у відмінності від порівняльних, де не застосовувався шлаки феромарганцю шлакоутворення протікає уповільнено (це видно по вмісту сірки в шлаках до розплавлювання металу).

По розплавлюванню в шлаках дослідних плавок більше  $\text{SiO}_2$  (24,9% проти 19,7% на порівняльних),  $\text{CaO}$  (43,21% проти 41,78% на порівняльних), але менше окисленність (вміст  $\text{FeO}$  11,83% проти 17,68%) і вміст сірки (0,086% проти 0,099%).

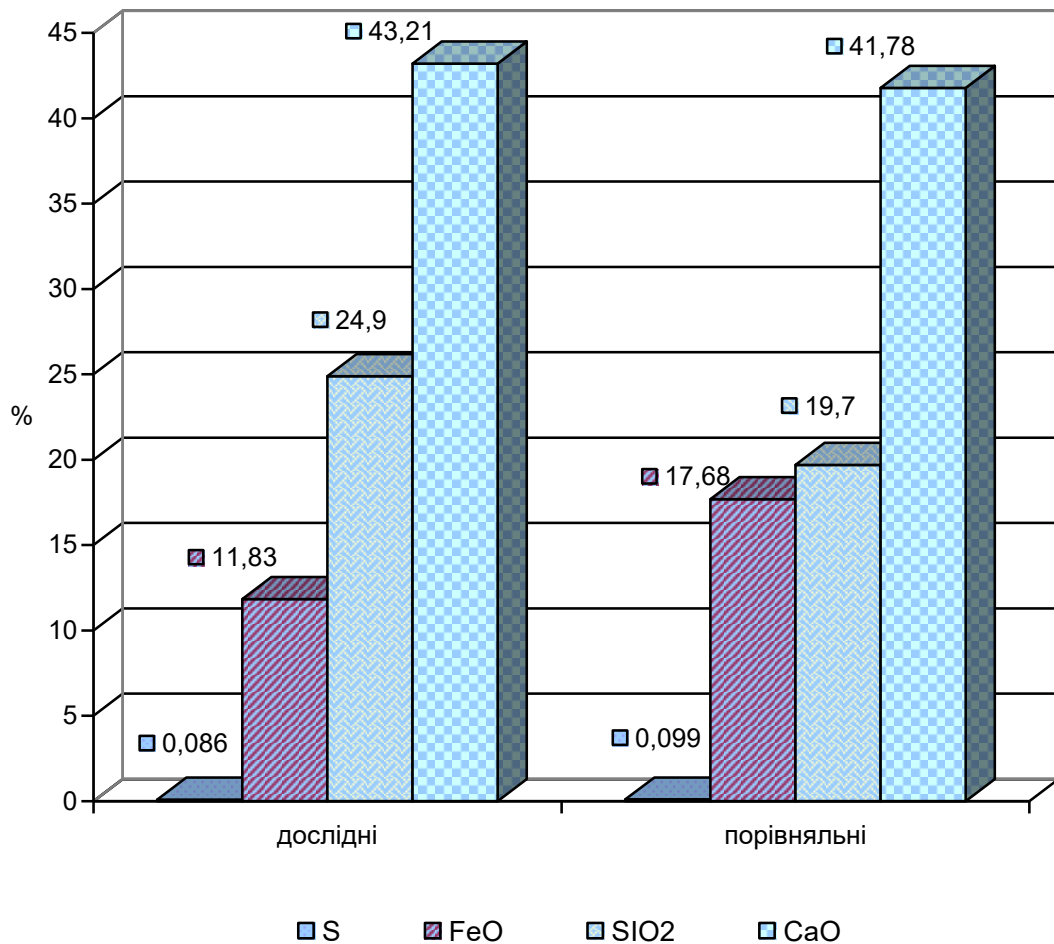


Рисунок 3.11 – Вміст у шлаках сірки, оксиду заліза, оксиду кремнію, оксиду кальцію дослідних і порівняльних плавів по розплавлуванню

Чим вище в шлаках активність CaO й нижче активності FeO і сірки, тем менше залишається сірки в металі. Для характеристики здатності шлаків "витягати" з металу сірку часто використовують більш просте вираження  $\eta_s = (S)/[S]$ . Величину  $\eta_s$  називають звичайно коефіцієнтом розподілу сірки, маючи на увазі, що сірка добре розчиняється й у металі, і в основному шлаку, тобто в цьому випадку можуть бути використані положення закону розподілу. При підвищенні температури значення звичайно зростає, тому що при цьому поліпшується розчинення часточок вапна, зважених у шлаках, а також прискорюється процес дифузії сірки з об'єму металу до поверхні метал - шлаки.

Сполука CaS дуже міцна. Практично сірка, що перейшла з металу в основний шлак, назад зі шлаків у метал не переходить (якщо шлак має достатню основність). Підвищити ступінь десульфурації (збільшити відношення  $(S)/[S]$ )

можна двома способами: підвищенням основності шлаків і зниженням його окисленості. При веденні плавки в окисних умовах (мартенівська піч, кисневий конвертер і т.д. ) одержати малоокислений шлак (низькі значення  $a_{(FeO)}$ ) важко, тому значення коефіцієнта розподілу сірки в цих умовах звичайно малі ( $\eta_s < 10$ ) [3].

Якщо в чавуні міститься марганець, то в сталеплавильному агрегаті в складі шлаків завжди є  $MnO$ ; при подачі на шлаки струменя кисню  $MnO$  окислюється до гаусманита  $Mn_3O_4$ . При взаємодії  $Mn_3O_4$  із  $CaO$  утворюються легкоплавкі сполуки й процес шлакоутворення прискорюється. Прискорення шлакоутворення прискорює процес видалення сірки в шлаки.  $MnO$  безпосередньо бере участь у десульфурації:  $(MnO) + (Fes) = (Mns) + (FeO)$  [1].

Перед випуском у шлаках дослідних плавок вміст  $SiO_2$  більше (15,04% проти 12,43% у порівняльних) і вміст сірки збільшився (0,152% проти 0,14% у порівняльних).

Вміст окислів марганцю в пічному шлаку дослідних плавок вище, чим на порівняльних як по розплавлюванню (4,9% проти 3,55%), що вказує на прискорений процес розчинення вапна в початковий період продувки за рахунок підвищеного вмісту оксидів марганцю що сприяє якнайшвидшому шлакоутворенню, підвищенню основності шлаків, видаленню шкідливих домішок таких як фосфор. Так перед випуском вміст оксидів марганцю в шлаках дослідних плавок вище, чим у порівняльних (3,14% проти 2,28%). Ступінь десульфурації дослідних плавок склала 38,3% проти 37,0% на порівняльних. Присадки вапна в доведення здійснювалася на одній дослідній (№110588) і одній порівняльній (№110587) плавках.



