

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

другий (магістерський)

(рівень вищої освіти)

на тему Особливості технології виплавки сталі Гадфільда

Виконав: студент II курсу, групи 8.1362-мчм-3
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія чорних металів

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації

(код і назва спеціалізації)

А.В.Фісун

(ініціали та прізвище)

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

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

Рецензент доц., к.т.н., доц. Явтушенко А.В.

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

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

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

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

« 07 » 05 20 23 року

З А В Д А Н Н Я



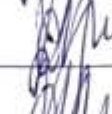

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Фісун Анні Вадимівні

(прізвище, ім'я, по батькові)

- 1 Тема роботи (проєкту) Особливості технології виплавки сталі Гадфільда
 керівник роботи Прутцьков Дмитро Володимирович, д.х.н., проф.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
 затверджені наказом ЗНУ від « 09 » жовтня 2023 року № 1581-с
- 2 Строк подання студентом роботи 10.12.2023
- 3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологічні особливості виплавки високомарганцевої сталі марки 110Г13Л
- 4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат; вступ; Загальна характеристика сталі Гадфільда; Розрахунок сталі 110Г13Л, що виплавляється в дуговій печі з основним футеруванням методом повного окислення; Дослідження технології виплавки сталі Гадфільда; Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання; Додаток А
- 5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) _____ креслень

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Загальна характеристика сталі Гадфільда	Прутцьков Д.В., професор		
Розрахунок сталі 110Г13Л, що виплавляється в дуговій печі з основним футеруванням методом повного окислення	Прутцьков Д.В., професор		
Дослідження технології виплавки сталі Гадфільда	Прутцьков Д.В., професор		
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	21.11-25.11.2023	
2	Загальна характеристика сталі Гадфільда	26.11-30.11.2023	
3	Розрахунок сталі 110Г13Л, що виплавляється в дуговій печі з основним футеруванням методом повного окислення	01.12-04.12.2023	
4	Дослідження технології виплавки сталі Гадфільда	05.12-08.12.2023	
5	Охорона праці та техногенна безпека	09.12-10.12.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання	10.12.2023	

Студент  (підпис) А.В.Фісун (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) Д.В.Прутцьков (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) Ю.О.Белоконь (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 100 с., 33 табл., 10 рис., 1 дод., 24 джерела

СТАЛЬ ГАДФІЛЬДА, ДУГОВА ПІЧ, МЕХАНІЧНІ ВЛАСТИВОСТІ,
МОДИФІКУВАННЯ, ШЛАК, ВИСОКОМАРГАНЦЕВА СТАЛЬ, ДИСПЕРСНІ
МАТЕРІАЛИ

Об'єкт дослідження – технологічні особливості виплавки сталі Гадфільда.

Предмет дослідження – закономірності і механізми фізико-хімічних процесів
виплавки сталі марки 110Г13Л.

Мета роботи – розробка і дослідження технології виплавки сталі марки
110Г13Л.

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

Наукова новизна:

1. При дослідженні виплавки сталі 110Г13Л випробувані розкислювальні та
рафінуючі суміші, нанодисперсні модифікатори, новий склад глиноземовмісного
флюсу, вплив добавок лантану та алюмінію.

Практичне значення:

1. Розроблені нові рішення в технології виплавки високомарганцевої сталі
110Г13Л.

У розділі «Загальна характеристика сталі Гадфільда» представлено історичні
передумови створення сталі Гадфільда, розглянуто механічні властивості сталі
110Г13Л.

У розділі «Розрахунок сталі 110Г13Л, що виплавляється в дуговій печі з
основним футеруванням методом повного окислення» проведений розрахунок
сталі Гадфільда з урахуванням складу шихти та шлакоутворюючих матеріалів,
періоду плавлення, окислювального та відновлювального періодів.

У розділі «Дослідження технології виплавки сталі Гадфільда» розглянуто удосконалення технології виплавки сталі 110Г13Л у кислих та основних дугових електропечах із застосуванням дисперсних матеріалів; досліджено нанодисперсне модифікування сталі 110Г13Л; досліджені склади шлаків при виплавці сталі Гадфільда; розглянуті особливості випуску з печі і розливки високомарганцевої сталі типу 110Г13Л та наведений вплив малих добавок лантану та алюмінію на щільність сталі 110Г13Л.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проаналізовано основні питання охорони праці та техногенної безпеки в умовах проведення досліджень в умовах електросталеплавильного цеху.

Розроблена технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в електросталеплавильних цехах України.

Зміст

Вступ.....	8
1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛІ ГАДФІЛЬДА.....	10
1.1 Історичні передумови створення сталі Гадфільда	10
1.2 Механічні властивості сталі 110Г13Л.....	13
2 РОЗРАХУНОК СТАЛІ 110Г13Л, ЩО ВИПЛАВЛЯЄТЬСЯ В ДУГОВІЙ ПЕЧІ 3 ОСНОВНИМ ФУТЕРУВАННЯМ МЕТОДОМ ПОВНОГО ОКИСЛЕННЯ.....	21
2.1 Склад шихти та шлакоутворюючих матеріалів	21
2.2 Період плавлення шихти	24
2.3 Окислювальний період плавки	30
2.4 Відновлювальний період плавки	37
3 ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПЛАВКИ СТАЛІ ГАДФІЛЬДА.....	54
3.1 Удосконалення технології виплавки сталі 110Г13Л у кислих та основних дугових електропечах із застосуванням дисперсних матеріалів.....	54
3.2 Нанодисперсне модифікування сталі 110Г13Л.....	59
3.3 Дослідження складів шлаків при виплавці сталі Гадфільда.....	64
3.4 Особливості випуску з печі і розливки високомарганцевої сталі типу 110Г13Л.....	69
3.5 Вплив малих добавок лантану та алюмінію на щільність сталі 110Г13Л.....	73
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	79
4.1 Основні шкідливості та небезпеки в електросталеплавильному цеху	79
4.2 Технічні рішення щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів	82
4.3 Виробнича санітарія та об'ємно-планувальні рішення будівель та споруд цеху	85
4.4 Опалення та вентиляція	85
4.5 Освітлення виробничих приміщень	86
4.6 Санітарно-побутові приміщення	87
4.7 Заходи пожежної безпеки.....	87
4.8 Електробезпека	89

Висновки	91
Перелік джерел посилання	93
Додаток А Публікації за темою кваліфікаційної роботи	96

Вступ

Зношування деталей машин взагалі є складним процесом. Типові випадки: звичайне тертя ковзання та абразивне зношування. У першому випадку метал наклепується з поверхні, тому зносостійкість суттєво залежить від здатності металу наклепуватись. У другому випадку, коли частинки металу вириваються з поверхні, зносостійкість визначається твердістю та опором відриву. Зносостійкість може бути підвищена хіміко-термічною обробкою.

Для таких деталей застосовують зносостійкі сталі.

До таких сталей відносять високомарганцеву литу сталь, аустенітного класу, марки 110Г13Л.

110Г13Л, містить близько 1% С (вуглецю) і 12-13% Mn (марганцю), іноді таку сталь позначають як Г13Л (1,1% З; 3% Mn; 0,5% Si). Літера Л означає, що сталь лита.

Сталь 110Г13Л має високу зносостійкість.

Структура цієї сталі після лиття складається з аустеніту і надлишкових карбідів $(Fe, Mn)_3C$, що виділяються по межах зерен, карбіди знижують в'язкість і міцність сталі. Тому литі вироби піддають гарту до 1100 °С і з охолодженням у воді. При такому нагріванні розчиняються карбіди, і сталь після загартування набуває більш стійкої аустенітної структури з твердістю за Брінеллем НВ=180-220

Характерною особливістю аустеніту в умовах значних тисків та ударних навантажень є його підвищена схильність до наклепу. При деформації на 60-70% твердість сталі 110Г13Л, збільшується до НВ 500, що пояснюється великими спотвореннями кристалічних ґрат, дробленням блоків мозаїки та утворенням структури мартенситу в поверхневих шарах.

Під впливом навантажень ця сталь ставала все твердіше і твердіше.

І саме самозміцнення послужило широкому поширенню марганцовистої сталі.

Завдяки високій зносостійкості марганцовистої сталі її почали застосовувати для виготовлення тих деталей, які в процесі експлуатації стираються при значному

питому тиску - рейкових хрестовин, щік дробарок, куль кульових млинів, гусеничних траків і т.п.

Області застосування сталі 110Г13Л:

Футерівка млинова. Для грубого подрібнення застосовують ребристі, для тонкого – прямі або хвилясті плити. Сухарі, грати, клини використовуються для створення повністю замкнутого простору в млині, а також виготовляються з 110Г13Л.

Плити, щоки, броні дробарок. З 110Г13Л виготовляються частини дробильного обладнання, що швидко зношуються: плити, щоки, броні, конуса дробарок.

Екскаратори. На ескараторах типу ЕКГ, ЕШ, що працюють у кар'єрах добувної промисловості, найбільш зношуються і найбільш затребуваними запасними частинами є зуби ковша, кромки ріжучі, стінки, гусеничні траки.

Ножі (ріжучі кромки) відвалу. На бульдозерах, грейдерах використовуються ножі, що зношуються (бокові, центральні). На навантажувачах деталі, що зношується, є зуби ковша.

1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛІ ГАДФІЛЬДА

1.1 Історичні передумови створення сталі Гадфільда

Сталь Гадфільда - сталь (11-14,5% Mn, 0,9-1,3% C) з високим опором зношування (стирання) при великих тисках або ударних навантаженнях, так само для неї характерна висока пластичність.

Запропонована у 1882 році англійським металургом Р. Гадфільдом (англ. Robert Hadfield). Позначення марки сталі відповідно до ГОСТ 977-88 - 110Г13Л. Сталь Гадфільда сильно наклепується при ударних навантаженнях. З неї виготовляють траки гусениць танків, тракторів, машин, щіки дробарок, рейкові хрестовини, стрілочні переклади, що працюють в умовах ударних навантажень та стирання, а також - віконні ґрати у в'язницях, які неможливо перепилити. Виливки зі сталі рідко піддаються додаткової обробки, так як вона погано обробляється різанням через наклеп поверхні в процесі різання.

Є думка, що сталь Гадфільда стала першою легованою сталлю масового виробництва.

З листової сталі Гадфільда були виготовлені піхотні шоломи (Helmet, steel, Mark I), прийняті на озброєння британської армії в 1915 році, і американської армії в 1917 під позначенням M1917, широко застосовувалися зазначеними сторонами в роки Першої світової війни - загальна кількість шоломів цього типу перевищило 7,5 млн екземплярів. В армії США в 1942 був прийнятий шолом M1 з немагнітної сталі Гадфільда, який прослужив у сухопутних військах і корпусі морської піхоти аж до початку 1980-х років.

Застосування Гадфільда сталі для виготовлення траків танкових гусениць вперше було освоєно британською фірмою «Віккерс» наприкінці 1920-х років. Зазначена сталь дозволила значно збільшити ресурс гусениць танків із 500 км пробігу (рекорд періоду Першої світової війни) до 4800 км.

У СРСР виплавку сталі Гадфільда освоїли до 1936 року.

Застосування сталі Гадфільда виготовлення решіток у в'язницях стало, мабуть, самим знущальним прийомом проти ув'язнених. Навіть маючи пилу по

металу, перепиляти такі ґрати неможливо, оскільки в процесі різання відбувається сильна наклеп оброблюваної поверхні, і як наслідок – зміцнення, збільшення твердості до твердості пилки, що ріже її, і вище. Цей фактор і зумовлює неможливість перепиляти ґрати, виготовлені із сталі Гадфільда.

Сталь 110Г13Л (Сталь Гадфільда) відноситься до зносостійких (з високим опором зношування при великих лещатах або ударних навантаженнях) ливарним сталям аустенітного класу. Запропонована у 1882 році англійським металургом Р. Гадфільдом. Позначення марки сталі відповідно до ГОСТ 2176-77 (ГОСТ 977-88) – 110Г13Л. Сталь Гадфільда сильно наклепується за ударних навантажень. Виливки зі сталі рідко піддаються додатковій обробки, оскільки вона погано обробляється різанням через наклеп поверхні в процесі різання.

Марка	110Г13Л
Класифікація	Сталь для виливків легована з особливими властивостями
Доповнення	Сталь має високий опір до знесення при одночасному впливі високих тисків або ударних навантажень.
Застосування	Корпуси вихрових та кульових млинів, щоки та конуса дробарок, зуби та передні стінки ківшів екскаваторів, залізничні хрестовини та ін. важко навантажені деталі, що працюють під дією статичних та високих динамічних навантажень і від яких потрібна висока зносостійкість. Сталь аустенітного класу.
Закордонні аналоги	J91109, GX120Mn13 та ін.

Хімічний склад (ГОСТ 2167)

Хімічний елемент	%
Кремній (Si)	0.80-1.00
Мідь (Cu), не більше	0.30
Марганець (Mn)	11.5-15.0
Вуглець (C)	0.90-1.4
Нікель (Ni), не більше	1.00
Фосфор (P), не більше	0.12
Хром (Cr), не більше	1.00
Сірка (S), не більше	0.050

Механічні властивості

$t_{\text{випробування}}, ^\circ\text{C}$	$\sigma_{0.2}$ МПа	$\sigma_{\text{в}}$ МПа	δ %
+20	360-380	654-830	34-53

Літера Л наприкінці сталі означає, що вона ливарна.

Леговані сталі застосовуються дуже широко. Їх використання обумовлено, як правило, тими властивостями, які надають їм спеціально додані легуючі елементи.

Леговані сталі, залежно від домішок та його кількості, мають різну структуру, визначальну як їх властивості, а й класифікацію легованої сталі різні структурні класи.

У міру збільшення вмісту легуючих елементів стійкість аустеніту в перлітній ділянці зростає, а температурна область мартенситного перетворення знижується. Леговані сталі аустенітного класу мають знижену температуру розпаду аустеніту – він зберігається навіть за кімнатної температури. Для них збільшення вмісту вуглецю та легуючих елементів забезпечує зсув праворуч на область перлітного розпаду, а також знижує мартенситну точку, переводячи її на область негативних температур.

Марганець вводять у сталі як технологічну добавку для підвищення ступеня їхнього розкислення та усунення шкідливого впливу сірки. Марганець вважається технологічною домішкою, якщо його зміст не перевищує 0,8% і істотного впливу на властивості сталі не надає. Якщо марганцю більше 1%, він розглядається як легуючий елемент.