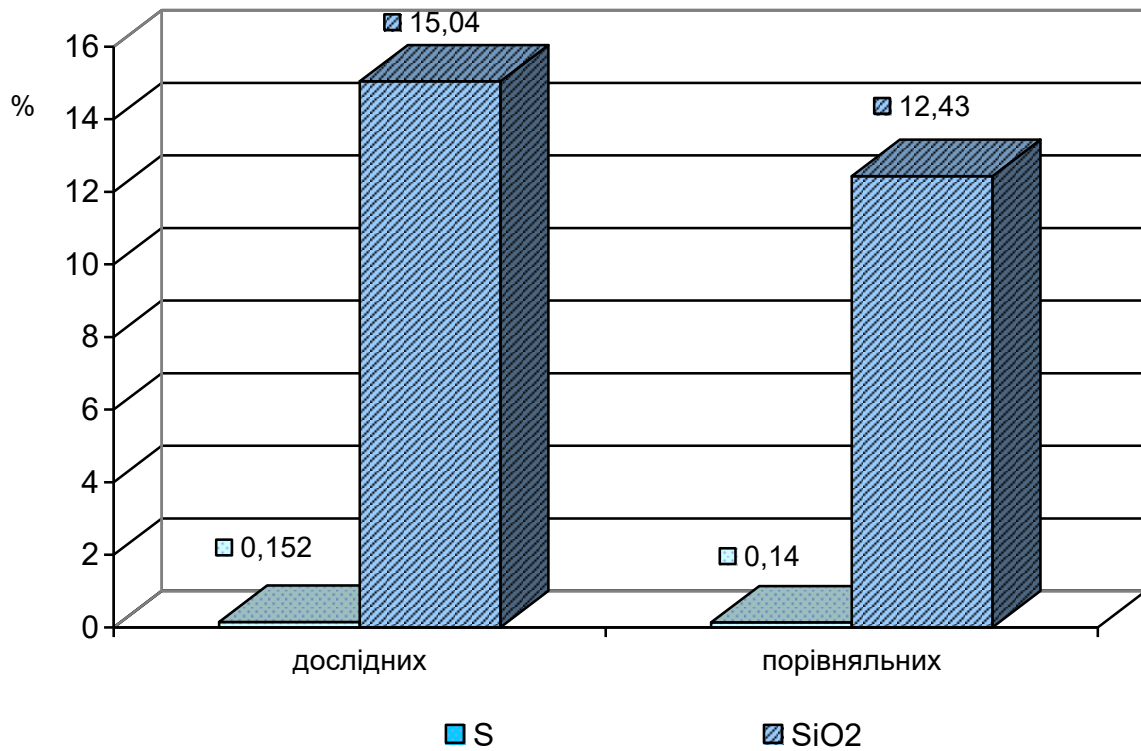


Рисунок 3.12 – Вмісту сірки, оксиду кремнію в шлаках дослідних і порівняльних плавок перед випуском

### 3.7 Визначення оптимальної витрати шлаків феромарганцю

З метою визначення оптимальної витрати шлаків феромарганцю було проведено дві дослідні плавки (№110740, 110741) зі збільшенням його в завалку до двох мульд 6 тонн на плавку. Для порівняння були взяті параметри двох плавок до дослідних і двох плавок після них, виплавлених у ту ж добу. Одна дослідна плавка (№110741) була виплавлена зі зменшенням витрати вапна в завалку до 11,6 тонн, друга (№110740) зі звичайним 15 тонн. Параметри цих плавок наведено в таблиці 2.5.

Витрата шлаків феромарганцю на дослідних плавках склала 24,9 кг/т (6 т/плавку). Витрата вапна в завалку на дослідних плавках склала 59,5 і 50,4 кг/т у середньому 55,1 кг/т проти 76,3 кг/т на порівняльних, тобто на 16,8 - 25,9 кг/т у середньому на 21,2 кг/т менше.

Таблиця 3.5 - Параметри дослідних плавок зі збільшеною витратою шлаків феромарганцю в завалку й порівняльних без шлаків феромарганцю в завалку

№ п/п	Параметри	Дослідні плавки			Порівняльні плавки
		1	2	3	
1	Кількість плавок, шт.	-	-	2	4
2	Витрата матеріалів,				
	металобрухт, т/пл кг/т	85,0 337,3	70,0 304,0	77,5 321,3	75,0 311,2
2	чавун, т/пл кг/т	180,0 714,3	195,0 846,7	187,5 777,4	190,0 788,4
	вапно, т/пл кг/т	15,0 59,5	11,6 50,4	13,3 55,1	18,4 76,3
	Шлак FeMn, т/пл кг/т	6,0 23,8	6,0 26,1	6,0 24,9	- -
	Вміст у ковші, %				
3	вуглецю	0,07	0,06	0,065	0,065
	марганцю	0,36	0,37	0,365	0,348
	сірки	0,029	0,024	0,026	0,0263
	фосфор	0,011	0,008	0,0095	0,0113
4	Показники по розплавлюванню:				
	вміст вуглецю, %	1,04	1,02	1,03	1,01
	вміст сірки, % температура, °C	0,043 1540	0,044 1550	0,0435 1545	0,0413 1545
5	Параметри перед випуском:				
	вміст вуглецю, %	0,05	0,03	0,04	0,055
	вміст сірки, % температура, °C	0,04 1630	0,03 1635	0,036 1633	0,04 1632,5
6	Витрата феромарганцю,				
	т/пл кг/т	1,5 6,0	1,5 6,5	1,5 6,2	1,47 6,1
7	Хімісклад шлаків				
	вміст FeO, % основність, од.	17,02 2,9	23,24 3,6	20,13 3,25	29,71 3,1
8	Тривалість плавки, год. в т. ч. доведення, год.	4,0 0,58	4,33 0,5	4,17 0,54	4,02 0,6
	9	Кількість алюмінієвих штанг при розливанні, шт./ зливки	4	3	3,5
10	Вага плавки, т годн.	252,0	230,3	241,2	241,0
11	Швидкість нагрівання в доведення, С/хв	2,58	2,83	2,7	2,29
12	Швидкість зневуглецювання в доведення, % / год	1,71	1,98	1,83	1,59
13	Ступінь десульфурації металу, %	32,6	45,5	39,1	36,3
14	Угар Mn из FeMn , %	28,6	31,2	29,8	32,7

По всіх технологічних параметрах, параметри металу по розплавлюванню й перед випуском, хімісклад шлаків у печі, швидкості нагрівання й зневуглецювання

металу в доведення, ступінь десульфурації металу й вигар марганцю з феромарганцю отримані практично однакові показники.

І дослідні й порівняльні плавки проведені без присадок вапна в доведення із продувкою металу в печі аргоном. По ходу доведення обох дослідних плавок при вмісті вуглецю 0,40% спостерігалось загущення шлаків у ванні. При веденні сталеплавильних процесів велике значення має теплоперенос у шлаках, що інтенсивно перемішується кипінням металевої ванни.

Таким чином, на другому етапі досліджень встановлене:

- застосування на ДСА-1 однієї мульди (у середньому 3 т) шлаків виробництва феромарганцю в завалку з одночасним зниженням витрати вапна не погіршує якість пічного шлаку;
- ступінь десульфурації практично однакова (35,0% проти 37,5% на порівняльних плавках);
- застосування підвищеної витрати шлаків феромарганцю (6 т/плавку) не відбилося на технологічних параметрах плавок, однак привело до загущення пічного шлаку у другій половині доведення.

### **3.8 Розробка технології виплавки сталі у двохванній печі із застосуванням шлаків феромарганцю**

Призначення розробки - встановлення єдиних основних технологічних правил і практичних прийомів виплавки сталі у двохванних печах.

Задачі розробки

- забезпечення якісної виплавки сталі всіх призначень, відповідно до вимог діючих стандартів і технічних умов;
- випуск плавок за графіком ;
- мінімальна витрата шихтових матеріалів;
- максимальна стійкість печей;
- зниження окисленості металу й шлаків, скорочення витрати розкислювачів, стабілізації хімічного складу й поліпшення механічних

властивостей низьковуглецевої сталі, призначеної для виробництва тонколистового прокату включаючи й автолист.

### **3.8.1 Шихтові матеріали й шихтовка плавки**

Встановлюється стандартний шихтовий склад, який визначається, виходячи з балансу норм і планової норми витрати чавуну.

Рекомендований склад металобрухту по видах:

обрізки слябів 50-55т (10 мульд)

пакети великі 15-20 т (5 мульд)

легковагий лом 30-35 т (29 мульд)

усього: 95-110 т.

Не допускається застосовувати стружку, "козли" і недоливки. При необхідності зменшення витрат металобрухту на плавку з еквівалентним збільшенням витрати рідкого чавуну в завалку використовується залізна руда. У цьому випадку до шихтового складу рекомендується вантажити 30,0-45,0 т легковагого металобрухту.