Високомарганцевиста аустенітна сталь 110Г13Л, або сталь Гадфільда, є найбільш поширеною зносостійкою сталлю. Вибір марганцю обумовлений тим, що марганець збільшує ударну в'язкість, розширює аустенітну область, сприяє розкисленню тощо. Введення його в сталь, дає можливість утворення марганцевого аустеніту, який має високу здатність до наклепів у процесі холодної пластичної деформації. Як правило, відношення Mn:C має бути не менше 10. Завдяки високому вмісту вуглецю та марганцю сталь 110Г13Л має відносно стійку аустенітну структуру. Висока зносостійкість сталі 110Г13Л пояснюється тим, що в процесі наклепу аустеніт у верхній кулі перетворюється на мартенсит. У міру зношування цієї кулі, мартенсит утворюється в наступній кулі і т.д.

Головною перевагою сталі 110Г13Л є те, що в ній зносостійкість при ударному навантаженні поєднується з високою пластичністю та в'язкістю, властивою аустеніту.

Аустеніт – одна із структурних складових залізвуглецевих сплавів, твердий розчин вуглецю (до 2%) та легуючих елементів у γ -залізі. Аустеніт отримав назву

на ім'я англійського вченого У. Робертса-Остена (1843-1902). Кристалічні грати – куб із центрованими гранями. Аустеніт немагнітний, щільність його більша, ніж інших структурних складових сталі. У вуглецевих сталях та чавунах аустеніт стійкий вище 723°C. У процесі охолодження сталі аустеніт перетворюється на інші структурні складові. У залізовуглецевих сплавах, що містять нікель, марганець, хром у значних кількостях, аустеніт може повністю зберегтися після охолодження до кімнатної температури (наприклад, хромонікелеві нержавіючі сталі). Залежно від складу сталі та умов охолодження аустеніт може зберегтися частично у вуглецевих або легованих сталях.

Сталь 110Г13Л застосовується для виготовлення зубів ковшів екскаватора та інших деталей, що працюють при великих лещатах та ударних навантаженнях, наприклад: траки гусениць танків, тракторів, машин, щоки дробарок, рейкові крестовини, стрілочні переведення, що працюють в умовах ударних навантажень та стирання, а також - віконні грати у в'язницях, які неможливо перепилити.

1.2 Механічні властивості сталі 110Г13Л

Отримання виробів з високою довговічністю та підвищеною зносостійкістю – одне з основних завдань, поставлених перед чорною металургією сьогодні. Тому велике значення набувають дослідження зі створення нових сплавів та розробки нових прогресивних методів обробки сплавів та легування. Одним із напрямів підвищення ефективності ливарного виробництва та конкурентоспроможності одержуваних виливків є покращення їх якості при зниженні собівартості. Це вимагає розробки нових та вдосконалення відомих технологій, що дозволяють отримувати більш стабільні результати, що забезпечують отримання виливків із заданими властивостями. Однак використання даних методів не дозволяє забезпечити необхідну якість виливків, за розмірно-геометричною точністю, чистотою поверхні та структурною однорідністю. Завданням цієї роботи було спробувати виявити природу великої ударної в'язкості сталі 110Г13Л. Незважаючи на велику кількість робіт, присвячених сталі, немає ще єдиної теорії самозміцнення

її при ударному навантаженні. На думку ряду авторів, велику роль у зміцненні сталі 110Г13Л грає подрібнення блоків та мікронапруги. Висока в'язкість аустеніту поряд з достатньою міцністю та зносостійкістю робить сталь 110Г13Л незамінним матеріалом для деталей, що працюють на знос та удар одночасно. Зі сталі 110Г13Л виготовляють черпаки екскаваторів, траки гусениць тракторів, трамвайні хрестовини, деталі каменедробарок та інші деталі. У цих деталях тертя супроводжується ударами та великими тисками. При абразивному зносі, коли тиск і, отже, наклеп відсутні, сталь 110Г13Л не має істотних переваг щодо зносостійкості перед іншими сталями такої ж твердості.

Залежно від складу та методів обробки, сталь Гадфільда має різні фізичні та механічні властивості. Діяльність Давидова Н.Г. описуються механічні властивості сталі 110Г13Л. Ми вважаємо, що вивчення властивості сталі допоможуть нам дізнатися якнайбільше про її природу для подальшого поліпшення механічних та фізичних якостей. Ударна в'язкість є однією з найважливіших характеристик надійності виливків з високомарганцевої сталі. Однак суттєвим недоліком у як критерію для оцінки здатності сталі чинити опір руйнуванню при ударних або значних статичних навантаженнях є відсутність її вихідної величини, мінімально достатньої для судження про придатність виливків до експлуатації при позитивній і особливо негативній температурі.

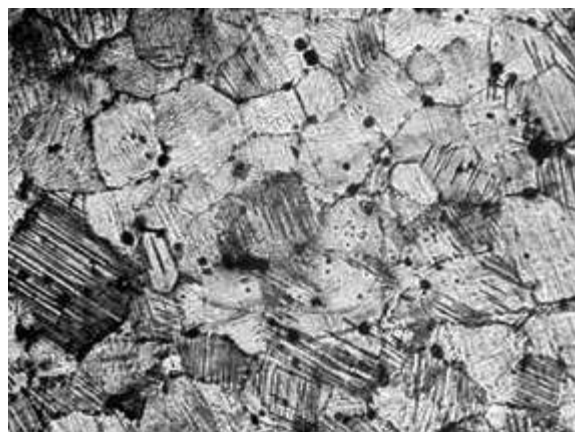


Рисунок 1.1 – Мікроструктура сталі 110Г13Л

У роботі застосовано методику випробувань на металографію із сталі 110Г13Л після досліджуваних видів термообробки. Отримані в різних умовах

поверхні випробовуються при різноманітних поєднаннях удару та тертя, при дії статичного навантаження.

Вивченню перетворень та його особливостей у сплавах системи Fe-Mn присвячено велику кількість робіт. У сплавах, що містять 10-14,5% Mn, з аустеніту утворюється як феромагнітний α -мартенсит (ОЦК), так і парамагнітний ϵ -мартенсит (ГПУ).

У 1929 р. при рентгенографічному дослідженні кристалічної структури залізомарганцевих сплавів, що містять від 11,8% до 29,3% Mn, крім α , Шмідт виявив ще одну мартенситну фазу з гексагональною щільно упакованою решіткою, яку позначив ϵ -фазою або ϵ . Він же показав, що зі збільшенням вмісту марганцю в гетерогенній області спостерігається безперервна зміна кристалічних параметрів і відношення осей ϵ -мартенситу практично не залежить від вмісту марганцю і дорівнює 1,604 (для ідеальної ГПУ решітки $\alpha=1,633$). Це дозволило Шмідту стверджувати, що нова фаза є твердим розчином і утворюється з аустеніту по механізму зсуву без зміни концентрації марганцю в твердому розчині.

У сплавах з 10-20% Mn при кімнатній температурі існують одночасно три фази: α , ϵ і γ , що суперечить правилу Гіббса, за яким у системі, що знаходиться в рівновазі, число фаз не повинно перевищувати двох, але для нестабільних фаз правило Гіббса не застосовується

Модель фазового перетворення $\gamma \rightarrow \epsilon \rightarrow \alpha$ була розроблена А. Венейблсом, стосовно корозійностійких сталей, в яких ці фазові переходи протікають при деформації. Відповідно до цієї схеми, в процесі першого зсуву відбувається зміщення кожної другої площини (111) в напрямку [211] на відстань. Другий зсув полягає у зміщенні площин (112) в напрямку [110], що призводить до переходу ГПУ грати в ОЦК, у співвідношеннях Курдюмова-Закса.

Орієнтування кристалічних решіток ϵ - та γ -фаз при мартенситному $\gamma \rightarrow \epsilon$ перетворення теоретично розраховані Нішіяма, підтвержені на моно- та полікристалічних зразках залізомарганцевих сплавів рентгенографічно І. Парром, Л.І. Лисаковим, Б.І. Ніколіним та при електронно-мікроскопічному дослідженні на просет тонких фольг сплаву Г20.

У сплавах з 12,6% Mn $\gamma \rightarrow \epsilon$ і $\epsilon \rightarrow \alpha$ прямі перетворення не розрізняються за температурою, але в сплавах із вмістом марганцю більше 12,6% як при нагріванні, так і при охолодженні відбуваються два мартенситні перетворення, що протікають з протилежними об'ємними ефектами, і в сплаві з 13,75% Mn можна визначити температури початку $\gamma \rightarrow \epsilon$ (165°C) та $\epsilon \rightarrow \alpha$ (150°C).

Марганець у кількості 9,0—15,0% (межі, зазвичай, допускаються при виплавці сталі 110Г13Л) менш помітно впливає властивості сталі, ніж вуглець У деяких роботах наводяться дані про підвищення зносостійкості марганцевої сталі 110Г13Л в експлуатаційних умовах при зменшенні концентрації марганцю 9,0-11,0% (ця сталь містила до 1,0% Cr і до 0,5% Ni).

Ніобійвмісна високомарганцева сталь Гадфільда з різним вмістом вуглецю показала сприятливий вплив підвищеної концентрації вуглецю (до 2,0%) на цю сталь.

Інші елементи - сірку, фосфор, кремній - з метою покращення зносостійкості необхідно підтримувати на мінімально можливому рівні.

З досліджень професора Ю. А. Шульте, видно, що зниження вмісту фосфору в сталі 110Г13Л до 0,06% і нижче проти звичайних 0,11-0,12% істотно підвищує.

Механічна полірування (окис хрому) та хімічне травлення в азотно-спиртовому реактиві. Зйомка на металографічному мікроскопі Neophot-21 за допомогою цифрового фотоапарата (x167). Середній розмір зерна аустеніту становить близько 99,23 мкм. При цьому для контролю макроструктури металу зубів ковшів кар'єрних екскаваторів та інших відповідальних деталей прийнято п'ятибальну шкалу:

бал 1 - зерно дрібне; транскристалізація відсутня; макроструктура хороша(а);

бал 2 - зерно в основному дрібне та середнє; окремі великі зерна займають у центральній частині зламу зразка трохи більше 20-25% площі; транскристалізації не спостерігається; макроструктура задовільна (б);

бал 3 - зерно середнє та велике; спостерігається транскристалізація, крупнозернистість та транскристалізація займають не більше 50% площі зламу зразка: макроструктура гранично допустима (в);

бал 4 - зерно дуже велике; явно виражена транскристалічна будова металу; крупнозернистість і транскристалізація займають понад 50% площі зламу зразка; мікроструктура зразка явно незадовільна (г);

бал 5 - технологічний приплив (зразок) уражений наскрізною транскристалізацією; макроструктура виливки явно незадовільна (д).

Як відомо, із зменшенням величини мікро- та макрозерна високомарганцевої сталі різко покращуються її механічні властивості, холодостійкість, зростає тріщиностійкість та зносостійкість. Розмір аустенітного зерна виливків можна оцінювати за ГОСТ 5639-65 (бали 1-5 шкали 3). Мікрозерно високомарганцевої сталі має бути дрібним, але допускається і середнє (бали 2-4). Межі зерен не повинні бути потовщеними та надто різкими.

Ударна в'язкість зразків, вимір яких проводилися на маятниковому копрі, становить 21,0.

За даними ж експлуатації виливків зі сталі 110Г13Л в умовах Норильська, для деталей, що працюють в режимі ударно-абразивного зносу, мінімальна величина у.в. повинна становити при позитивній температурі не менше 150 Дж/см² [15(кгс·м)/см²], а при -40°C не нижче 80 Дж/см² [8(кгс·м)/см²]. Якщо ж виливки призначаються до експлуатації в умовах переважного стирання, величину у.в. при зазначених температурах можна допустити нижчу: 80 та 50 Дж/см² [8 та 5 (кгс·м)/см²] відповідно. Ми вважаємо, що потрібно прийняти у. при позитивній температурі 120-220 Дж/см² [16-22(кгс·м)/см²].

На підставі вивчення літературних даних та результатів випробування зразків на у.в. великої кількості плавок Давидова Н.Г. пропонується наступна емпірична формула для наближеного визначення у. сталі в залежності від ряду факторів:

$$\alpha_H = 36 - 3,3[C] - 3 - 400[P]^2 - 0,4B^2 - 0,08 \cdot (\Sigma MnO, FeO)^2 + 25[Ti]^2 + 0,2(t - 20)$$

де [C]-концентрація вуглецю в металі, %; [P]-вміст у металі фосфору, %; Б-бал зерна металу виливки за п'ятибальною системою згідно з Давидовим Н.Г. та Дахно Г.Д.; $\Sigma MnO, FeO$ -сумарний вміст у шлаку перед випуском плавки закису

заліза та закису марганцю, %; [Ti]-залишкова концентрація сталі титану, %; t -температура випробування зразків, °C.

Ця формула має сенс за таких умов: вміст вуглецю в металі обмежено межами 0,9-1,5%; концентрація фосфору сталі повинні бути не вище 0,15%; сумарний вміст FeO та MnO у шлаку не перевищує 10%; залишкова концентрація титану в металі становить не більше 0,15-0,2%; випробування зразків на удар виробляють при температурах 20°C та від 0 до -50°C; карбіди у структурі металу відсутні; засміченість сталі неметалевими включеннями незначна.

Середня величина відхилення у.д., обчисленої за пропонованою формулою, фактично отриманої при випробуванні 273 плавок сталі склала при 20°C близько 23%, а при -40°C-близько 28%. Ця формула застосовна тільки за певних умов концентрації компонентів у сплаві, тому ми вважаємо, що її можна застосовувати тільки для наближеного підрахунку у.д. [1]

Мікротвердість, виміряна за допомогою мікротвердоміра ПМТ-3, становить 2684 МПа.

Вихідна твердість високомарганцевої сталі залежить, головним чином, від вмісту в ній вуглецю та залишкових карбідів і становить після термічної обробки HB 179-230. При експлуатації виливків під впливом динамічних чи значних питомих статичних навантажень відбувається зміцнення (наклеп) їх робочих поверхонь, у результаті твердість металу підвищується до HB 500 і більше. Отже, в цьому випадку твердість є мірилом сприйнятливості до поверхневого зміцнення. З підвищенням твердості металу виливків їхня зносостійкість покращується.