Шихта перед завалкою зважується. Одночасно з подачею шихти на піч сталевару вручається накладна, у якій вказується попередня вага шихти кожної пари візків або окремого візка.

Після завалки лома в піч мульдові состави таруються, на підставі чого визначається точна вага заваленого в піч металобрухту. Його вага записується в паспорт плавки. Не рекомендується ділити металобрухт із одного складу на дві й більше печей.

У якості флюсу застосовується обпалене вапно, витрата якого в завалку повинна бути 13-15 т на плавку при застосуванні чавуну зі вмістом сірки 0,030% і менше і 15-17 т при застосуванні чавуну зі вмістом сірки більше 0,030%.

Для поліпшення умов шлакоутворення, зниження витрати вапна, збільшення вмісту марганцю в металі перед випуском застосовуємо шлак стабілізований виробництва феромарганцю ЗФЗ (фракція 20-400 мм, витрата

шлаків у завалку 10-20 кг/т з одночасним зниженням витрати вапна на цю же величину).

При витраті чавуну більше 800 кг/т сталі (в умовах дефіциту металобрухту й природного газу) доцільна заміна вапна еквівалентною кількістю вапняку в завалку (16,0-20,0 т вапняку на плавку замість 13,0-17,0 т вапна).

При зменшенні витрати металобрухту до 30,0-45,0 т на плавку й уведенні залізної руди в завалку витрата вапняку в завалку повинна становити 26,0- 28,0 т/плавку.

Для зниження витрати чавуну рекомендується застосовувати низькосірчастий антрацит (зі вмістом сірки менше 1%, фракції 5-25 мм) або шлаки виробництва вторинного алюмінію (алюмошлак зі вмістом алюмінію не менш 10%). Витрата цих матеріалів у завалку повинна бути 1,9-2,1 т на плавку (1 мульда).

Тверді окислювачі й боксит у завалку не використовуються. При зменшенні витрати металобрухту на плавку до 30,0-45,0 т з еквівалентним збільшенням витрати рідкого чавуну витрата залізної руди в завалку повинна становити 5,0-10,0 т (1-2 мульди) на плавку.

Чавун для заливання в піч подається з міксера або безпосередньо з доменного цеху в очищених від шлаків і "козлів" чавуновозних ковшах. При цьому дзеркало чавуну в ковшах, що надходять безпосередньо з доменного цеху повинне бути засипане коксиком.

Чавун перед подачею до печей зважується на вагах міксерного відділення або доменного цеху. Остаточна вага залитого в піч чавуну визначається після тарування чавуновозних лафетів з ковшами.

Плавка шихтується з розрахунку одержання садки (лом + чавун) 270-275 т (при заливанні чавуну в піч у два прийоми - 269-272 т). При виплавці низьколегованої сталі плавка шихтується на 5 т менше.

Розрахунки шихти робить плавильний майстер. Визначається витрата на плавку металобрухту, рідкого чавуну, вапна (вапняку) і, при необхідності, витрата залізної руди в завалку.

При розрахунках шихти враховується:

- а) хімічний склад рідкого чавуну;
- б) температура рідкого чавуну;
- в) застосування антрациту, алюмошлака;
- г) якість металобрухту;
- д) інтенсивність продувки ванни киснем;
- е) результати шихтовки попередньої плавки;
- ж) тривалість операцій (заправлення, завалки, прогріву);
- з) теплова робота печі.

При використанні в завалку однієї мульди (1,9-2,1 т) антрациту або алюмошлака витрата чавуну зменшується на 5 т. Плавка вважається правильно захищеною, якщо для її ведення не потрібна присадка окислювачів для охолодження, а також не потрібні спеціальні заходи для додаткового нагрівання металу в доведення (застосування газокисневих пальників, присадка феросплавів у піч, долівка чавуну й ін.). В умовах відсутності природного газу газокисневі пальники не застосовуються.

### **3.8.2 Завалка й прогрів шихти**

Шихтові матеріали (металобрухт, вапно (вапняк), шлаки феромарганцю, антрацит і, при необхідності, залізна руда) подаються до печі одним складом составом до початку випуску плавки. Після заправлення печі й огляду подини проводиться завалка шихти. Димові гази під час завалки й прогріву направляються з "гарячої" ванни в "холодну". В умовах відсутності природного газу піч працює без додаткового опалення газокисневими пальниками з відводом газів з "гарячої" ванни через "холодну".

Послідовність завалки шихти:

- а) на подину рівним шаром завалюється легковагий лом;
- б) у середнє завалочне вікно - 1 мульда антрациту з розкантовкою вправо-уліво й три мульди вапна (вапняку) і одну мульду шлаків феромарганцю також з розкантовкою вправо-уліво;
- в) інше вапно (вапняк) рівномірно в крайні завалочні вікна;

г) пакети й великоваговий лом завалюються в останню чергу таким чином, щоб вони не перешкождали нормальному опусканню продувних фурм, обрізки слябів на відкоси завалювати забороняється;

д) алюмошлак завалюється упереміш із вапном.

е) при зменшенні витрати металобрухту на плавку з використанням залізної руди в завалку завалка шихтових матеріалів у піч проводиться в наступному порядку: на подину рівним шаром завалюється 50% легковагого металобрухту, використуваного на плавку; на завантажений лом рівномірним шаром завалюється вся потрібна на плавку кількість вапняку й залізної руди, після чого завалюється інший металобрухт.

Завалка повинна бути закінчена в період плавлення в сусідній ванні. Після закінчення завалки шихти проводиться відштотхування лома від передньої стінки за допомогою завалочної машини, очищення порогів від лома й підсипання їх сирим доломітом. Якщо буде потреба (при високій подині) перед підсипанням порогів додатково підсипаються "гребінці" з обпаленого доломіту або магнезитового порошку.

У період прогріву допускається подача кисню на скрап через зводові фурми протягом 10-15 хвилин з витратою не більш 4000 м<sup>3</sup>/год для проплавлення колодязів під фурмами.

Тривалість прогріву шихти повинна забезпечувати синхронізацію закінчення заливання чавуну з початком випуску плавки з "гарячої" ванни.

### **3.8.3. Заливання чавуну**

До моменту заливання чавуну повинні бути встановлено під піч дві порожні шлакові чаші, сталевипускний і заливальний жолоба. Одночасно з подачею на піч чавуну сталевару повинна вручатися накладна із вказівкою тари кожного ковша й ваги налитого в нього чавуну.

Заливання чавуну повинне починатися за 15-20 хвилин до початку випуску плавки із сусідньої ванни й закінчується до моменту випуску. Після зливу чавуну чавуновозні ковші повинні бути протарировані, вага злитого в піч чавуну

уточнюється і заноситься у паспорт плавки. Під час заливання чавуну проводиться подача кисню через фурми з витратою не більше 4000 м<sup>3</sup>/година. Фурми повинні опускатися обережно щоб уникнути натикання на металобрухт і підтримуватися над рівнем шихти на відстані 200-400 мм.

При зменшенні витрати металобрухту на плавку з використанням залізної руди в завалку щоб уникнути викидів з печі заливання чавуну проводиться у два прийоми. Друга порція чавуну в кількості 15-20% від загальної витрати чавуну на плавку доливається по розплавлюванню ванни.

### **3.8.4 Плавлення**

Продувка ванни киснем повинна починатися тільки після закінчення продувки в сусідній ванні. Голівки фурми під час продувки повинні перебувати не вище рівня розділу шлак-метал. Установка фурм проводиться по покажчикові положення фурм або візуально.

Для продувки ванни застосовується кисень чистотою не менш 95%.

Спуск шлаків проводиться через поріг середнього завалочного вікна. Максимальна кількість шлаків спускається до "осідання" ванни. У випадку бурхливого сходу шлаків інтенсивність продувки знижується до 3000 м<sup>3</sup>/год. Рекомендується спускати не менше 0,5 чаші шлаків.