Спостереження свідчать про те, що чим дрібнішим було зерно металу зубів ковшів кар'єрних екскаваторів ЕКГ-8, тим швидше відбувалася наклеп їхніх робочих поверхонь. У цьому початкова твердість сталі залежить від величини аустенітного зерна. Контроль сталі 110Г13Л на твердість здійснюють у виробничих умовах головним чином для оцінки правильності проведення термічної обробки виливків (повноти розчинення карбідів). Основним видом шлюбу високомарганцевих виливків є гарячі та холодні тріщини і зазвичай вони

становлять понад 77% загальної кількості шлюбу. Тріщини у виливках із сталі 110Г13Л можуть мати форму надривів, вони можуть бути наскрізними та ненаскрізними, різної глибини, форми та протяжності [2].

Ми вважаємо, на тріщиноутворення високомарганцевої сталі значний вплив надають найрізноманітніші фактори: хімічний склад (особливо вміст фосфору, вуглецю та кремнію), ступінь розкислення, температура та швидкість розливання за формами, кількість, природа, форма та характер розташування неметалічних включень, умови кристалізації, величина аустенітного зерна, температура виливків у момент їх вибивання з форм, режим термічної обробки та ін.

А.Г. Ковальов та І.П. Дзига вказують, що значна частина таких виливків, як броні конусних дробарок, біла молоткових дробарок та зуби ковшів екскаваторів, у складних умовах абразивного зношування, динамічних та статичних навантажень виходила з ладу передчасно через появу тріщин і, як правило, у початковий період експлуатації. При цьому джерелами зародження тріщин служили залишкові карбіди, фосфідна евтектика, оксиди марганцю та різні ливарні дефекти (газові, усадкові та шлакові раковини та спаї). Чим вище температура розливання сталі за формами, тим більше часу метал знаходиться в рідкому стані, що веде до збільшення кількості мікропорів на межах його зерен. З цих причин межзеренні кордону високомарганцевої сталі часто бути площинами найбільшої слабину, у яких відбувається зародження тріщин.

Н.Г. Давидов вважає, тріщини на виливках можуть з'явитися при передчасному їх вибиванні форм через різкого перепаду температур виливків і навколишнього середовища. У цьому випадку у виливках виникають великі внутрішні напруги (через низьку теплопровідність високомарганцевої сталі та значного лінійного розширення). Р.З. Кац пропонує проводити вибивання високомарганцевих виливків з форм тільки після того, як температура найбільш нагрітих перерізів знизиться до 400 °С. Визначення оптимальної тривалості витримки у формі сердечників залізничних хрестовин з метою їх вибивання при температурі 400 °С дозволило знизити брак по тріщинах в рази.

За даними В.П. Тункова, виливки з високо-марганцевої сталі слід вибивати при температурі не вище 450° С. Досліди, проведені М. М. Нюренбергом та ін., показали, що при вибиванні виливків дренажних черпак масою 2780 кг зі стінкою товщиною 40-160 мм через 15 год після заливання на всіх виливках утворюються холодні тріщини. При вибиванні через 30 год тріщин взагалі не утворюється. З досліджень та виробничих спостережень Н.Г. Давидовим було встановлено, що для виливків із сталі 110Г13Л простої та середньої складності тривалість їх витримки у формі з моменту заливання і до початку вибивання орієнтовно можна визначати з наступного виразу (у годинах):

$$\tau = (2,5 + 0,075 \delta) K,$$

де δ - переважна товщина стінки виливки, мм; K — коефіцієнт, що враховує температуру металу, що заливається у форму (при температурі заливки 1400°С $K=1$; при 1400—1450°С $K=1,1$; при 1445—1465°С $K = 1,15$; при температурі 1465°С $K = 1,25$). У середньому час остигання високомарганцевих виливків має бути в 2-2,5 рази більше в порівнянні з виливками з вуглецевих сталей приблизно рівної маси, ступеня складності та товщини. Проаналізувавши наявні роботи з дослідження впливу різних факторів на тріщиноутворення високомарганцевої сталі, Н.Г. Давидов з'ясував, що досі поки що не розроблено загальноприйнятої надійної та досить простої методики для оцінки її тріщиностійкості.

В даний час не існує єдиної методики випробування високомарганцевої сталі на зносостійкість, що пояснюється як різноманіттям видів її зносу, так і малою кількістю відповідних досліджень. Провівши дослідження, вивчивши літературу сталі 110Г13Л, ми помітили, що, хоч і проводилися досить великі дослідження і є вже значні результати, що механічні властивості сталі можна поліпшити з допомогою зміни температури загартування.

2 РОЗРАХУНОК СТАЛІ 110Г13Л, ЩО ВИПЛАВЛЯЄТЬСЯ В ДУГОВІЙ ПЕЧІ З ОСНОВНИМ ФУТЕРУВАННЯМ МЕТОДОМ ПОВНОГО ОКИСЛЕННЯ

2.1 Склад шихти та шлакоутворюючих матеріалів

Хімічний склад сталі, що виплавляється за ГОСТ 977-88, %: 0,90-1,50 С; 11,50-15,00 Мп; 0,30-1,00 Si, не більше: 1,00 Cr; 1,00 Ni; 0,12 P; 0,05 S. При плавці з окисленням (на свіжій шихті) шихту складають з розрахунку отримання вмісту вуглецю по розплавленню на 0,3% вище нижньої межі, заданої при виплавці високовуглецевих сталей (з вмістом 0,6% вуглецю і більше), і на 0,4% вище заданого при виплавці середньо-і низьковуглецевих сталей. Щоб поєднати видалення частини фосфору з плавленням шихти, у завалку рекомендується давати 2-3% вапна та 1,0-1,5% залізної руди [13]. Дані про хімічний склад шихтових та шлакоутворюючих матеріалів наведено в табл. 2.1 та 2.2.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад шихтових матеріалів

Найменування компонентів	Масова частка складових, %							
	C	Si	Mn	Al	P	S	Fe	Зола
Вуглецевий брухт	0,30	0,30	0,30	-	0,05	0,05	99,00	-
Феромарганець	6,00	2,00	75,00	-	0,30	0,03	16,67	-
Феросиліцій 75%-й	0,12	75,00	0,40	2,50	0,04	0,03	21,91	-
Алюміній		-	-	98,00	-	-	2,00	-
Феросиліцій 45%-й	0,15	45,00	0,50	1,00	0,03	0,02	53,30	-
Електродний бій	99,00		-	-	-	-	-	1,0

Однак наведені вище рекомендації щодо вибору вмісту вуглецю в шихті мають загальний характер і для сталі марки 110Г13Л неприйнятні, оскільки значна частина вуглецю буде внесена при легуванні сталі феромарганцем у відновлювальний період плавки. Кількість вуглецю, що вноситься феромарганцем, можна оцінити за допомогою попереднього розрахунку. Для цього складемо балансове рівняння

Таблиця 2.2 – Склад шлакоутворювальних матеріалів, %

Найменування компонентів	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P ₂ O ₅	CO ₂	H ₂ O	S	Cr ₂ O ₃
Вапно свіжо-обпалене	92,00	3,30	2,50	1,00	0,60	-	0,10	0,20	0,20	0,10	
Залізна руда	0,10	0,30	6,25	2,50	90,00	-	0,15	-	0,70	-	-
Плавииковий шпат	0,40	-	3,10	0,20	0,80	95,0	-	0,30	-	0,20	-
Пісок	-	-	97,00	1,00	2,00	-	-	-	-	-	-
Магнезитохроміт	2,00	66,00	6,50	4,00	11,50	-	-	-	-	-	10,0
Магнезит	3,50	90,25	3,45	0,80	2,00	-	-	-	-	-	-
Шамот	0,70	0,30	62,00	35,00	2,00	-	-	-	-	-	-
Зола електродів	11,80	-	56,50	31,70							

$$Q\{[Mn]_к - [Mn]_н = x\{[Mn]_ф - [Mn]_к + [Mn]_ф \cdot [Mn]_к \cdot U_ф / 100 - [Mn]_ф \cdot U_ф / 100\},$$

де x - кількість феромарганцю, що вводиться, кг;

Q - Вихідна маса рідкого металу, кг (приймаємо $Q = 109$ кг);

$[Mn]_н$, $[Mn]_к$, $[Mn]_ф$ - вміст марганцю відповідно у вихідному (до присадки феромарганця) металі (можна прийняти середній марочний вміст 0,10-0,15%), після легування марганцем та у феромарганці, % ;

$U_ф$ - чад марганцю (приймаємо 5%).

Підставляючи прийняті значення, отримаємо

$$x = \frac{100(13,25 - 0,1)}{75[1 + \frac{5}{100} \cdot (\frac{13,25}{100} - 1)] - 13,25} = 22,45 \text{ кг.}$$

З рівняння отримаємо

$$x = Q\{[Mn]_к - [Mn]_н / [Mn]_ф \{1 + (U_ф / 100) \cdot ([Mn]_к / 100 - 1)\} - [Mn]_к.$$

За рахунок цього феромарганцю буде внесено $22,45 \cdot 6 / 100 = 1,35$ кг (%) вуглецю.

Таким чином, кількість 75% вуглецевого феромарганцю, що вводиться,

практично забезпечує необхідний вміст вуглецю в металі. Отже, вміст вуглецю на початку відновлювального періоду плавки має перевищувати 0,10-0,12%. У зв'язку з цим технологічний процес виплавки сталі 110Г13Л методом окислення зводиться до наступних етапів:

- 1) виплавка низьковуглецевого розплаву;
- 2) розкислення та легування отриманого металу;
- 3) остаточне розкислення сталі.

Для отримання низьковуглецевого розплаву в шихті має міститися надмірна кількість вуглецю, що забезпечує активне кипіння розплаву в період окиснення. Цей надлишок повинен становити 0,3-0,5% (приймаємо 0,4%), тобто в шихті повинно утримуватися $0,1+0,4 = 0,5\%$ вуглецю.

У вуглецевому брухті (див. табл. 2.1) міститься лише 0,3% вуглецю. Недостатню кількість вуглецю можна заповнити коксом, чавуном або електродним боєм. У нашому розрахунку в якості вуглецевмісної добавки використовуємо електродний бій.

Визначимо вміст в шихті електродного бою. Приймаємо, що засвоєння вуглецю з електродного бою становить 60% [11].

$$100(0,10+0,40)=(100-x)\cdot 0,3+99\cdot 0,6x,$$

$$x = \frac{50 - 30}{59,4 - 0,3} = 0,338 \text{ кг.}$$

Таким чином, у шихті використовують сталевий брухт ($100-0,338 = 99,662$ кг) та електродний бій (0,338 кг). Дані про елементи, внесені шихтовими компонентами, наведені в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Кількість елементів, що вносяться шихтовими матеріалами, кг

Найменування компонентів	Маса	Внесені елементи					
		C	Mn	Si	P	S	Fe
Вуглецевий брухт	99,662	0,299	0,299	0,299	0,050	0,050	98,665
Електродний бій	0,338	0,201	-	-	-	-	-
<i>Разом</i>	100,00	0,500	0,299	0,299	0,050	0,050	98,66

2.2 Період плавлення шихти

Під час плавлення в піч завантажується 2,5% вапна (від маси садки), 0,5% шамотного бою і 1,2% залізної руди. У цей період окислюються такі елементи: кремній - на 70%, марганець - на 50-60% (прийнято 60%). При нормальному веденні процесу під час розплавлення шихти повинно піти в шлак не менше 50% фосфору, що знаходився в ній. Можна сприйняти, що сірка під час плавлення не видаляється.

Поряд з зневуглицюванням сталі залізною рудою відбувається процес навуглицювання її вуглецем електродів. Приймаємо, що сумарний вміст вуглецю сталі за час розплавлення знижується на 15%. Чад заліза в період плавлення становить 2-3% (приймаємо 2,5%). Можна вважати, що 85% заліза, що окислюється, випаровується в зоні електричних дуг, а 15% переходить у шлак. Співвідношення між FeO та Fe₂O₃ у шлаку становить 2-4 (приймаємо 4). Отже, якщо (FeO)/(Fe₂O₃)=4 і (FeO)+(Fe₂O₃)=15, то FeO=12%, а Fe₂O₃=3. У перерахунку тільки на оксиди заліза, що перейшли в шлак, це складе для FeO $12 \cdot 100 / 15 = 80\%$, а для Fe₂O₃ - $3 \cdot 100 / 15 = 20\%$. Підсумкові дані окислювальних процесів періоду плавлення наведені в табл. 2.4.

У статтях витрати кисню необхідно враховувати його розчинення в металевій ванні. За даними А.М.Левіна, залежність концентрації кисню в металі від концентрації вуглецю описується рівнянням

$$[O] = (0,00275 + 0,00764[C]) / [C]. \quad (2.1)$$

Вміст вуглецю в металі становить $0,425 - 100 / 97,392 = 0,436\%$, а вміст кисню згідно з виразом (2.1) дорівнює

$$[O] = (0,00275 + 0,00764 \cdot 0,436) / 0,436 = 0,014\%.$$

Таким чином, загальна потреба у кисні становить $1,446 + 96,903 \cdot 0,014 / 100 = 1,460$ кг. Введена залізняка містить $1,2 \cdot 0,90 = 1,080$ кг Fe₂O₃. Можна визнати, що з цієї кількості 10% Fe₂O₃ залишається в шлаку [11]. Тоді в шлак з руди перейде $1,080 \cdot 0,1 = 0,108$ кг Fe₂O₃. Ця кількість кисню бере участь в окислювальних процесах.

Таблиця 2.4 – Витрата кисню на окислення елементів, кількість металу та оксидів, що утворилися, в період плавлення, кг

Елемент	Надійшло	Окислилося	Залишилось у сталі	Потрібно		Утворилося оксиду
				FeO	O ₂	
Вуглець	0,500	$0,5 \cdot 0,15 = 0,075$	0,425	$0,075 \cdot \frac{72}{12} = 0,450$	$0,075 \cdot \frac{16}{12} = 0,100$	CO (в газ) $0,075 + 0,1 = 0,175$
Марганець	0,299	$0,299 \cdot 0,6 = 0,179$	0,120	$0,179 \cdot \frac{72}{55} = 0,234$	0,052	MnO (в шлак) 0,231
Кремній	0,299	$0,299 \cdot 0,7 = 0,209$	0,090	$0,209 \cdot \frac{144}{28} = 1,075$	0,239	SiO ₂ (в шлак) 0,448
Фосфор	0,050	$0,050 \cdot 0,6 = 0,030$	0,020	$0,03 \cdot \frac{360}{62} = 0,174$	0,039	Fe ₂ O ₃ (в шлак) 0,069
Сірка	0,050	-	0,050	-	-	-
Залізо	98,665	$98,665 \cdot 0,025 = 2,467$	96,198	-	При окисненні до (FeO) $2,467 \cdot 0,15 \cdot 0,8 \cdot \frac{6}{56} = 0,085$ При окисненні до (Fe ₂ O ₃) $2,467 \cdot 0,15 \cdot 0,2 \cdot \frac{4}{112} = 0,032$ При окисненні до {Fe ₂ O ₃ } $2,467 \cdot 0,85 \cdot \frac{48}{112} = 0,899$	FeO (у шлак) $2,467 \cdot 0,15 \cdot 0,8 \cdot \frac{72}{56} = 0,38$ Fe ₂ O ₃ (у шлак) $2,467 \cdot 0,15 \cdot 0,2 \cdot \frac{160}{112} = 0,106$ Fe ₂ O ₃ (в дим) $2,467 \cdot 0,85 \cdot \frac{160}{112} = 2,996$
Разом	99,863	2,960	96,903	1,933	1,446	4,406

Недостатня кількість кисню надійде з атмосфери печі (з метою інтенсифікації процесу електроплавки в період плавлення і окисний період можна використовувати продування металу киснем) $1,460 - 0,292 = 1,168$ кг. З киснем з атмосфери надійде азоту $1,168 \cdot \frac{77}{23} = 3,910$ кг. Отже, на окислювальні процеси печі знадобиться повітря $1,168 + 3,910 = 5,078$ кг.