Відбір першої (попередньої) проби металу проводиться до моменту закінчення завалки шихти в сусідню ванну. У цій пробі визначається вміст вуглецю, марганцю, сірки (при необхідності - міді, нікелю, хрому). По розплавлюванню ванни, відбирається проба металу й шлаків. У пробі металу по розплавлюванню визначається вміст вуглецю, марганцю, сірки. У пробі шлаків - вміст закису заліза й основність.

Момент розплавлювання фіксується при вмісті вуглецю 0,6-1,0% і температурі металу 1550-1580<sup>0</sup>С. Допускається більш низький вміст вуглецю в пробі металу по розплавлюванню за умови, що температура металу при цьому буде вище на 15-20<sup>0</sup>С на кожну 0,1% зниження вмісту вуглецю в пробі по розплавлюванню проти необхідного.



До кінця періоду плавлення при нагріванні металу до температури не нижче 1550°C для поліпшення десульфурації рекомендується зробити присадку вапна в кількості 1-3 т.

### **3.8.5 Доведення**

Оптимальним ходом процесу доведення плавки вважається такий, коли продувка ванни киснем ведеться без перерв усіма фурмами й без присадок матеріалів у піч і забезпечує одержання металу необхідного хімічного складу при необхідній температурі. Регулювання швидкостей вигорання вуглецю й нагрівання металу здійснюється зміною інтенсивності продувки ванни киснем, положення продувних фурм щодо границі шлак-метал, присадками охолоджувачів (окаліни, залізна руда, металобрухт), долівкою чавуну в піч, додатковим опаленням печі газокисневими пальниками. Повне припинення продувки ванни киснем у період доведення для охолодження металу забороняється.

Заходу щодо регулювання швидкості нагрівання металу й швидкості вигорання вуглецю повинні бути прийняті негайно після одержання інформації про ненормальний хід процесу. При перегріві металу проводиться присадка в піч вапна, окаліни, залісної руди або оборотного лома. Кількість присадок не повинна приводити до надмірного охолодження металу. Присадки окаліни, залісної руди або оборотного лома повинні бути закінчені не пізніше, чим за 10 хвилин до початку випуску, присадки вапна в кількості не більш 2т - не пізніше, чим за 15 хвилин до випуску плавки.

При "холодному" ході процесу проводиться долівка чавуну в піч із наступною продувкою ванни. При недостатньому вмісті вуглецю в металі в момент закінчення продувки й нормальному нагріванні металу також допускається долівка чавуну в піч без наступної продувки ванни киснем, при цьому випуск плавки дозволяється робити не раніше чим через 5 хвилин після долівки чавуну. Долівка в обох випадках проводиться малими порціями в кількості, що не викликає перевантаження сталерозливного ковша.

Загальна кількість спущеного шлаку у періоди плавлення й доведення повинне бути не менш 0,5 чаші. Кількість шлаків на випуску з печі повинна бути не більш 2/3 чаші.

По ходу доведення плавки через кожні 10 хвилин на випуску відбираються проби металу для контролю вмісту вуглецю й марганцю. У пробах металу по розплавлюванню, у середині доведення й на випуску додатково контролюється вміст сірки, вміст інших елементів визначається по розсуду майстра. Десульфурація в період доведення повинна забезпечити регламентований вміст сірки для виплавлюваної марки сталі. При цьому в процесі десульфурації повинне бути вилучено не менш 40% сірки, що міститься в металі.

Безпосередньо перед випуском плавки відбирається проба шлаків для визначення вмісту закису заліза й основності.

Перед випуском плавки з печі повинні бути відомі результати аналізу всіх попередніх проб металу, відібраних через кожні 10 хвилин по ходу доведення.

По ходу доведення плавки проводиться безперервний контроль температури металу механізованими термопарами відповідно до інструкції з безперервного виміру температури рідкої сталі.

Основність шлаків перед випуском плавки усіх марок сталі рекомендується витримувати в межах 2,5-3,5. Допускається основність шлаків нижче зазначеної, але не менш:

- а) 2,5 - для конструкційної киплячої, напівспокійної й нестаріючої сталі;
- б) 2,2 - для рядової киплячої й напівспокійної й для всіх марок спокійної сталі.

Продувка ванни киснем повинна припинятися при вмісті вуглецю в металі не менш 0,07% - при виплавці сталі 08Ю и не менш 0,08% - при виплавці інших марок сталі. Допускається продувка металу до більш низького вмісту вуглецю, чим потрібно на випуску, за умови зняття надлишкової окисленості металу й шлаків шляхом продувки плавки в печі киснево - аргонними сумішами й чистим аргоном, а також шляхом уведення в піч або в ківш вуглецевмісних матеріалів.

Тривалість після продувального періоду (від кінця продувки до початку випуску) для сталі всіх марок повинна бути не менш 5 хвилин.

### **3.8.6 Розкислення**

Феросплави, що вводяться в ківш, повинні бути добре просушені під газовими пальниками, що працюють на природному або при його відсутності, коксовому газі.

Розкислення всіх марок киплячої, напівспокійної й нестаріючої сталі проводиться феромарганцем у ковші. Вміст кремнію у феромарганці повинен бути не більше 1,1%. Присадку феромарганцю в ківш роблять після наповнення ковша металом на 1/5 висоти й закінчують при наповненні його на 1/2 висоти.

Для зниження окисленості киплячої, нестаріючої й напівспокійної сталі з "киплячою" скоринкою зі вмістом вуглецю менш 0,08% рекомендується в ківш присаджувати сухий коксик крупністю шматків 0-25 мм. Присадка коксика проводиться на початку випуску плавки до присадки феромарганцю: частина необхідної кількості коксика дозволяється, якщо буде потреба, присаджувати відразу ж після присадки феромарганцю в ківш, але не пізніше, чим при наповненні ковша металом на 1/2 його висоти.

### **3.8.7 Випуск плавки**

Після випуску плавки напівспокійної сталі з "киплячою" скоринкою плавильний майстер видає вихідні дані для розкислення металу алюмінієвим дробом при його розливанні, враховуючи при цьому результати аналізу проб металу й шлаків на випуску, кількість і вигар розкислювачів.

Для зниження окисленості шлаку, зменшення його агресивного впливу на футеровку ковша при випуску сталі типу 08пс сідає сухий коксик при наповненні ковша металом на 0,5-1,5м нижче рівня, відповідного до моменту появи шлаків у ковші.

### **3.8.8 Зберігання й навантаження шлаків феромарганцю**

На шихтовому дворі шлаки феромарганцю вивантажується з вагонів в окремі бункери. Перемішування шлаків феромарганцю з іншими матеріалами не

допускається. У шихтовому дворі підтримується запас шлаків феромарганцю 40-60 тонн.

Встановлюється наступна схема навантаження шихти до мультного складу для двохванних печей :

металобрухт - 100-105 т (44 мульт);

вапно - 13-15т (7 мульт);

шлаки феромарганцю - 3-5т (1 мульт).

Шлаки феромарганцю вантажаться в крайню мульту на візку з вапном. Усі шихтові состави для двохванних печей повинні бути стандартними з вагою металобрухту 100-105 т. Кількість візків у складі повинне бути не менш 13.

## 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

### 4.1 Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників в пічному прольоті мартенівського цеху

Мартенівський цех відноситься до виробництва з підвищеною небезпекою. У процесі виплавки й розливання сталі металурги мають справу з рідким металом і шлаками, працюють в умовах підвищених температур. Важка фізична робота в безпосередній близькості від джерел тепла приводить до перегріву організму. У процесі підготовки матеріалів і печі до плавки, заливання чавуну в міксер і піч, випуск і розливання сталі супроводжується виділенням у робочу зону значної кількості пилу, променистої енергії, оксидів азоту й сірки й інших шкідливих факторів. Насиченість цеху електромостовими кранами, завалочними машинами й іншим електричним і механічним устаткуванням створює небезпеку механічної поразки й поразкою електричним струмом. Серйозну небезпеку представляють обертові механізми й механізми, що переміщаються. Продуктами плавки є сталь і шлаки, які зливаючись із печі являють собою вибухо- і пожежонебезпеку, створюють загазованість і збільшують тепловиділення.

При виплавці сталі в мартенівських печах виникають шкідливі виробничі фактори, які впливають на умови безпеки. До числа таких факторів відносять теплові й світлові випромінювання, виділення пилу й газу у виробниче приміщення, а також шум і вібрація.

Оцінка факторів виробничого середовища й трудового процесу на робочому місці сталевара мартенівського цеху наведено в табл. 3.2.

Висновки: 1. Як видно з таблиці, відповідно до гігієнічної класифікації праці на умови праці сталевара мартенівського цеху найбільший вплив оказують такі фактори, як пил і теплове випромінювання (III ступінь шкідливості і небезпеки).

2. Згідно [14] відповідно до показників і критеріїв умов роботи сталевара, пов'язаних з негативним впливом на здоров'я, надаються щорічні додаткові відпустки працівникам тривалістю до 12 днів.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого середовища й трудового процесу на робочому місці сталевара

№ п/п	Фактори виробничого середовища й трудового процесу	Нормативне значення (ПДК)	Фактичне значення	III клас шкідливі й небезпечні умови й характер праці			Тривалість дії факторів за зміну, %
				I міра	II міра	III міра	
1	Пил фіброгенної дії, мг/м <sup>3</sup>	4	143	-		35,8р	80
2	Шкідливі хім. речовини, мг/м <sup>3</sup>						
	1 клас: хром	0,01	0,036				30
	нікель	0,05	0,125		3,6р		30
	марганець	0,05	0,2		2,5р		25
	бенз(а)пирен	0,00015	0,00026		4р		35
	2 клас: мідь	1,0	1,15	1,7р			25
	3-4 клас: CO	20,0	80	1,15р			80
	SO <sub>2</sub>	10,0	37,5	4р			75
	NO	5,0	29,5	3,75р	5,9р		70
3	Вібрація, дБ	92	106		5		100
4	Шум, дБ	80	79	9	-	-	80
5	Мікроклімат у приміщенні (у теплий період)						
	- температура повітря, °C	27	40	-	-	13°C	80
	- швидкість повітря, м/с	0,5	0,8	1,6р	-	-	80
	- відносна вологість повітря, %	70	40-50	-	-		80
	- інфрачервоне випромінювання, Вт/м <sup>2</sup>	140	2000-5000	-	-	5000	80
6	Вага праці - категорії Пб Напруженість праці - помірковано - напружений						

3. Робота сталевара по енерговитратах відноситься до категорії Пб - середньої ваги.

Відповідно до класифікації [15] переважними на виробничих ділянках мартенівського цеху, діють наступні небезпечні виробничі фактори:

- залізничний і автомобільний транспорт, що пересувається, вантажопідйомні крани й завалочні машини, що рухаються, чавуновозні, мультівні, сталерозливні, шлакові состави;

- переміщувані вантажі, що рухаються, частини механічного встаткування;

- наявність рідкого чавуну, рідких продуктів плавки й розпечених злитків, що розлітаються, краплі металу й шлаків;

- висока напруга ( до 380 В);

- стиснене повітря, газоподібний кисень і аргон;
- запыленість робочої зони в місці перевантаження сипучих матеріалів;

Вплив пилу на організм залежить від його складу і походження. Нетоксичний пил дратує шкіру, очі й уші. Дисперсність пилу впливає на його поведження. Чим вище дисперсність пилу, тим легше і швидше вона проникає в організм людини. При вдиханні в легені людини попадають пилоподібні частки розміром 0,01-10 мкм; частки розміром 0,01 мкм видихаються назад з повітрям; частки розміром 5- 10 мкм осідають у носоглотці [16].

#### **4.2 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища мартенівського цеху**

Для запобігання травмування робітників відстань від підлоги робочої площадки до нижньої частини рами завалочної машини повинна бути встановлена не менше 600 мм, а від засіків з заправними матеріалами – не менше 400 мм. Ходові колеса машини завалення необхідно захистити кожухом з зазором між рейками і кожухом не більше 10 мм. Завалочні машини треба обладнати звуковою сигналізацією і гальмами миттєвої дії. Щоб уникнути вибухів, завантаження вологих матеріалів у розплавлену ванну не допускається. Для просушування руди і бокситу слід влаштовувати сушильні установки. З метою безпеки при подачі состава з чавуном ковшами вперед укладач або зчіплювач повинен знаходитися попереду состава. Швидкість руху состава не повинна перевищувати 4 км/год. Щоб уникнути розбризкування чавуну при його зливі до печі, зливний бочок має бути розташований нижче верхнього краю ковша на 100...150 мм, а також очищати його від скрапу і своєчасно ремонтувати.

Для створення безпечних і сприятливих умов праці ширину задньої площадки печі приймають не менше 2,5 м. Захист робітників від тепловипромінювання задньої стінки печі здійснюють теплоекранами, які охолоджуються водою. Застосовують з'ємні огороження. Пульти управління печами розташовують між колонами пічного прольоту проти печей і забезпечують провітрюванням. Для захисту від тепловипромінювання вікна

пультів склять товстим склом, товщиною 10...15 мм. Відбір проб металу з печі необхідно проводити сухою ложкою через гляділку при закритому вікні. Довжина ручки повинна бути не менше трьох метрів. Не допускається відбір проби з печі під час кантування газу. Перед взяттям проби, ложка просушується протягом 15...30 с в глядальці, потім шлакується і після цього відбирається проба металу.

Перед відкриттям льотки сталевар зобов'язаний подати сигнал, який попереджає про випуск плавки. Для запобігання вибухів і викидів металу, футеровку жолобів і ковшів ретельно просушують і прогрівають.

При виконанні робіт необхідно користуватися необхідною формою спецодягу. Приступаючи до роботи, необхідно бути акуратно одягненим і взутим, спецодяг повинен бути застібнута на всі гудзики. Сталевар, підручний сталевара – в суконний одяг, вачагі, черевики, каску (брюки поверх взуття, куртка поверх штанів, волосся прибране під головний убір). Майстер - в суконний одяг, рукавиці, черевики, каску. В залежності від виконуваної роботи і місця роботи, необхідно користуватися засобами індивідуального захисту (ЗІЗ) - окуляри (сині від інфрачервоного випромінювання, білі – від потрапляння пилу), біруші (від шуму), безклапанний респіратор «Пелюстка», протигази (від пилу, шкідливих речовин), каска, вачагі (для захисту від контакту з нагрітими поверхнями).

Для захисту від впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильного цеху, застосовують протишумові вкладиші з матеріалу ФПП-Ш. Ці вкладиші («Беруші») розраховані на користування протягом одного дня. Застосовують шумозахисні навушники.

Захист від шуму та вібрації в цеху складається в забезпеченні належної щільності повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів. Особливу роль у ліквідації впливу шуму і вібрації грають автоматизація і механізація процесів.

Від електричного струму захищають гумові рукавиці, гумовий килимок, вся металева поверхня цеху повинна бути заземлена.

Від інфрачервоного випромінювання у цеху на робочому місці сталевара потрібно передбачити теплозахисні водоохолоджувальні екрани, які



встановлюють у стінок і зводів печей, рам робочих вікон, біля сталерозливних канав.

Теплозахисний екран дозволяє локалізувати джерело променистої теплоти, зменшити опромінення на робочих місцях і знизити температуру поверхонь, що оточують робоче місце.