Склад металу після розплавлення наведено у табл. 2.5.

Шлак періоду плавлення

У шлак періоду плавлення надійде:

- **З металу:** 0,231 кг MnO, 0,448 кг SiO₂; 0,069 кг P₂O₅; 0,381 кг FeO; 0,106 кг Fe₂O₃. Разом – 1,235 кг.

Таблиця 2.5 – Склад металу після розплавлення

Елемент	Кількість	
	кг	%
Вуглець	0,425	0,435
Марганець	0,120	0,123
Кремній	0,090	0,092
Фосфор	0,020	0,021
Сірка	0,050	0,051
Кисень	$96,903 \cdot 0,014 / 100 = 0,014$	0,015
Залізо	$96,198 + 0,680 = 96,878$	99,263
<i>Разом</i>	97,597	100,00

• **З вапном** (витрата вапна 2,5 кг), кг:

CaO	$2,5 \cdot 0,92 = 2,300$
MgO	$2,5 \cdot 0,033 = 0,083$
SiO ₂	$2,5 \cdot 0,025 = 0,063$
Al ₂ O ₃	$2,5 \cdot 0,01 = 0,025$
Fe ₂ O ₃	$2,5 \cdot 0,006 = 0,015$
P ₂ O ₅	$2,5 \cdot 0,001 = 0,002$
<u>S</u>	<u>$2,5 \cdot 0,001 = 0,002$</u>
<i>Разом</i>	2,490

Крім того, з вапном надійде, кг:

CO ₂	$2,5 \cdot 0,002 = 0,005$
<u>H₂O</u>	<u>$2,5 \cdot 0,002 = 0,005$</u>
<i>Разом</i>	0,010

• **Із залізною рудою** (кількість руди 1,2 кг), кг:

CaO	$1,2 \cdot 0,001 = 0,001$
MgO	$1,2 \cdot 0,003 = 0,004$
SiO ₂	$1,2 \cdot 0,0625 = 0,075$
Al ₂ O ₃	$1,2 \cdot 0,025 = 0,030$
P ₂ O ₅	$1,2 \cdot 0,0015 = 0,002$
Fe ₂ O ₃	$1,2 \cdot 0,90 \cdot 0,10 = 0,108$ (90% Fe ₂ O ₃ руди витрачається на окислення домішок)

$$\underline{\text{Fe}_2\text{O}_3} \quad 1,2 \cdot 0,90 \cdot 0,90 = 0,972$$

$$\text{Разом} \quad 0,220$$

Крім того, з рудою надійде $1,2 \cdot 0,007 = 0,008$ кг H_2O .

• **З шамотним боєм, кг:**

$$\text{CaO} \quad 0,5 \cdot 0,007 = 0,003$$

$$\text{MgO} \quad 0,5 \cdot 0,003 = 0,002$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,5 \cdot 0,620 = 0,310$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,5 \cdot 0,350 = 0,175$$

$$\underline{\text{Fe}_2\text{O}_3} \quad 0,5 \cdot 0,020 = 0,010$$

$$\text{Разом} \quad 0,500$$

• **З магнезитового склепіння.** Витрата цегли на 1 т сталі можна прийняти рівним 2 кг (0,2 кг на 100 кг шихти). З цієї кількості в шлак переходить в період плавлення 0,1 кг, в окисний період - 0,07 кг, у відновлювальний період - 0,03 кг. У шлак буде внесено магнезитохромітовим склепінням, кг:

$$\text{CaO} \quad 0,1 \cdot 0,02 = 0,002$$

$$\text{MgO} \quad 0,1 \cdot 0,66 = 0,066$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,1 \cdot 0,065 = 0,007$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,1 \cdot 0,04 = 0,004$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,1 \cdot 0,115 = 0,011$$

$$\underline{\text{Cr}_2\text{O}_3} \quad 0,1 \cdot 0,10 = 0,010$$

$$\text{Разом} \quad 0,100$$

• **З подини та стінок.** Питома витрата заправних матеріалів становить 10-15 кг/т [3], або 1,0-1,5 кг на 100 кг садка (в розрахунку приймаємо 1,2 кг). З цієї кількості в період плавлення переходить у шлак 40%, або 0,48 кг, в окисний період - 30%, або 0,36 кг, і у відновлювальний період - 30%, або 0,36 кг [11]. З магнезитом при заправці печі в шлак перейде, кг:

$$\text{CaO} \quad 0,48 \cdot 0,035 = 0,017$$

$$\text{MgO} \quad 0,48 \cdot 0,903 = 0,433$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,48 \cdot 0,034 = 0,016$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,48 \cdot 0,008 = 0,004$$

$$\underline{\text{Fe}_2\text{O}_3} \quad 0,48 \cdot 0,020 = 0,010$$

$$\text{Разом} \quad 0,480$$

Із золи електродів та електродного бою шихти. Питома витрата електродів коливається в досить широких межах залежно від їх якості та умов експлуатації. У середньому витрата електродів на тонну сталі, що виплавляється, становить 5-7 кг графітованих або 10-15 кг вугільних [4]. Приймаємо в розрахунку витрати графітованих електродів 0,6 кг на 100 кг шихти. За періодами плавки приймаємо витрату електродів наступним: в період плавлення - 60%, або 0,36 кг, в окислювальному та відновлювальному періодах по - 20%, або по 0,12 кг. При окисненні електродного бою та електродів утворюється золи $(0,338+0,360) \cdot 0,1 = 0,007$ кг, яка внесе в шлак, кг:

$$\text{CaO} \quad 0,007 \cdot 0,118 = 0,001$$

$$\text{SiO}_2 \quad 0,007 \cdot 0,565 = 0,004$$

$$\underline{\text{Al}_2\text{O}_3} \quad 0,007 \cdot 0,317 = 0,002$$

$$\text{Разом} \quad 0,007$$

Дані про кількість і склад шлаку в період плавлення відображено в табл. 2.6. Для порівняння наведемо найбільш характерний кінцевий склад шлаку періоду плавлення, який отримується на плавках з окисленням, %: 35-45 CaO; 15-25 SiO₂; 8-15 MgO; 5-10 MnO; 3-7 Al₂O₃; 4-10 FeO; 1-4 Fe₂O₃; 0,5-1,5 P₂O₅. Як бачимо, отриманий склад шлаку трохи відрізняється від наведеного. При суттєвих розбіжностях (понад 20%) необхідно коригувати розрахунок.

Кількість газів періоду плавлення

При окисненні вуглецю металу утворюється 0,175 кг оксиду вуглецю. Крім того, у освіті газів бере участь вуглець електродного бою, шихтових матеріалів та електродів. Як впливає з табл. 2.3 засвоєння вуглецю з електродного бою становить 60%. Отже, 40% окислюючого в атмосфері печі незасвоєного вуглецю і вуглець електродів спільно становлять $0,338 \cdot 0,99 \cdot 0,40 + 0,36 \cdot 0,99 = 0,490$ кг. Приймаємо, що вуглець в атмосфері печі на 90% окислюється до CO і 10% - до CO₂. Отже, з утворенням CO згоряє $0,490 \cdot 0,90 = 0,441$ кг вуглецю. При цьому утворюється $0,441 \cdot 28/12 = 1,029$ кг.

З утворенням CO_2 окислюється $0,490 \cdot 0,10 = 0,049$ кг вуглецю, утворюється $0,049 \cdot 44/12 = 0,180$ кг CO_2 . Для окислення вуглецю потрібно кисню повітря $(1,029 \cdot 0,441) + (180 \cdot 0,049) = 0,719$ кг, або $0,719 \cdot 22,4/32 = 0,503$ м³. З киснем надійде з повітря $0,719 \cdot 77/23 = 2,407$ кг азоту, або $0,503 \cdot 79/21 = 1,892$ м³. Дані щодо газів періоду плавлення представлені в табл. 2.7. Матеріальний баланс періоду плавлення наведено у табл. 2.8.

Таблиця 2.6 – Склад та властивості шлаку періоду плавлення

Джерело надходження	Складники, кг										Усього, кг
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	S	
Метал	–	-	0,448	-	0,381	0,106	0,231	0,069	-	-	1,235
Вапно	2,300	0,083	0,063	0,025	-	0,015	-	0,002	-	0,002	2,490
Залізна руда	0,001	0,004	0,075	0,030	-	0,108	-	0,002	-	-	0,220
Шамотний бій	0,003	0,002	0,310	0,175	-	0,010	-	-	-	-	0,500
Склепіння	0,002	0,066	0,007	0,004	-	0,011	-	-	0,01	-	0,100
Подина, стінки	0,017	0,433	0,016	0,004	-	0,010	-	-	-	-	0,480
Зола елект.	0,001	0,004	0,002	-	-	-	-	-	-	-	0,007
<i>Разом:</i> кг	2,324	0,592	0,921	0,238	0,381	0,260	0,231	0,073	0,010	0,002	5,032
%	46,19	11,76	18,30	4,73	7,57	5,17	4,59	1,45	0,20	0,04	100,00

Таблиця 2.7 – Кількість та склад газів періоду плавлення, кг

Джерело надходження	Надійшло	Утворилося				
		CO	CO ₂	N ₂	H ₂ O	всього
Вуглець металу	0,075	0,175	-	-	-	0,175
Вуглець електродів та електродного бою	0,490	1,029	0,180	2,407	-	3,626
Азот, що надійшов із киснем	3,910	-	-	3,910	-	3,910
Повітря	$0,719 + 2,407 = 3,126$	-	0,005		0,005	0,010
Вапно	0,010					
Залізна руда	0,008	-	-	-	0,008	0,008
<i>Разом:</i> кг	7,619	1,204	0,185	6,317	0,013	7,719
%	100,00	15,60	2,40	81,83	0,17	100,00

Таблиця 2.8 – Матеріальний баланс періоду плавлення, кг

Надійшло		Отримано	
Вуглецевий брухт	99,662	Метал	97,597
Електродний бій	0,338	Шлак	5,032
Залізна руда	1,200	Гази	7,719
Вапно	2,500	Ульот заліза у вигляді Fe ₂ O ₃	2,996
Шамотний бій	0,500	Нев'язка	0,000
Магнетитохроміт	0,100		
Магnezит	0,480		
Електроди	0,360		
Повітря	8,204		
<i>Разом</i>	113,344	<i>Разом</i>	113,344

2.3 Окислювальний період плавки

Окислювальний період плавки починається скачуванням 65-75% шлаку періоду плавлення та наведенням нового шлаку. Основними завданнями окисного періоду є:

- 1) зниження вмісту фосфору до 0,010-0,015%;
- 2) можливе повне видалення газів (водню та азоту) та оксидних неметалевих включень;
- 3) нагрівання металу до температури, близької до температури випуску (на 120-130 °С вище за температуру ліквідуса), і вирівнювання її по всьому обсягу металевої ванни;
- 4) окислення вуглецю до рівня нижньої межі або кілька нижче (приблизно на 0,1% при виплавці високо- і середньовуглецевих сталей і на 0,02-0,07% при виплавці низьковуглецевих сталей) нижньої межі заданого вмісту в готовому металі. У нашому випадку, про що говорилося вище, нижня межа вмісту вуглецю повинна становити 0,10-0,12%. Протягом окисного періоду має вигоріти 0,3-0,5% вуглецю.

Після скачування 65-75% (в розрахунку приймаємо 70%) первинного шлаку в піч присаджують вапно (1,0-1,5% від маси садка) і у разі необхідності - 0,15-0,25% (приймаємо 0,20%) плавикового шпату або шамотного бою (для забезпечення необхідної рідкопорухливості шлаку). Після утворення рідкорухомого шлаку і

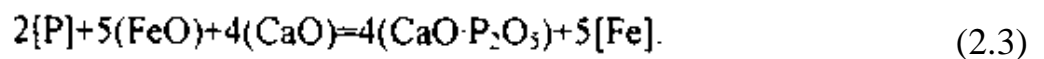
нагрівання металу до необхідної температури у ванну періодично невеликими порціями вводять залізну руду і вапно. Встановлено, що з окислення 0,01% вуглецю на 1 т рідкого металу необхідно присадити 0,6-1,5 кг залізняку (агломерату). У перерахунку на 100 кг металу ці практичні дані можна виразити такою залежністю:

$$p = \Delta [C] \cdot 100(0,06 \div 0,15), \quad (2.2)$$

де p - витрата руди (агломерату), кг;

$\Delta [C]$ – маса окисленого вуглецю на 100 кг металу, кг.

Це спричиняє підвищення вмісту оксидів заліза та оксиду кальцію в шлаку, а отже, створює сприятливі умови для переходу фосфору з металу в шлак щодо реакції

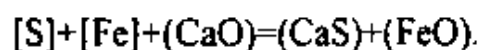


Повнота дефосфорації підвищується внаслідок перемішування шлаку та металу при кипінні та внаслідок безперервного оновлення шлаку (зливу шлаку та періодичних добавок нових порцій шлакоутворюючих матеріалів). Основність шлаку підтримується не більше 2,7-3,0 (з розрахунку приймаємо 2,8).

Кремній протягом окисного періоду майже повністю окислюється. Реакція ж окислення марганцю в міру підвищення температури поступово наближається до стану рівноваги, що може призвести до відновлення марганцю зі шлаку.