### **4.3 Заходи з електробезпеки**

При впливі електричного струму виникають електротравми - електричний удар, опік. Електричний удар можливий при зіткненні з струмопровідними частинами устаткування. Опік обумовлений електричною дугою, що супроводжує комутаційні процеси в електричних колах.

Внутріщєхову електричну мережу виконують ізольованими проводами або кабелем із захисною оболонкою, яка по механічній міцності й стійкості до впливів навколишнього середовища відповідає умовам експлуатації.

Для освітлювальної мережі загального освітлення допускається напруга не вище 250 В. У приміщеннях з підвищеною небезпекою й особливо небезпечних для світильників місцевого й ремонтного освітлення й для ручного інструмента напруга не повинна перевищувати 36 В.

Відстань по вертикалі й горизонталі від проводів до землі, транспортних шляхів, будинків і інших об'єктів нормують. Також нормовані найменші припустимі перетини проводів за умовами механічної міцності й попередження обриву їх.

Для захисту від дотику здійснюють недоступне розташування струмоведучих частин (на висоті, під підлогою або приховано в стінах). Мінімальна висота підвісу голих проводів 3,5 м (якщо не потрібна більша висота через можливість зачіпання їх якими-небудь предметами із землі або проїжджаючим транспортом); найменша припустима відстань до працюючих при напрузі 15 кВ - 0,7 м, а 220 кВ - 3 м.

Голі струмоведучі частини, до яких можливий дотик людей, надійно обгороджують у всіх випадках, коли напруга перевищує 65 В в приміщеннях без

підвищеної небезпеки, 36 В – у приміщеннях з підвищеною небезпекою. При напрузі більше 250 В захищають не тільки голі, але й ізольовані струмоведучі частини. Електричне устаткування офарблюють у встановлені кольори. Це має не тільки розпізнавальне й естетичне значення; фарбування відіграє певну захисну роль, тому що завдяки своїм ізолюючим властивостям при аваріях устаткування виключає небезпеку утвору електричного кола через тіло працівника або знижує її.

У якості захисної ізоляції можна застосовувати покривні лаки, що електроізолюють, плівки, емалеві й олійні фарби [17].

#### **4.4 Заходи пожежної безпеки**

Мартенівський цех відноситься до пожежонебезпечної категорії Г, тому що виробництво пов'язане з обробкою матеріалів у гарячому й розплавленому стані променистого тепла й полум'я; як паливо використовується газоподібне паливо [18].

Будівля цеху виконана з вогнестійких матеріалів: сталь, залізобетон. По вогнестійкості конструкцій цех відноситься до II ступеня [19].

Основними джерелами запалення є:

- мартенівська піч;
- злив чавуну в піч і сталі з печі;
- розливання сталі по виливницям.

Для обмеження поширення вогню використовують неспаленні матеріали (азбест, спеціальна вата). У місцях уведення газопроводів у підвальні приміщення будівлі мартенівського цеху встановлюють дренажні пристосування, що запобігають проникненню газу в ці приміщення.

Місце розташування пожежного депо - чотири кілометри від цеху.

Зовнішнє пожежогасіння об'єктів мартенівського цеху передбачається від кільцевої мережі й протипожежного водопроводу, на якій установлюються пожежні гідранти. Розрахункова витрата води на пожежогасіння – 40л/с, при кількості одночасних пожеж – 1 пожежа. Автоматичні установки аерозольного пожежогасіння й порошкового пожежогасіння модульного типу (АУП)

призначені для виявлення вогнища пожежі, подачі сигналу про пожежу в приміщенні чергового персоналу, подачі й розподілу речовини в приміщеннях, що захищаються, локалізації й ліквідації пожежі в початковій стадії.

Для евакуації людей у випадку виникнення пожежі в мартенівському цеху передбачені евакуаційні шляхи. Швидкість руху людей при змушеній евакуації дорівнює 16 м/хв [20]. Припустима довжина шляхів евакуації не більше 100 м.

У якості технічних засобів виявлення пожежі в приміщеннях цеху, що захищаються, встановлюються теплові пожежні сповіщувачі й димові сповіщувачі наступних марок: З-2000-СМК. Дані сповіщувачі встановлені в приміщенні мартенівського цеху під покриттям (перекриттям), на стінах і інших будівельних конструкціях таким чином, щоб досягти максимальної дальності виявлення пожежі і площі, контрольованої одним пожежним сповіщувачем.

Біля зовнішніх виходів передбачаються ручні пожежні сповіщувачі наступної марки: Болидипр-513-3А (ручний пожеже сповіщувач). Їх встановлюють на висоті 1,5 м від рівня підлоги або землі в досяжних місцях.

Установка пожежної сигналізації призначена для виявлення пожежі, видачі звукового світлового сигналів про спрацьовування пожежних сповіщувачів.

## **4.5 Технічні рішення виробничої санітарії**

### **4.5.1 Опалення та вентиляція цеху**

Внаслідок виділення великої кількості надлишкового тепла в мартенівському цеху потрібен значний повітрообмін, особливо в літню пору [21].

Таке розміщення отворів (рис. 4.1) необхідно для того, щоб збільшити повітрообмін улітку (шляхом відкривання обох рядів отворів), а взимку, закривши нижні прорізи, зменшити його й забезпечити підігрівши вступника за рахунок тепла приміщення перш ніж він дійде до робочих місць.

Значення прийнятих припустимих (оптимальних) параметрів повітряного середовища в робочій зоні пічного прольоту мартенівського цеху наведено в табл. 4.2.

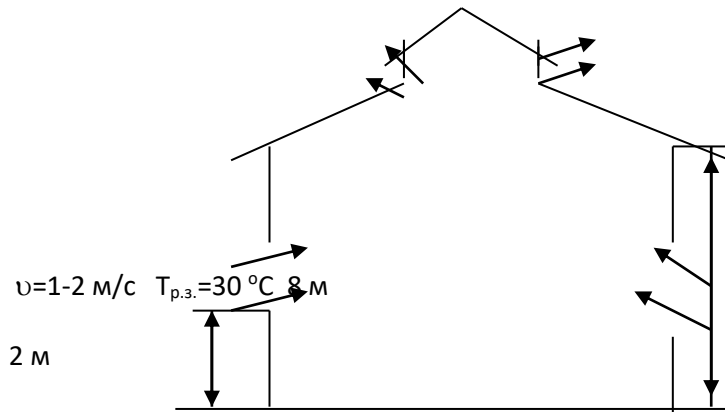


Рисунок 4.1 – Схема аерації мартенівського цеху

Таблиця 4.2 – Значення прийнятих припустимих (оптимальних) параметрів повітряного середовища в робочій зоні пічного прольоту мартенівського цеху

Характеристика промислових приміщень при підвищеному тепловиділенню	Категорія роботи з важкості	Період року (теплий, холодний) На постійних робочих місцях			Температура повітря поза постійними робочими місцями, °C
		$t_{\text{повітря}}, ^\circ\text{C}$	Відносна вологість, %	Швидкість руху повітря, м/с	
		Більше 23 Вт/м <sup>2</sup>	Важка-3	15-26(18-20) 13-19(16-18)	

#### 4.5.2 Освітлення виробничих приміщень

Для створення природної освітленості в будівлі мартенівського цеху є світлові прольоти в стінах. Площа віконних прольотів складає 20 % стосовно площі підлоги. Нормативне значення коефіцієнта природної освітленості складає 1% [22].

Згідно [22] роботи в мартенівському цеху відносять до VIII розряду зорової роботи, до підрозділу А. У цеху застосовується бічне й верхнє освітлення.

Для штучного освітлення в мартенівському цеху застосовуються лампи накалювання потужністю 750 і 500 Вт. Для бічного освітлення - 80 шт. (750 Вт); для верхнього освітлення - 80 шт. (500 Вт).

Коефіцієнт запасу світильників залежно від запиленості дорівнює 1,7 [22].

Особливістю в цеху є наявність у поле зору працюючих саме предметів, що освітлюються, (полум'я, розплавленого і нагрітого металу і шлаку). Яскравість нагрітого металу складає 71500-112000 нт. Умови роботи вимагають розглядання світних поверхонь для спостереження за ходом процесу, визначення на око температури, якості металу і шлаку й іншого.

Тому, необхідно створювати визначену яскравість поля адаптації (тобто забезпечити визначений рівень освітленості навколишніх предметів).

Освітленість території прийнята до 5 лк. Електропостачання освітлювальних установок намічається від проєктованих джерел 380/220В, цеху. Коефіцієнт запасу світильників у залежності від запиленості дорівнює 1,7 [22].

Відповідно до норм робота з матеріалами, що світяться, і з виробами в гарячих цехах найменший розмір об'єкта для розрізнення складає більш 0,5 мм. Коефіцієнт природної освітленості при комбінованому висвітленні  $E_H = 2,7 \%$ , при звичайному освітленні  $E_H = 0,9 \%$  [22].

#### **4.5.3 Санітарно-побутові приміщення**

Велике значення для нормалізації роботи персоналу мартенівського цеху в умовах значних тепловиделень має раціональний режим праці і відпочинку, що включає регламентований відпочинок, улаштування кімнат відпочинку з подачею кондиціонованого повітря, а також водянні процедури - напівдуші, обмивання, обтирання [23].

Період безупинного виконання операцій в умовах надлишкового тепла не більш 10 хв. Після 2-ї години роботи встановлюється 15-ти хвилинна перерва, що повинна проходити в кімнаті відпочинку.

Для забезпечення адаптації до умов роботи в перші 2-3 тижні молоді робітники, а також робітники після перенесених захворювань і після відпустки повинні виконувати роботу легкої і середньої ваги з поступовим збільшенням навантаження. Обов'язкові 8-10 хв. перерви на відпочинок.

Кімнати відпочинку обладнуються в герметичному, звукоізольованому (рівень шуму не більш 50 дБ) приміщенні з кондиціонуванням повітря,

установками-автоматами ОМ-1 для проведення оксигенопрофілактики, напівдушем, кріслами для прийняття зручної для розслаблення м'язів пози.

Поряд з технологічними, планувальними, технічними й іншими заходами щодо зниження інтенсивності впливу виробничих факторів велика увага приділяється заходам для підвищення опірності організму працюючих їхній дії. Зазначені міри здійснюються в рамках медико-санітарного обслуговування працюючих і включають:

- а) медичні огляди (попередні при надходженні на роботу, і періодичні - протягом терміну трудової діяльності) працюючих у шкідливих умовах;
- б) використання лікувально-профілактичного харчування;
- в) використання адаптогенів, лікарських засобів природного походження з метою патогенетичної профілактики несприятливої дії факторів виробничого середовища.

Для підтримки вітамінного балансу в організмі робітників мартенівського цеху рекомендується вітамінізований напій на чайній основі, молочнокислі напої. Питні пункти повинні бути розташовані поблизу робочих місць. Їжа працюючих повинна бути різноманітною, багатою вітамінами.

Для підвищення опірності організму до контрастних температур, простудним і іншим захворюванням рекомендується відвідування оздоровчого комплексу: водяні процедури (сауна-басейн-душа-обтирання), інгаляторій, фізіотерапевтичний кабінет і ін.

#### **4.5.4 Індивідуальні засоби захисту**

При неможливості технічними засобами забезпечити припустимий рівень шкідливості і небезпек на виробництві, використовуються засоби індивідуального захисту - спецодяг, спецвзуття, для захисту голови, очей, рук [24, 25].

Залежно від призначення передбачаються такі:

- від опіків - рукавиці сукняні, брезентові, комбіновані зі шкіри;
- від теплових випромінювань, іскор і бризків металу - повсякденний капелюх, захисна каска з підшоломником, каски текстолітові або з полікарбонату, взуття

шкіряна спеціально для працюючих у гарячих цехах. Щиток теплозахисний сталевара, з окулярами, що додаються до нього, зі світлофільтрами, маски захисні із прозорим екраном, окуляри захисні, козирькові зі світлофільтрами. Для захисту ніг від теплового випромінювання, іскор і бризків розплавленого металу, контакту з нагрітими поверхнями - взуття шкіряне спеціально для працюючих у гарячих цехах;

- від шуму застосовують беруші;
- від пилу для захисту органів подиху працюючих служить респіратор (пелюсток).

Спецодяг повинен мати захисні властивості, які включають можливість нагрівання її внутрішніх поверхонь на якій-небудь ділянці до температури 40<sup>0</sup>С у відповідність із класифікацією [26].

#### **4.5.5 Виробничий шум, виробнича вібрація**

Рівень шуму у мартенівському цеху не перевищує 80 дБ, що не вище ПДР шуму відповідно до [27, 28], тому не передбачаються спеціальні будівельні рішення, конструкції й устаткування. Шум може викликати загальнобіологічні зміни, функціональні розлади, механічні ушкодження, що ведуть до виникнення професійних захворювань - приглухуватості, розриву барабанної перетинки (при рівні 120-140 дБ), зміні серцево-судинної системи, порушенню функцій шлунка.

Шум виникає при русі, ударі, терті деталей машин і механізмів, при русі пару, газу, при горінні газу, а також при миттєвому змінненні інтенсивності виділення тепла.

Для зниження шуму в приміщенні мартенівського цеху, передбачені наступні заходи:

- для зниження рівня шуму печі ізольовані в спеціальних укриттях, що дозволяє знизити рівень шуму поблизу технологічного устаткування;
- вентоустаткування розміщується в окремих приміщеннях і поза будівлею цеху;
- вентилятори встановлюються на віброізолюючих підставах приєднаних до повітропроводів через гнучкі вставки;

- застосування звукобірних матеріалів на стінах;
- використання індивідуальних засобів захисту (спеціальні шоломи й антифони, що мають спеціальну конструкцію (протишум-підшоломник і заглушки чашки).

Систематичний вплив вібрації на людину викликає вібраційну хворобу (неврит) із втратою працездатності, при якій настають зміни в серцево-судинній, нервовій і кістково-мускульній системах. Супроводжуються такими ознаками: механічні коливання, робота кранів і допоміжних машин, виникаюча при русі транспортних засобів або составів.

Гранично припустимі рівні віброшвидкості в активних смугах і відповідні їм величини на робочих місцях сталеварів мартенівського цеху наведено в табл. 4.3.

Таблиця 4.3 – Гранично припустимі рівні віброшвидкості в активних смугах (дБ) відносно  $5 \cdot 10^{-6}$  см/с і відповідні їм величини (см/с) на робочих місцях

Сектор вібрації в октавних смугах зі середньгеометричними й граничними частотами, Гц	Віброшвидкості, ДБ	Віброшвидкості, см/с
125(90-180)	97	0,35

Вібрація в мартенівському цеху біля печі виникає під дією внутрішніх або зовнішніх динамічних сил, викликаних поганим балансуванням обертових частин і частин машин, що рухаються, неточністю взаємодії окремих деталей вузлів, ударними процесами технологічного характеру, нерівномірною робочим навантаженням машин, рухом техніки по нерівності дороги [29].

#### 4.6 Інженерна розробка мер захисту від надлишкового тепла

Для захисту робітників від теплового випромінювання пропонується встановити тепловідвідні екран на двохванній печі. Він складається з короба, розділеного перегородкою на дві порожнини. Вода надходить у зовнішню порожнину, нагрівається на 5 - 6<sup>0</sup>С і перетікає через вікно в нижній частині



перегородки в порожнину, що піддаються опроміненню. У цій порожнині є лабіринтові ребра, внаслідок чого швидкість води зростає. При цьому збільшується коефіцієнт тепловіддачі від екрана до води і, отже, зростає поглинання тепла. Товщина екрана становить 50 ... 120мм в залежності від величини опромінення, розміри екрана 1 x 1,5 x 2 м [30].