Протягом окисного періоду плавки з металу видаляється незначна кількість сірки. Однак присадкою в завалку вапна та створенням високоосновних шлаків досягається видалення сірки з металу на 30-40%. Процес десульфурації можна подати у вигляді сумарної реакції



Шлак наприкінці окисного періоду має приблизно наступний склад, %: 35-50

CaO; 10-20 SiO₂; 4-12 MnO; 6-15 MgO; 3-7 Al₂O₃; 6-20 FeO; 2-6 Fe₂O₃; 0,4-1,5 P₂O₅; 0,1-0,3 S. Основність шлаку – 2,6-3,0. Вміст оксидів заліза в шлаку залежить від вмісту вуглецю в сталі. Верхня межа характерна для низьковуглецевих сталей, нижня – для високовуглецевих.

На підставі наведених даних приймаємо, що склад металу до кінця окисного періоду буде наступним, %: 0,10 C; сліди Si; 0,12 Mn, 0,012 P. Видалення сірки цей період складе 35%. Приймаємо також, що маса металу залишиться на рівні 97,5 кг. Вважаємо, що основним окислювачем елементів металеві ванни є залізна руда (на деяких вітчизняних та зарубіжних заводах окислення вуглецю в окислювальному періоді проводять шляхом продування ванни киснем).

Отже, окислиться $0,425 \cdot 97,5 \cdot 0,10 / 100 = 0,328$ кг вуглецю; $0,120 \cdot 97,5 \cdot 0,12 / 100 = 0,003$ кг марганцю (цією кількістю окисленого марганцю можна знехтувати, тобто вважати, що вміст марганцю в металі не змінюється); $0,09 \cdot 0 = 0,09$ кг кремнію; $0,020 \cdot 97,5 \cdot 0,12 / 100 = 0,033$ кг фосфору. Кількість FeO, необхідне окислення вуглецю, кремнію і фосфору, наведено в табл. 3.9.

Таблиця 3.9 – Кількість FeO необхідне для окислення елементів, кг

Елемент	Надійшло	Окислилося	Залишилось у металі	Потрібно	Відновилося Fe	Утворилося оксиду
Вуглець	0,425	0,328	0,097	$0,328 \cdot 72 / 12 = 1,968$	$0,328 \cdot 72 / 12 = 1,968$	CO (в газ) $0,328 \cdot 28 / 12 = 0,765$
Марганець	0,090	-	0,120	-	-	-
Кремній	0,020	0,090	0,012	$0,090 \cdot 144 / 28 = 0,463$	$0,090 \cdot 112 / 28 = 0,360$	SiO ₂ (в шлак) $0,090 \cdot 60 / 28 = 0,193$
Фосфор	0,050	0,008	0,017	$0,008 \cdot 360 / 62 = 0,046$	$0,008 \cdot 280 / 62 = 0,037$	$0,008 \cdot 142 / 62 = 0,018$
Сірка	0,120	0,033	0,033	-	-	-
Разом	0,707	0,459	0,246	2,477	1,927	0,976

Визначення витрати залізняку

При визначенні витрати залізняку в окисному періоді плавки необхідно враховувати:

- 1) потреба FeO на окислення домішок;
- 2) певний вміст та співвідношення в шлаку оксидів заліза;
- 3) розчинення кисню у металевій ванні.

Для утворення 2,403 кг FeO потрібно $2,477 \cdot 160 / 216 = 1,835$ кг Fe₂O₃. При цьому для відновлення Fe₂O₃ до FeO знадобиться $2,477 \cdot 1,835 = 0,642$ кг заліза. Прийmemo вміст FeO в шлаку 15%, співвідношення FeO/Fe₂O₃=3. Тоді вміст Fe₂O₃ у шлаку дорівнює 5%.

Наприкінці окисного періоду вміст кисню в металі складає $[O] = (0,00275 + 0,00764 \cdot 0,10) / 0,10 = 0,035\%$, або $97 \cdot 0,6035 / 100 = 0,034$ кг. Отже, протягом окисного періоду в металі додатково розчиниться $0,034 - 0,014 = 0,020$ кг кисню, де 0,014 - маса кисню в металі під час плавлення, кг.

Процес розчинення кисню в металі за участю FeO можна подати у вигляді реакції



тому для переходу з шлаку в метал 0,02 кг кисню потрібно $0,020 \cdot 72 / 16 = 0,09$ кг FeO. У цьому утворюється $0,09 - 0,02 = 0,07$ кг заліза.

Приймаємо, що 10% Fe₂O₃ з руди перетворюється на шлак, а 90% відновлюється до FeO. Тоді витрата залізняку становитиме $(1,835 + 0,090 \cdot 160 / 216) / (0,90 \cdot 0,90) = 2,348$ кг.

Витрата залізняку може скласти $p = 0,328 - 100 \cdot (0,06 + 0,15) = 1,968 - 4,920$ кг. З залізною рудою надійде в метал $2,348 \cdot 0,90 \cdot 0,90 \cdot 112 / 160 = 1,331$ кг заліза.

Шлак окисного періоду

У шлак окисного періоду надійде:

- З металу: 0,193 кг SiO₂, 0,018 кг P₂O₅ та 0,033 кг S; всього 0,244 кг.
- Зі шлаку періоду плавлення, кг:

CaO $2,324 \cdot 0,30 = 0,697$

MgO $0,592 \cdot 0,30 = 0,198$

SiO₂ $0,921 \cdot 0,30 = 0,276$

Al ₂ O ₃	$0,238 \cdot 0,30 = 0,071$
FeO	$0,381 \cdot 0,30 = 0,114$
Fe ₂ O ₃	$0,260 \cdot 0,30 = 0,078$
MnO	$0,231 \cdot 0,30 = 0,069$
P ₂ O ₅	$0,073 \cdot 0,30 = 0,022$
Cr ₂ O ₃	$0,010 \cdot 0,30 = 0,003$
S	<u>$0,002 \cdot 0,30 = 0,0006$</u>
<i>Разом</i>	1,5086

• Із залізняку, кг:

CaO	$2,348 \cdot 0,001 = 0,002$
MgO	$2,348 \cdot 0,003 = 0,007$
SiO ₂	$2,348 \cdot 0,0625 = 0,147$
Al ₂ O ₃	$2,348 \cdot 0,025 = 0,059$
Fe ₂ O ₃	$2,348 \cdot 0,9 \cdot 0,1 = 0,211$
P ₂ O ₅	<u>$2,348 \cdot 0,00015 = 0,004$</u>
<i>Разом</i>	0,430

Крім того, із залізною рудою надійде $2,348 \cdot 0,007 = 0,016$ кг H₂O.

• З вапном (витрата вапна позначимо через x), кг:

CaO	0,920x
MgO	0,033x
SiO ₂	0,025x
Al ₂ O ₃	0,010x
Fe ₂ O ₃	0,006x
P ₂ O ₅	0,001x
S	<u>0,001x</u>
<i>Разом</i>	0,996

Крім того, з вапном надійде, кг:

CO ₂	0,002x
H ₂ O	0,002x

• З плавикового шпату, кг:

CaO	$0,20 \cdot 0,004 = 0,0008$
SiO ₂	$0,20 \cdot 0,031 = 0,0062$
Al ₂ O ₃	$0,20 \cdot 0,002 = 0,0004$
Fe ₂ O ₃	$0,20 \cdot 0,008 = 0,0016$
CaF ₂	$0,20 \cdot 0,95 = 0,1900$
<u>S</u>	<u>$0,20 \cdot 0,002 = 0,0004$</u>
<i>Разом</i>	0,1994

Крім того, з плавиковим шпатом надійде $0,20 \cdot 0,003 = 0,0006$ кг CO₂

• Зі склепіння, кг:

CaO	$0,07 \cdot 0,002 = 0,0014$
MgO	$0,07 \cdot 0,66 = 0,0462$
SiO ₂	$0,07 \cdot 0,065 = 0,0046$
Al ₂ O ₃	$0,07 \cdot 0,04 = 0,0028$
Fe ₂ O ₃	$0,07 \cdot 0,115 = 0,0080$
<u>Cr₂O₃</u>	<u>$0,07 \cdot 0,10 = 0,0070$</u>
<i>Разом</i>	0,070

• З подини та стінок, кг:

CaO	$0,36 \cdot 0,035 = 0,013$
MgO	$0,36 \cdot 0,903 = 0,325$
SiO ₂	$0,36 \cdot 0,034 = 0,012$
Al ₂ O ₃	$0,36 \cdot 0,008 = 0,003$
<u>Fe₂O₃</u>	<u>$0,36 \cdot 0,02 = 0,007$</u>
<i>Разом</i>	0,360

• Із золи електродів, кг:

CaO	$0,12 \cdot 0,01 \cdot 0,118 = 0,0001$
SiO ₂	$0,12 \cdot 0,01 \cdot 0,565 = 0,0007$
<u>Al₂O₃</u>	<u>$0,12 \cdot 0,01 \cdot 0,317 = 0,0004$</u>
<i>Разом</i>	0,0012,

де 0,01 - вміст золи в електродах, кг.

У табл. 2.10 наведено дані про джерела формування шлаку окисного періоду.

З неї випливає, що масу шлаку окислювального періоду L можна подати у вигляді рівняння з двома невідомими

$$L=2,393+0,990x+0,20L, \quad (2.6)$$

де перші два доданки - різниця між сумою мас всіх сполук і масою оксидів заліза, наприклад $2,393=2,813-(0,114+0,306)$; $0,20$ - сумарна частка оксидів заліза у шлаку.

Для визначення маси вапна x запишемо друге рівняння, що враховує основність шлаку (в розрахунку приймемо $B = 2,8$):

$$B= (\%CaO)/(\%SiO_2). \quad (2.7)$$

Враховуючи, що відсоткове співвідношення пропорційно аналогічному співвідношенню масових величин і використовуючи дані, представлені в табл. 2.10, отримаємо

$$(0,715+0,920 x)/(0,639+0,025 x)=2,8,$$

звідки $x = 1,265$ кг. Підставивши значення x , визначимо масу шлаку $L = 4,557$ кг.

У шлаку повинно бути оксидів заліза: $4,557 \cdot 0,15=0,684$ кг FeO ; $4,557 \cdot 0,05=0,228$ кг Fe_2O_3 . Надійде в шлак оксидів заліза за рахунок металу: $0,684-0,114=0,570$ кг FeO і $0,228-(0,3059+0,06 \cdot 1,265)= - 0,086$ кг Fe_2O_3 . Окислиться заліза металевою ванною (киснем $5+6 (-0,086) \cdot 112/160=0,443-0,060=0,383$ кг.

Витрата кисню повітря на окислення заліза становитиме $(0,570-0,443)+(-0,086+0,060)=0,101$ кг. З киснем надійде $0,101 \cdot 77/23=0,338$ кг азоту, або $0,338 \cdot 22,4/28=0,270$ м³. Таким чином, на окислення заліза металевої ванни знадобиться $0,101+0,338=0,439$ кг повітря.

Склад шлаку окисного періоду з урахуванням заліза, що окислився, наведено в табл. 2.11.

Кількість газів окисного періоду

При окисленні 0,328 кг вуглецю металеву ванною утворюється 0,765 кг монооксиду вуглецю (див. табл. 2.9). За рахунок окислення вуглецевих електродів утворюється $0,12 \cdot 0,99 \cdot 0,90 \cdot 28 / 12 = 0,249$ кг CO та $0,12 \cdot 0,99 \cdot 0,10 \cdot 44 / 12 = 0,044$ кг CO₂, де 0,90 та 0,10 - частка вуглецю електродів, що окислюється до CO та CO₂ відповідно.

Потрібна кисню повітря для окислення вуглецю, кг: $0,249 \cdot 16 / 28 + 0,044 \cdot 44 / 32 = 0,203$, або $0,203 \cdot 22,4 / 32 = 0,142$ м³. З киснем надійде $0,203 \cdot 77 / 23 = 0,680$ кг азоту, або $0,680 \cdot 22,4 / 28 = 0,544$ м³. При окисненні вуглецю електродів потрібно $0,203 + 0,680 = 0,883$ кг повітря.

Кількість та склад газів окисного періоду наведені в табл. 2.12.

Склад металу в кінці окисного періоду представлений в табл. 2.13, матеріальний баланс окисного періоду – у табл. 2.14.

Таблиця 2.10 – Складові шлаку окисного періоду, кг

Джерело надходження	складники											Усього
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	S	
Метал	-	-	0,1930	-	-		-	0,018			0,0330	0,2440
Шлак періоду плавлення	0,6970	0,1780	0,2760	0,0710	0,114	0,0780	0,069	0,022	0,003		0,0006	1,5086
Залізна руда	0,0023	0,0070	0,1470	0,0590	-	0,2110	-	0,004	-	-	-	0,4300
Вапно	0,9200x	0,0330x	0,0250x	0,0100x	-	0,0060x	-	0,001x	-	-	0,0010x	0,996x
Плавиківий шпат	0,0008	-	0,0062	0,0004	-	0,0016	-	-	-	0,190	0,0004	0,1994
Звід	0,0014	0,0462	0,0046	0,0028	-	0,0080	-	-	0,007	-	-	0,0700
Подина та укуси	0,0130	0,3250	0,0120	0,0030	-	0,0070	-	-	-	-	-	0,3600
Зола електродів	0,0001	-	0,0007	0,0004	-	-	-	-	-	-	-	0,0012
<i>Разом</i>	0,715+ +0,920x	0,556+ +0,033x	0,639+ +0,025x	0,136+ +0,01x	0,114	0,306+ +0,006x	0,069	0,044+ 0,001x	0,010	0,190	0,034+ +0,001x	2,813+ 0,996x

Таблиця 2.11 – Кількість та склад шлаку окисного періоду

Джерело надходження	складники, кг											Усього, кг
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	S	
Метал	-	-	0,1930		0,5695		-	0,0180	-	-	0,0330	0,7278
Шпак періоду плавлення	0,6970	0,1780	0,2760	0,0710	0,1140	0,0857	0,0690	0,0220	0,0030	-	0,0006	1,5086
Залізна руда	0,0023	0,0070	0,1468	0,0587	-	0,0780	-	0,0035	-	-	-	0,4297
Вапно	1,1638	0,0417	0,0316	0,0127	-	0,2113	-	0,0013	-	-	0,0013	1,2599
Плавиківий шпат	0,0008	-	0,0062	0,0004	-	0,0076	-	-	-	0,190	0,0004	0,1994
Склепіння	0,0014	0,0462	0,0046	0,0028	-	0,0016	-	-	0,0070	-	-	0,0700
Подина та укуси	0,0130	0,3250	0,0120	0,0030	-	0,0080	-	-	-	-	-	0,3600
Зола електродів	0,0001	-	0,0007	0,0004	-	0,0070	-	-	-	-	-	0,0012
<i>Разом, кг</i>	1,878	0,598	0,671	0,149	0,683	0,228	0,069	0,045	0,010	0,190	0,035	4,557
%	41,224	13,123	14,723	3,269	15,000	5,000	1,514	0,983	0,219	4,170	0,774	100,000

Таблиця 2.12 – Кількість та склад газів окисного періоду

Джерело надходження	Надійшло, кг	Утворилося, кг				всього
		CO	CO ₂	N ₂	H ₂ O	
Вуглець металу	0,328	0,765	-	-	-	0,7650
Вуглець електродів	0,120,99 = 0,119	0,249	0,0440	0,680	-	0,9730
Залізна руда	0,016	-	-	-	0,0160	0,0160
Вапно	0,005	-	0,0025**	-	0,0025	0,0050
Плавиківий шпат	0,006	-	0,0006	-	-	0,0006
Окислення заліза	0,338	-	-	0,338	-	0,3380
Повітря	1,322*	-	-	-	-	-
<i>Разом: кг</i>	2,134	1,014	0,047	1,018	0,019	2,058
%	100,00	48,33	2,24	48,52	0,91	100,00

* 0,602-1,265 = 0,0025

** 0,439 +0,883 · 1,322.

Таблиця 2.13 – Склад металу наприкінці окисного періоду

Елемент	маса, кг	Вміст, %
Вуглець	0,097	0,10
Марганець	0,120	0,12
Кремній	-	-
Фосфор	0,012	0,012
Сірка	0,017	0,017
Кисень	0,034	0,035
Залізо	96,878 +1,927 +0,07·0,642·0,023·0,383 = 97,827	99,72
<i>Разом</i>	98,107	100,00

*Маса заліза, необхідного відновлення Fe₂O₃ при розчиненні кисню в металі, дорівнює 0,09-0,09-160/216=0,023 кг.