Тепловідбивний екран являє собою порожнисті зварні плити із сталевих листів товщиною 5мм і більше, в яких циркулює механічна вода і повітряно-водяна суміш.

Для стін печі основна частка енергії випромінюється на ділянці спектру  $\lambda = 3,5 - 12\text{мкм}$ . Шар води 20мм поглинає випромінювання, починаючи з  $\lambda = 1,5\text{мкм}$ . Площа перерізу зливної труби на 40% більше живильної. У разі перебоїв в подачі води плита екрану залишається заповненою, а відкритий злив забезпечує вихід пара.

Екран встановлюють в зоні завалочних і оглядових вікон на відстані 500 ... 600мм від гарячої поверхні, в результаті чого теплопередача конвекцією в робочу зону значно знижується. Теплопередавальні екранування поверхні печей повинно забезпечувати температуру зовнішньої поверхні екрану не вище 30 ... 35 ° С в робочій зоні і 40 ... 45 ° С поза робочою зоною.

Розрахунок тепловідводного екрану для захисту від теплового випромінювання робітників у пічному прольоті біля бокової стінки печі температурою 180 °С. Стінка виконана з вогнетривкої цегли.

Матеріал екрану - оцинкована сталь.

Температура проточної води 18 °С.

Температуру екрану приймемо 35 °С.

Кількість тепла, переданого випромінюванням 1м<sup>2</sup> гарячої стінки воді,  
Вт/м<sup>2</sup>

$$q_{и} = \varepsilon_{np} \times C_0 \left[ \left( \frac{T_1}{100} \right)^4 - \left( \frac{T_2}{100} \right)^4 \right], \quad (4.1)$$

де  $\varepsilon_{np}$  - приведена ступінь чорноти;

$C_0$  - коефіцієнт випромінюванні абсолютно чорного тіла, рівний  $5,67 \text{ Вт/м}^2\text{К}^4$  [17];

$T$  - температура гарячої стінки, К (з урахуванням зростання її при екранування на 30 ... 40%).

$$T_1 = 180 \cdot 1,3 + 273 = 507 \text{ К}$$

$T_2$  - температура стінки екрану,  $T_2 = 308 \text{ К}$ .

$$\varepsilon_{np} = \frac{1}{1/\varepsilon_1 + 1/\varepsilon_2 - 1}, \quad (4.2)$$

де  $\varepsilon_1$  і  $\varepsilon_2$  - ступінь чорноти відповідно гарячої стінки і сталевого листа екрану,  $\varepsilon_1 = 0,85$ ,  $\varepsilon_2 = 0,276$

$$\varepsilon_{np} = \frac{1}{1/0,85 + 1/0,276 - 1} = 0,262 \quad (4.3)$$

$$q_u = 5,67 \times 0,262 \times \left[ \left( \frac{507}{100} \right)^4 - \left( \frac{308}{100} \right)^4 \right] = 847,8 \text{ Вт/м}^2 \quad (4.4)$$

$$q_u = 847,8 \times 0,001 \times 3600 \times \frac{1}{4,186} = 729,1 \text{ ккал/м}^2\text{ч} = 847,9 \text{ Вт/м}^2 \quad (4.5)$$

Необхідну кількість води на екран, кг/г:

$$G = \frac{aq_u f}{C(t_{yx} \times t_n)}, \quad (4.6)$$

де  $a$  - коефіцієнт поглинання інфрачервоних променів матеріалів екрану і водою,  $a = 0,9$ ;

$q$  - кількість тепла передане з  $1 \text{ м}^2$  гарячої стінці до води,  $\text{Вт/м}^2$ ;

$f$  - площа екрану,  $\text{м}^2$ ,  $f = 2 \times 1,5 = 3,0 \text{ м}^2$ ;

$t$  - температура води, що тече (не більше  $35 \text{ }^\circ\text{C}$ ), приймаємо  $t = 33 \text{ }^\circ\text{C}$ ;

$t$  - температура виробничої води, приймаємо  $t = 18 \text{ }^\circ\text{C}$ .

тобто:

$$G = \frac{0,9 \times 732 \times 3}{0,98 \times (33 - 18)} = 134 \text{ кг/год.} \quad (4.7)$$

Тепловідвідний екран вимагає постійного догляду: періодичної чистки коробів від мулу і постійного спостереження за напором води

## ВИСНОВКИ

На базі отриманих дослідним шляхом даних, розроблена нова технологія по переробці низькомарганцевого чавуну у двохванному сталеплавильному агрегаті із застосуванням фіксованого шлаку феромарганцю, який забезпечує поліпшений хід шлакоутворення й дозволяє знизити витрати вапна, марганецьвмісних феросплавів без погіршення інших технологічних показників плавки і якості сталі.

За результатами досліджень встановлене:

- при застосуванні шлаків виробництва феромарганцю в завалку знижується витрата вапна (вапняку) на плавку без погіршення якості пічного шлаку. Основність пічного шлаку і ступінь десульфурації металу в доведення на дослідних плавках не нижче, чим на порівняльних.
- застосування шлаків виробництва феромарганцю в доведення дозволило одержати вміст марганцю в металі перед випуском дослідних плавок на 0,02% вище, чим на порівняльних.
- застосування на ДСА-1 однієї мульди (у середньому 3 т) шлаків виробництва феромарганцю в завалку з одночасним зниженням витрати вапна не погіршує якість пічного шлаку;
- ступінь десульфурації практично однакова (35,0% проти 37,5% на порівняльних плавках);
- застосування підвищеної витрати шлаків феромарганцю (6 т/плавку) не відбилося на технологічних параметрах плавки, однак привело до загушення пічного шлаку у другій половині доведення.

У результаті порівняльного аналізу отриманих у ході роботи даних по витраті вапна, рідкого чавуну, феромарганцю, зміні основності шлаків по ходу доведення, хімічний склад шлаків, вміст у шлаках сірки, оксиду марганцю, ступеню десульфурації, вмісту марганцю в металі перед випуском, представленого в таблицях і на діаграмах, показана доцільність застосування даної технології на підприємствах чорної металургії.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
2. Смірнов О. М., Зборщик О. М. Позапічне рафінування чавуну і сталі : навчальний посібник. Донецьк : Ноулідж, 2013. 179 с.
3. Ефименко Е.Ф., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. Киев: Высшая школа, 1981. 595 с.
4. Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ : Пороги, 2001. 334 с.
5. Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів. Навч. посібник. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2011. 90 с.
6. Атаманюк В.В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Кондор, 2006. 528 с.
7. Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: Навч. посібник. Київ : ІЗМН, 1996. 392 с.
8. Харлашин П.С. Методичні вказівки до самостійної роботи студентів з дисципліни «Фізико-хімічні основи виробництва чистих металів». Маріуполь : ДВНЗ «ПДТУ», 2009. 14 с.
9. Харлашин П.С., Єршов Г.С., Тарасов В.П., Скребцов О.М., Роянов В.А., Сударев В.П. Металургия (проблеми, теорія, технологія, якість): Підручник. Донецьк : ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.
10. Выплавка стали в двухванной печи. Технологическая инструкция ТИ 226-СТ.М-02-01 Комбината «Запорожсталь». Запорожье, 2010. 44с.
11. Выплавка стали в мартеновских печах. Технологическая инструкция ТИ 226-СТ.М-01-03 Комбината «Запорожсталь». Запорожье, 2010. 88с.
12. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».

13. ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.
14. СНиП 2.01.02-85\*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85\* ) (СНиП 2.01.02-85\*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
15. ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
16. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
17. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.