Таблиця 2.14 – Матеріальний баланс окисного періоду, кг

Надійшло		Отримано	
Метал періоду плавлення	97,597	Метал	98,107
Шлак періоду плавлення	1,509	Шлак	4,557
Залізна руда	2,248	Гази	2,098
Вапно	1,265	Нев'язка	0,029
Плавикий шпат	0,200		
Магнезит подини та стін	0,360		
Магнезитохроміт	0,070		
Електроди	0,120		
Повітря	1,322		
<i>Разом</i>	104,791	<i>Разом</i>	104,762

2.4 Відновлювальний період плавки

Після закінчення окисного періоду сталь розкислюють. Можливі два варіанти виконання цієї технологічної операції:

- 1) глибинне розкислення без наведення відновлювального шлаку, тобто без відновлювального періоду;
- 2) розкислення у відновлювальний період.

Без відновлювального періоду виплавляють в основному вуглецеву і низьколеговану сталь конструкційну, а також сталь, яку потім піддають спеціальному позапічному рафінуванню.

При виплавці сталі під одним шлаком (без наведення відновлювального шлаку) після закінчення окисного періоду в піч присаджують 45%-й або 75%-й феросиліцій (0,1%) і феромарганець з розрахунку отримання середнього заданого вмісту марганцю в сталі (осаждающий метод). При виплавці хромовмісної сталі в піч потім присаджують ферохром з розрахунку отримання середнього заданого вмісту хрому сталі.

Розкислення в відновлювальний період в даний час проводять комбінованим способом, поєднуючи розкислення з дифузійним. За цією технологією після скачування окисного шлаку на дзеркало металу присаджують розкислювачі (феромарганець, феросиліцій, силікомарганець, силікохром, алюміній, сплав АМС та ін). Кількість присадок має бути таким, щоб забезпечити нижню межу вмісту

марганцю в сталі даної марки та ввести 0,15-0,20% Si та 0,05-0,10% Al. Ці добавки вводять для забезпечення осадження розкислення металу.

Далі наводять шлак, вводячи в піч шлакоутворювальну суміш, що складається з вапна (47-75%), шпату плавикового (10-15%) і шамотного бою (10-25%). Кількість шлакоутворюючих становить 2-4% від маси металу. Через 10-15 хв шлакова суміш розплавляється, і після утворення рідкорухливого високоосновного шлаку приступають до дифузійного розкислення металу. У піч періодично вводять порції розкислювальної суміші з мелених і порошкоподібних коксу, 75%-го феросиліцію, силікокальцію, алюмінію.

В результаті обробки такими сумішами в печі утворюється слабокарбідний, або білий, шлак, що містить менше 0,6% FeO і 50-60% CaO при основності 2,7-3,3 і характеризується високою десульфуруючою здатністю. Коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом становить 20-50, а в найбільш сприятливих умовах досягає 60. В електропечі з основним футеруванням вміст сірки можна знизити до 0,020-0,025% і навіть до 0,01% і менше.

Зазвичай витрата коксу на розкислення під білим шлаком становить 1-2 кг на тону металу. Витрата феросиліцію визначають з урахуванням того, що 50-60% кремнію переходить у метал.

Білий шлак кінця відновного періоду електроплавки має наступний склад, %: 53-60 CaO, 15-25 SiO₂, 7-15 MgO, 5-10 Al₂O₃, 5-10 CaF₂, 0,8-1,5 CaS, менше 0,5 FeO, менше 0,5 MnO (при виплавці сталі марки 110Г13Л вміст MnO в шлаку не повинен перевищувати 3%).

Кінцеве розкислення зазвичай проводять алюмінієм, що присаджується у вигляді чушкового алюмінію в кількості 0,02-0,20% від маси сталі в ковші. З метою запобігання утворенню ситовидної пористості у відливках та забезпечення необхідних механічних властивостей сталі найбільш доцільною присадка алюмінію в кількості 0,15%.

Зміст залишкового алюмінію сталі повинні бути в межах 0,02-0,08%. При вмісті залишкового алюмінію менше 0,02% вилівки, як правило, уражаються ситоподібною пористістю, а при його вмісті більше 0,08% знижуються пластичні

властивості сталі і ударна в'язкість за рахунок включень Al_2O_3 як продукту вторинного окиснення алюмінію.

Відновлювальний період плавки сталі марки 110Г13Л проводимо з використанням осадково-дифузійного методу розкислення.

Перед проведенням осадження розкислення з печі практично повністю скачується шлак окисного періоду (у печі може залишитися 3-5% шлаку). Потім на дзеркало металу сідають розкислювачі у певній послідовності: феросиліцій, феромарганець та алюміній. Розрахунок необхідної кількості розкислювачів виконуємо за формулою, яку можна записати у вигляді

$$q_p = M_{ст} \frac{100([E]_{ст} - [E]_{н.р.})}{[E]_p (100 - U)}$$

Приймаємо наступний чад розкислювачів при глибинному розкисненні: Si - 50% (зазвичай 50-60%); Mn - 5% (зазвичай близько 5%); Al - 90% (зазвичай 80-90%).

Для попереднього (осаджуючого) розкислення потрібно шматкового 45%-го феросиліцію

$$q_{Si} = 98,107 \frac{100(0,18 - 0)}{45(100 - 50)} = 0,785 \text{ кг,}$$

де 0,18 - прийнятий вміст кремнію в сталі після осадження розкислення, %;

45 - вміст кремнію у феросиліції, %;

50 - прийнятий чад кремнію, %.

Аналогічно розраховуємо потребу у феромарганці (q_{Mn}) кг. Скористаємося виразом, який дозволяє враховувати збільшення маси металу після введення феросплаву:

$$q_{Mn} = \frac{98,107 \cdot (13 - 0,12)}{75(1 + \frac{5}{100} \cdot (\frac{13}{100} - 1)) - 13} = 21,513 .$$

Нижня межа вмісту марганцю (11,5%) не завжди може забезпечити його необхідну концентрацію у виплавленій сталі, що пов'язано з значним збільшенням загальної маси металу при введенні феромарганцю. Приймаємо

концентрацію марганцю, близьку до середнього марочного вмісту (13%). Розрахункова присадка марганцю виконується за 3-4 прийоми.

Витрата алюмінію приймаємо 0,07%. При цьому знадобиться чушкового алюмінію $98,107 \cdot 0,07 / 100 = 0,069$ кг.

При осадженні розкисленні 45%-м феросиліцієм буде внесено, кг:

C	$0,785 \cdot 0,15 / 100 = 0,001$
Si	$0,785 \cdot 45 / 100 = 0,353$
Mn	$0,785 \cdot 0,5 / 100 = 0,004$
P	$0,785 \cdot 0,03 / 100 = 0,0002$
S	$0,785 \cdot 0,02 / 100 = 0,0002$
Al	$0,785 \cdot 1,0 / 100 = 0,008$
Fe	<u>$0,785 \cdot 53,3 / 100 = 0,419$</u>
Разом	0,785

Приймаємо, що алюміній, внесений 45% феросиліцієм, повністю окислюється киснем повітря, а кремній окислюється, як зазначалося вище, на 50%. Інші елементи переходять у метал. Тоді 45%-й феросиліцій внесе в метал, кг: C - 0,001; Si - $0,353 \cdot 0,5 = 0,177$; Mn - 0,004; P - 0,0002; S - 0,0002; Fe - 0,419; всього 0,601 кг.

При окисленні алюмінію, що надійшов з 45% феросиліцієм, утворюється $0,008 \cdot 102 / 54 = 0,015$ кг Al_2O_3 . На окислення алюмінію потрібно $0,015 - 0,008 = 0,007$ кг кисню, з яким надійде $0,007 \cdot 77 / 23 = 0,023$ кг азоту. Витрата повітря становитиме $0,007 + 0,023 = 0,030$ кг.

Окислиться $0,353 - 0,177 = 0,176$ кг кремнію, при цьому утворюється $0,176 \cdot 60 / 28 = 0,378$ кг SiO_2 . На окислення кремнію потрібно $0,378 \cdot 0,176 = 0,202$ кг кисню, з яким надійде $0,202 \cdot 77 / 23 = 0,675$ кг азоту. Витрата повітря при окисленні кремнію, внесеного 45%-м феросиліцієм, складе $0,202 + 0,675 = 0,877$ кг. Загальна витрата повітря на окислення елементів, внесених 45%-м феросиліцієм, складе $0,030 + 0,877 = 0,907$ кг.

З феросиліцієм надійде, кг:

C	$21,513 \cdot 6 / 100 = 1,291$
---	--------------------------------

Si	$21,513 \cdot 2 / 100 = 0,430$
Mn	$20,513 \cdot 75 / 100 = 16,135$
P	$20,513 \cdot 0,30 / 100 = 0,065$
S	$20,513 \cdot 0,03 / 100 = 0,006$
Fe	<u>$20,513 \cdot 16,67 / 100 = 3,586$</u>
<i>Разом</i>	20,513

При розкисленні та легуванні сталі марганцем буде внесено (приймаємо, що окислюється лише 5% введеного марганцю, інші елементи повністю переходять у метал), кг: С - 1,291; Si – 0,430; Mn - $21,513 \cdot 0,75 \cdot 0,95 = 15,328$; P – 0,065; в - 0,006; Fe – 3,586; всього 20,706 кг.

Окислиться $16,135 - 15,328 = 0,807$ кг марганцю; при цьому утворюється $0,807 \cdot 71 / 55 = 1,041$ кг MnO. На окислення марганцю потрібно $1,041 - 0,807 = 0,235$ кг кисню. З киснем надійде $0,235 \cdot 77 / 23 = 0,786$ кг азоту. Потрібно $0,235 + 0,786 = 1,020$ кг повітря.

Надійде з алюмінієм при глибинному розкисленні, кг:

Al	$0,069 \cdot 98 / 100 = 0,068$
Fe	<u>$0,069 \cdot 2 / 100 = 0,001$</u>
<i>Разом</i>	0,069

З чушковим алюмінієм надійде в сталь, кг:

Al	$0,069 \cdot 98 \cdot 0,10 = 0,007$ (засвоюється ванною 10% введеного алюмінію)
Fe	<u>0,001</u>
<i>Разом</i>	0,008

Окислиться киснем повітря $0,068 - 0,007 = 0,061$ кг алюмінію, при цьому утворюється $0,061 \cdot 102 / 54 = 0,115$ кг Al₂O₃. Для цього потрібно $0,115 - 0,061 = 0,054$ кг кисню. З киснем надійде $0,054 \cdot 77 / 23 = 0,180$ кг азоту. Витрати повітря становитимуть $0,054 + 0,180 = 0,234$ кг.

Маса металу до початку дифузійного розкислення становитиме $98,107 + 0,601 + 20,706 + 0,008 = 119,422$ кг. До цього моменту в металі міститься %:

C	$(0,097 + 0,001 + 1,291) \cdot 100 / 119,422 = 1,163$
Si	$(0 + 0,177 + 0,430) \cdot 100 / 119,422 = 0,508$

$$\text{Mn} \quad (0,120+0,004+15,328) \cdot 100/119,422=12,939$$

$$\text{Al} \quad 0,007 \cdot 100/119,422=0,006$$

Виконаний попередній розрахунок свідчить про можливість проведення дифузного розкислення без використання багатого феросиліцію. Однак у навчальних цілях врахуємо добавку феросиліцію для доведення вмісту кремнію в металі, наприклад, до 0,70%.

Далі переходимо до розрахунку дифузійного розкислення сталі. Приймаємо, що у шлак відновлювального періоду переходить 5% шлаку окисного періоду, тобто. $4,557 \cdot 0,05 = 0,228$ кг. Витрата матеріалів зі склепіння, стінок і подини, а також золи електродів було визначено раніше: магнетитохроміту зі склепіння надійде 0,03 кг, магнетиту з подини та стінок - 0,36 кг, золи електродів надійде в шлак $0,12 \cdot 0,01 =$ Вага: 0,0012 кг.

Приймаємо, що шлакова суміш складається з 70% вапна, 15% плавикового шпату та 15% шамотного бою. Кількість суміші приймаємо 4% від маси металу. Тоді маса шлакоутворюючої суміші становитиме $119,422 \cdot 0,04 = 4,777$ кг. Для утворення шлакової суміші необхідно перевести $4,777 \cdot 0,70 = 3,344$ кг; плавикового шпату $4,777 \cdot 0,15 = 0,717$ кг; шамотного бою $4,777 \cdot 0,15 = 0,717$ кг.

Отриманий шлак обробляємо розкислювальною сумішшю, до складу якої входять мелений кокс, 45% або 75% (приймаємо 75%) феросиліцій і алюміній. До складу розкислювальної суміші можуть входити також вапно та плавиковий шпат у співвідношенні 4:1. Розкислювальна суміш задається в кілька прийомів з інтервалом 10-12 хв.

Для отримання прийнятого вмісту кремнію (0,7%) потрібно молотого 75%-го феросиліцію (при 60%-му засвоєнні), кг:

$$q_{\text{Fe}} = 119,422 \cdot \frac{100(0,70 - 0,508)}{75(100 - 40)} = 0,509$$

З 75%-м феросиліцієм надійде, кг:

$$\text{C} \quad 0,509 \cdot 0,12/100=0,001$$

$$\text{Si} \quad 0,509 \cdot 75/100=0,382$$

$$\text{Mn} \quad 0,509 \cdot 0,40/100=0,002$$

P	$0,509 \cdot 0,04 / 100 = 0,0002$
S	$0,509 \cdot 0,03 / 100 = 0,0002$
Al	$0,509 \cdot 2,5 / 100 = 0,013$
Fe	<u>$0,509 \cdot 21,91 / 100 = 0,111$</u>
Разом	0,509

Приймаємо, що весь алюміній, внесений 75%-м феросиліцієм при дифузійному розкисленні, окислюється киснем повітря. Кремній окислюється на 40% (у тому числі частина кремнію взаємодіє з киснем, розчиненим у сталі, тобто витрачається на розкислення). Сірка залишається у шлаку. Інші елементи феросиліцію розчиняються в металі.

75%-й феросиліцій внесе в метал, кг: C - 0,001; Si - $0,382 \cdot 0,6 = 0,229$; Mn – 0,002; P – 0,0002; Fe – 0,111; всього 0,344 кг.

Незасвоєна металом частина кремнію становить $0,382 - 0,229 = 0,153$ кг. З неї утворюється $0,153 \cdot 60 / 28 = 0,327$ кг SiO₂.

При окисленні алюмінію, що надійшов з 75%-м феросиліцієм, утворюється $0,013 \cdot 102 / 54 = 0,024$ кг Al₂O₃. Для цього потрібно $0,024 - 0,013 = 0,011$ кг кисню. З киснем надійде $0,011 \cdot 77 / 23 = 0,038$ кг азоту. Витрата повітря на окислення алюмінію становитиме $0,011 + 0,038 = 0,049$ кг.

Остаточне розкислення проводимо в ковші при випуску металу з печі чушковим алюмінієм у кількості 0,15% від маси металу, що складе $119,422 \cdot 0,15 / 100 = 0,179$ кг.

З чушковим алюмінієм надійде $0,179 \cdot 0,98 = 0,175$ кг Al, $0,179 \cdot 0,02 = 0,004$ кг Fe; всього 0,179 кг. Якщо прийняти, що 40% алюмінію засвоюється при розкисленні, то метал надійде $0,175 \cdot 0,4 = 0,07$ кг Al, 0,004 кг Fe; всього 0,074 кг. Окислюється алюмінію при остаточному розкисленні $0,175 - 0,07 = 0,105$ кг.

Перед випуском добре розкислена сталь зазвичай містить 0,003% розчиненого кисню. Тому необхідно видалити шляхом розкислення металу $0,034 - 119,422 \cdot 0,003 / 100 = 0,03$ кг кисню (тут 0,034 - маса кисню в металі наприкінці окисного періоду). Можна прийняти, що 80% кисню видаляється при взаємодії з алюмінієм та 20% – з кремнієм. При розкисленні металу алюмінієм видаляється

$0,03 \cdot 0,8 = 0,024$ кг, при розкисленні кремнієм - $0,03 \cdot 0,024 = 0,006$ кг кисню.

При розкисленні металу утворюється $0,024 \cdot 102/48 = 0,051$ кг Al_2O_3 , а також $0,006 \cdot 60/32 = 0,011$ кг у SiO_2 . На взаємодію з розчиненим у металі киснем потрібно $0,051 - 0,024 = 0,027$ кг Al та $0,011 - 0,006 = 0,005$ кг Si. Витрати алюмінію і кремнію на розкислення металу умовно відносять до останніх присадок на шлак матеріалів, що містять ці елементи атмосфери печі, тобто окислилося $0,105 - 0,027 = 0,078$ кг алюмінію. У цьому утворилося $0,078 \cdot 102/54 = 0,147$ кг Al_2O_3 . Усього утворилося $0,051 + 0,147 = 0,198$ кг Al_2O_3 . Для цього знадобилося $0,078 \cdot 48/54 = 0,069$ кг кисню повітря, з яким надійшло $0,069 \cdot 77/23 = 0,232$ кг азоту. Витрата повітря склав $0,069 + 0,232 = 0,301$ кг.

Для розкислення потрібно меленого коксу з розрахунку 0,15% $119,422 \cdot 0,15/100 = 0,179$ кг. З коксом надійде $0,179 \cdot 0,8 = 0,143$ кг вуглецю, і навіть $0,179 \cdot 0,02 = 0,004$ кг сірки; всього 0,147 кг. Крім того, з коксом надійде $0,179 \cdot 0,13 = 0,023$ кг золи та $0,179 \cdot 0,05 = 0,009$ кг летких. Сірка, що надійшла з меленим коксом, залишається у шлаку.

Складемо балансові статті обмінних процесів сірки між металом та шлаком. При осадженні розкисленні з феросиліцієм і феромарганцем надійде $0,0002 + 0,006 = 0,006$ кг сірки. Прийемо, що наприкінці відновного періоду вміст сірки в металі складе 0,012%, тоді з металу в шлак перейде $0,017 + 0,006 \cdot 0,012 \cdot 119,422/100 = 0,009$ кг сірки.

Шлак відновлювального періоду

У шлак відновлювального періоду надійде:

•	Зі шлаку окисного періоду, кг:
CaO	$1,878 \cdot 0,05 = 0,094$
MgO	$0,598 \cdot 0,05 = 0,030$
SiO ₂	$0,671 \cdot 0,05 = 0,034$
Al ₂ O ₃	$0,149 \cdot 0,05 = 0,007$
FeO	$0,683 \cdot 0,05 = 0,034$
Fe ₂ O ₃	$0,228 \cdot 0,05 = 0,011$
MnO	$0,069 \cdot 0,05 = 0,003$

P_2O_5	$0,045 \cdot 0,05 = 0,002$
Cr_2O_3	$0 \cdot 0,05 = 0,000$
CaF_2	$0,190 \cdot 0,05 = 0,010$
<u>S</u>	<u>$0,035 \cdot 0,05 = 0,002$</u>

Разом 0,228

• Зі склепіння, кг:

CaO	$0,03 \cdot 0,02 = 0,001$
MgO	$0,03 \cdot 0,66 = 0,020$
SiO ₂	$0,03 \cdot 0,065 = 0,002$
Al ₂ O ₃	$0,03 \cdot 0,04 = 0,001$
Fe ₂ O ₃	$0,03 \cdot 0,115 = 0,003$
<u>Cr₂O₃</u>	<u>$0,03 \cdot 0,100 = 0,003$</u>

Разом 0,030

• З подини та стінок, кг:

CaO	$0,36 \cdot 0,035 = 0,013$
MgO	$0,36 \cdot 0,9025 = 0,325$
SiO ₂	$0,36 \cdot 0,0345 = 0,012$
Al ₂ O ₃	$0,36 \cdot 0,008 = 0,003$
<u>Fe₂O₃</u>	<u>$0,36 \cdot 0,02 = 0,007$</u>

Разом 0,360

• Із золи електродів, кг:

CaO	$0,0012 \cdot 0,118 = 0,0001$
SiO ₂	$0,0012 \cdot 0,565 = 0,0007$
<u>Al₂O₃</u>	<u>$0,0012 \cdot 0,317 = 0,0004$</u>

Разом 0,0012

• З вапном, кг:

CaO	$3,344 \cdot 0,92 = 3,076$
MgO	$3,344 \cdot 0,033 = 0,110$
SiO ₂	$3,344 \cdot 0,025 = 0,084$
Al ₂ O ₃	$3,344 \cdot 0,010 = 0,033$

Fe ₂ O ₃	3,344·0,006=0,020
P ₂ O ₅	3,344·0,001=0,003
S	<u>3.344·0,001=0,003</u>
<i>Разом</i>	3,330

Крім того, з вапном надійде, кг:

CO ₂	3,344·0,002 = 0,007
H ₂ O	3,344·0,002 = 0,007

• З плавиковим шпатом, кг:

CaO	0,717·0,004 = 0,003
SiO ₂	0,717·0,031 = 0,022
Al ₂ O ₃	0,717·0,002 = 0,001
Fe ₂ O ₃	0,717·0,008 = 0,006
CaF ₂	0,717·0,950 = 0,681
S	<u>0.717·0.002 = 0.001</u>

Разом 0,714

Крім того, з плавиковим шпатом надійде 0,717·0,003 = 0,002 кг CO₂

• З шамотним боєм, кг:

CaO	0,717·0,007 = 0,005
MgO	0,717·0,003 = 0,002
SiO ₂	0,717·0,620 = 0,444
Al ₂ O ₃	0,717·0,350 = 0,251
Fe ₂ O ₃	<u>0,717·0,020 = 0,014</u>

Разом 0,717

• Із золою коксу, кг:

CaO	0,023·0,050 = 0,001
MgO	0,023·0,010 = 0,000
SiO ₂	0,023·0,487 = 0,011
Al ₂ O ₃	0,023·0,250 = 0,006
P ₂ O ₅	0,023·0,003 = 0,000
Fe ₂ O ₃	<u>0,023·0,200 = 0,005</u>

Разом 0,023

Дані розрахунку складу шлаку відновлювального періоду наведено у табл. 2.15.

Приймемо, що у відновлювальний період оксиди шлаку Cr_2O_3 , Fe_2O_3 і P_2O_5 ; повністю відновлюються, а оксиди FeO та MgO відновлюються на 90-95%. Умовно вважатимемо, що відновлення оксидів відбувається на 40% вуглицем коксу і на 60% кремнієм меленого феросиліцію.

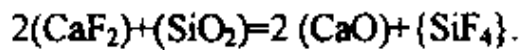
Зі шлаку відновиться 0,003 кг Cr_2O_3 , 0,067 кг Fe_2O_3 та 0,006 кг P_2O_5 . Припустимо, що в шлаку до кінця періоду залишиться 0,2% FeO та 1,5% MnO , або $7,516 - 0,002 = 0,015$ кг FeO та $7,516 - 0,015 = 0,113$ кг MnO . Отже, до кінця відновного періоду відновиться $0,034 - 0,015 = 0,019$ кг FeO та $1,045 - 0,113 = 0,932$ кг MnO .

Таблиця 2.15 – Шлак відновлювального періоду

Джерело надходження	складники, кг											Усього, кг	
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	CaF ₂	S		
Метал	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,009	0,009
Шлак окислювального періоду	0,0940	0,0300	0,0340	0,0070	0,034	0,0110	0,003	0,0020	0,000	0,010	0,002		0,228
45% феросиліцій	-	-	0,3780	0,0150	-	-	-	-	-	-	-	-	0,393
75%-й феромарганець	-	-	-	-	-	-	1,041	-	-	-	-	-	1,041
75% феросиліцій	-	-	0,3270	0,0240	-	-	-	-	-	-	-	0,000	0,351
Алюміній чушковий	-	-	-	0,3130	-	-	-	-	-	-	-	-	0,313
Звід	0,0010	0,0200	0,0020	0,0010	-	0,0030	-	-	0,003	-	-	-	0,030
Подіна та стінки	0,0130	0,3250	0,0120	0,0030	-	0,0070	-	-	-	-	-	-	0,360
Зола електродів	0,0001	-	0,0007	0,0004	-	-	-	-	-	-	-	-	0,001
Вапно	3,0760	0,1100	0,0840	0,0330	-	0,0200	-	0,003	-	-	-	0,003	3,330
Плавиківий шпат	0,0030	-	0,0220	0,0010	-	0,0060	-	-	-	0,681	0,001	-	0,714
Шамотний бій	0,0050	0,0020	0,4440	0,2510	-	0,0140	-	-	-	-	-	-	0,717
Зола коксу	0,0012	0,0002	0,0113	0,0058	-	0,0047	-	0,0001	-	-	-	-	0,023
Кокс	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,004	0,004
<i>Разом</i>	3,1930	0,4870	1,3160	0,6560	0,034	0,0670	1,045	0,006	0,003	0,690	0,020	-	7,516
Відновилося надлишку і утворилося SiF ₄	0,2480		0,1330		0,019	0,0670	0,932	0,006	0,003	0,345			
Залишилось у шлаку: кг	3,440	0,487	1,183	0,656	0,015	0,000	0,113	0,000	0,000	0,345	0,020		6,259
%	54,97	7,79	18,90	10,48	0,24	0,00	1,80	0,00	0,00	5,51	0,31,		100,00

Реакції відновлення оксидів та маса елементів, що переходять у метал, наведені у табл. 2.16 та 2.17. З таблиць слід, що у відновлення оксидів потрібно 0,072 кг вуглецю і 0,125 кг кремнію. При цьому утворюється 0,167 кг і 0,268 кг SiO₂. Отже, окислилося киснем повітря $0,143 \cdot 0,072 \cdot 0,020 \cdot 119,422/100 = 0,047$ кг вуглецю (0,020 - збільшення концентрації вуглецю, % при науглецюванні металу у відновлювальний період; для білого шлаку збільшення концентрації вуглецю в металі становить 0,02-0,03%) та $0,153 \cdot 0,125 \cdot 0,005 = 0,023$ кг кремнію.

Потрібно $0,047 \cdot 16/12 + 0,023 \cdot 32/28 = 0,063 + 0,026 = 0,089$ кг кисню. З киснем надійшло $0,089 \cdot 77/23 = 0,298$ кг азоту. Витрата повітря у разі становить $0,089 + 0,298 = 0,387$ кг.



При окисленні вуглецю коксу утворилося $0,047 \cdot 28/12 = 0,110$ кг СО. Можна прийняти, що близько 50% CaF₂ у шлаку реагує із SiO₂ з утворенням газоподібного SiF₄ щодо реакції.

Для утворення SiF₄ потрібно $0,690 \cdot 0,5 \cdot 60/156 = 0,133$ кг SiO₂, де 156 - подвоєна молярна маса CaF₂. При цьому утворюється $0,690 \cdot 0,5 \cdot 104/156 = 0,23$ кг SiF₄, де 104 - молярна маса SiF₄, та $0,690 \cdot 0,5 \cdot 112/156 = 0,248$ кг CaO.

Наслідком протікання процесу утворення фтористого кремнію є зниження шлаку вмісту SiO₂ на 0,133 кг, CaF₂ - на 0,345 кг і збільшення вмісту CaO на 0,248 кг. Остаточний склад та масашлаку відновлювального періоду наведено у табл. 2.17.

Таблиця 2.16 – Відновлення оксидів вуглецем

Оксид	Маса оксиду, кг	Реакція	Витрата вуглецю, кг	Переходить у метал при розкисленні, кг	Утворюється СО, кг
FeO	$0,019 \cdot 0,4 = 0,008$	$(\text{FeO}) + \text{C} = [\text{Fe}] + \{\text{CO}\}$	$0,008 \cdot 12/72 = 0,001$	$0,008 \cdot 56/77 = 0,006$ Fe	$0,008 \cdot 28/72 = 0,003$
Fe ₂ O ₃	$0,067 \cdot 0,4 = 0,027$	$(\text{Fe}_2\text{O}_3) + 3\text{C} = 2[\text{Fe}] + 3\text{CO}$	$0,027 \cdot 36/160 = 0,006$	$0,027 \cdot 112/160 = 0,019$ Fe	$0,027 \cdot 84/160 = 0,014$
Cr ₂ O ₃	$0,003 \cdot 0,4 = 0,001$	$(\text{Cr}_2\text{O}_3) + 3\text{C} = 2[\text{Cr}] + 3\text{CO}$	$0,001 \cdot 36/152 = 0,000$	$0,001 \cdot 104/152 = 0,001$ Cr	$0,001 \cdot 84/152 = 0,001$
MnO	$0,932 \cdot 0,4 = 0,373$	$(\text{MnO}) + \text{C} = [\text{Mn}] + \{\text{CO}\}$	$0,373 \cdot 12/71 = 0,063$	$0,373 \cdot 55/71 = 0,289$ Mn	$0,373 \cdot 28/71 = 0,147$
P ₂ O ₅	$0,006 \cdot 0,4 = 0,002$	$(\text{P}_2\text{O}_5) + 5\text{C} = 2[\text{P}] + 5\{\text{CO}\}$	$0,002 \cdot 60/142 = 0,001$	$0,002 \cdot 62/142 = 0,001$ P	$0,002 \cdot 140/142 = 0,002$
Разом	0,411		0,072	0,315	0,167

Примітка. Сума величин, зазначених у графах 2 та 4, повинна дорівнювати сумі величин, зазначених у графах 5 та 6.

Таблиця 2.17 – Відновлення оксидів кремнієм

Оксид	Маса оксиду, кг	Реакція	Витрата вуглецю, кг	Переходить у метал при розкисненні, кг	Утворюється СО, кг
FeO	$0,019 \cdot 0,6 = 0,011$	$2(\text{FeO}) + \text{Si} = 2[\text{Fe}] + (\text{SiO}_2)$	$0,011 \cdot 28 / 144 = 0,002$	$0,011 \cdot 112 / 144 = 0,009$ Fe	$0,011 \cdot 60 / 144 = 0,005$
Fe ₂ O ₃	$0,067 \cdot 0,6 = 0,040$	$2(\text{Fe}_2\text{O}_3) + 3\text{Si} = 4[\text{Fe}] + 3(\text{SiO}_2)$	$0,040 \cdot 84 / 320 = 0,011$	$0,04 \cdot 224 / 320 = 0,028$ Fe	$0,04 \cdot 80 / 320 = 0,023$
Cr ₂ O ₃	$0,003 \cdot 0,6 = 0,002$	$2(\text{Cr}_2\text{O}_3) + 3\text{Si} = 4[\text{Cr}] + 3(\text{SiO}_2)$	$0,002 \cdot 84 / 304 = 0,002$	$0,002 \cdot 208 / 304 = 0,001$ Cr	$0,002 \cdot 180 / 304 = 0,002$
MnO	$0,932 \cdot 0,6 = 0,559$	$2(\text{MnO}) + \text{Si} = 2[\text{Mn}] + (\text{SiO}_2)$	$0,559 \cdot 28 / 142 = 0,110$	$0,559 \cdot 110 / 142 = 0,433$ Mn	$0,559 \cdot 0 / 142 = 0,236$
P ₂ O ₅	$0,06 \cdot 0,6 = 0,003$	$2(\text{P}_2\text{O}_5) + 5\text{Si} = 4[\text{P}] + 5(\text{SiO}_2)$	$0,03 \cdot 140 / 284 = 0,002$	$0,003 \cdot 124 / 284 = 0,001$ P	$0,003 \cdot 300 / 284 = 0,004$
<i>Разом</i>	0,616		0,125	0,473	0,268

Примітка. Сума величин, зазначених у графах 2 і 4, повинна дорівнювати сумі величин, зазначених у графах 5 і 6.

Відомості про склад та кількість металу в кінці відновлювального періоду наведено в табл. 2.18.

Таблиця 2.18 – Склад та кількість металу наприкінці відновлювального періоду

Елемент	Маса, кг	Вміст, %
C	$0,097 + 0,001 + 1,291 + 0,001 + 0,02 - 119,422 / 100 = 1,414$	1,172
Mn	$0,12 + 0,004 + 15,328 + 0,002 + 0,289 + 0,433 = 16,176$	13,410
Si	$0 + 0,177 + 0,430 + 0,229 = 0,836$	0,693
Al	$0,007 + 0,070 = 0,077$	0,064
P	$0,012 + 0,0002 + 0,065 + 0,0002 + 0,001 + 0,001 = 0,079$	0,065
S	$0,012 - 119,422 / 100 = 0,014$	0,012
Cr	$0,001 + 0,001 = 0,002$	0,002
O	$0,003 - 119,422 / 100 = 0,004$	0,003
Fe	$97,827 + 0,419 + 3,586 + 0,001 + 0,111 + 0,004 + 0,006 + 0,019 + 0,028 = 102,010$	84,578
<i>Разом</i>	120,612	100,000

Кількість газів відновлювального періоду

Протягом відновлювального періоду плавки витрачається 0,12 кг графітованих електродів. Приймаємо, що вуглець електродів окислюється киснем повітря до CO, тоді згоряє $0,12 \cdot 0,99 = 0,119$ кг вуглецю. При цьому утворюється $0,119 \cdot 28 / 12 = 0,277$ кг. Для горіння вуглецю потрібно $0,277 \cdot 0,9 = 0,158$ кг кисню повітря, який внесе $0,158 \cdot 77 / 23 = 0,530$ кг азоту. При окисленні вуглецю електродів знадобиться $0,158 + 0,529 = 0,687$ кг повітря. Дані про кількість та склад газів відновлювального періоду відображені в табл. 2.19. У табл. 2.20 та 2.21 наведено матеріальні баланси відновлювального періоду та всієї плавки.

Таблиця 2.19 - Кількість та склад газів відновлювального періоду, кг

Джерело надходження	Надійшло, кг	Утворилося, кг						
		CO	CO ₂	N ₂	H ₂ O	SiF ₄	летких	всього
45%-й Fe-Si:								
окислення Si	0,177	-	-	0,676	-	-	-	0,676
окислення Al	0,008	-	-	0,023	-	-	-	0,023
75%-й Fe-Mn:								
окислення Mn	0,807	-	-	0,786	-	-	-	0,786
Алюміній	0,139	-	-	0,412	-	-	-	0,412
75%-й Fe-Si:								
окислення Si	0,022	-	-	0,085	-	-	-	0,085
окислення Al	0,013	-	-	0,038	-	-	-	0,038
Кокс:								
відновлення оксидів вуглецем	0,072	0,167	-		-	-	-	0,167
окислення C	0,048	0,112	-	0,213	-	-	-	0,325
Електроди	0,119	0,277	-	0,530	-	-	-	0,807
Вапно	3,344	-	0,007	-	0,007	-	-	0,013
Плавииковий шпат	0,717	-	0,002	-	-	-	-	0,002
Освіта SiF ₄	-	-	-	-	-	0,230	-	0,230
Летючі	0,009	-	-	-	-	-	0,009	0,009
Повітря	3,589	-	-	-	-	-	-	-
Разом, кг	9,064	0,556	0,009	2,763	0,007	0,230	0,009	3,574
%	100	15,554	0,247	77,323	0,187	6,438	0,251	100,000

Таблиця 2.20 – Матеріальний баланс відновлювального періоду, кг

Надійшло		Отримано	
Метал окисного періоду	98,107	Метал	120,612
Шлак окисного періоду	0,228	Шлак	6,259
Феросиліцій 45%-й	0,785	Гази	3,574
Феросиліцій 75%-й	0,509	Нев'язка	0,000
Феромарганець 75%-й	21,513		
Алюміній	0,247		
Вапно	3,344		
Плавииковий шпат	0,717		
Кокс	0,179		
Електрооди	0,120		
Магнетитохроміт зі склепіння	0,030		
Магнетит з подини та стінок	0,360		
Повітря	3,589		
<i>Разом</i>	130,445	<i>Разом</i>	130,445

Таблиця 2.21 – Матеріальний баланс усієї плавки, кг

Надійшло		Отримано	
Вуглецевий брут	99,662	Метал	120,612
Електродний бій	0,338	Завантажено шлаку	$(5,032 - 1,509) + (4,557 - 0,228) = 7,852$
Залізна руда	$1,200 + 2,348 = 3,548$	Шлак відновлювального періоду	6,259
Вапно	$2,500 + 1,265 + 3,344 = 7,109$	Гази	$7,719 + 2,098 + 3,57 = 13,391$
Шамотний бій	$0,500 + 0,717 = 1,217$	Ульот заліза	2,996
Магнетитохроміт	$0,100 + 0,070 + 0,030 = 0,200$	Нев'язка	0,028
Магнетит	$0,480 + 0,360 + 0,360 = 1,200$		
Електрооди	0,600		
Плавииковий шпат	$0,200 + 0,717 = 0,917$		
Феросиліцій 45%-й	0,785		
Феросиліцій 75%-й	0,509		
Феромарганець 75%-й	21,513		
Алюміній	0,247		
Кокс	0,179		
Повітря	$8,204 + 1,322 + 3,589 = 13,115$		
<i>Разом</i>	151,139	<i>Разом</i>	151,139

3 ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПЛАВКИ СТАЛІ ГАДФІЛЬДА

3.1 Удосконалення технології виплавки сталі 110Г13Л у кислих та основних дугових електропечах із застосуванням дисперсних матеріалів

У сталеплавильному цеху в дугових печах ДСП1,5, ДСП3 з основною та кислою футеровками виплавляються вуглецеві та леговані сталі. Для підвищення якості сталей, що виплавляються, у виробництво впроваджені дисперсні розкислювальні суміші РД21П, РД19П і Алюмокарб, а також рафінуюча суміш КСК (кальційстронцієвий карбонат).

При виплавці сталі марки 110Г13Л у печах з основним футеруванням при заливанні форм виникали проблеми, пов'язані з недостатньою рідинорухливістю сталі і появою у виливках дефектів, таких, як недолив, неспай, газова пористість і раковини. Виплавка сталі проводиться з використанням зворотних відходів виробництва та покупного брухту. Плавка ведеться без окислення, що дозволяє зберегти значну частину цінних легуючих компонентів, що містяться в відходах і ломі. На момент застосування після розплавлення шлак, як правило, не скачували, одразу проводили відновлювальний період. При цьому розкислення та легування металу виробляли звичайним способом. Дифузійне розкислення металу печі не проводили. Для зниження браку доводилося підвищувати температуру заливання сталі, що, у свою чергу, збільшувало кількість газових дефектів, викликало зростання зерна в сталі, а також підвищений пригар на виливках та трудомісткість його видалення. Незважаючи на підвищену температуру заливки, метал не повністю зливали з ковшів, у результаті часто утворювалися «козли». Крім того, при виплавці сталей отримували густі шлаки, що сприяло заростанню стопорів та високій трудомісткості видалення з ковша залишків шлаку після закінчення розливання та зменшення термінів служби ковшів. Проби шлаку мали характерний чорний колір, що свідчило про високий вміст FeO.

При такому методі плавлення метал при плавленні та нагріванні до температури випуску насичується азотом і воднем приблизно на 50-70% від

вихідного вмісту в шихті. Забруднення шихти та заправні матеріали збільшують у металі вміст неметалевих включень у 57 разів. Крім того, під час плавлення відбувається рясне окислення марганцю та заліза. В результаті вміст оксидів цих металів у шлаку може досягати 40 і 10% відповідно, що ще більше збільшує кількість оксидів у сталі. Під час відновлювального періоду не вдається провести якісне рафінування і найчастіше сумарна кількість MnO та FeO у шлаку суттєво перевищує оптимальний рівень 5%, що знижує рівень механічних властивостей сталі.

Для усунення перерахованих вище недоліків у технологічний процес плавок сталі в печах з основним футеруванням ввели додатково дифузійне розкислення дисперсними розкислювальними сумішами РД19П та РД21П (ТУ0826003 476473042001). У цьому вирішували питання підвищення жидкотекучести сталі рахунок зниження у ній кількості неметалевих включень і оксидних полон, зниження концентрації газу розплаві, підвищення механічних властивостей сталей, економії феросплавів та інших завдань.

З метою проведення якісного рафінування при виплавці сталі марки 110Г13Л у завалку разом із шихтою завантажували рафінуючу суміш КСК (ТУ 1717000035204462332006) у кількості 3,3 кг на 1 т металозавалки. Суміш, що рафінує, КСК кальцій-стронцієвий карбонат (ТУ1717000035204462332006) призначена для рафінування сталей. Виготовляється вона на основі порошоків карбонатів кальцію та стронцію з додаванням сполук ЩЗМ та Al_2O_3 . Рафінуюча суміш відрізняється високою дисперсністю частинок, що забезпечує інтенсифікацію її реакційної здатності.

Рафінування здійснюється за флотаційно-адсорбційним принципом. Насамперед дисоціюють карбонати, створюючи потік високодисперсних бульбашок рафінуючого газу, всередину яких спрямовується водень. Завдяки введеним у суміш КСК з'єднанням ЛЗМ і Al_2O_3 утворюється рідкорухливий шлак, що відрізняється високою сульфідоемністю та здатністю акумулювати інші неметалеві включення. У результаті рафінуюча суміш вирішує завдання окисного періоду та очищає сталь від газів та неметалевих включень. Крім того, шлаки, що

утворюються, відрізняються більшою рідкорухливістю, що посилює ефективність подальшого дифузійного розкислення дисперсними РД19П і РД21П і алюмокарбом.

Розкислювач дифузійний РД19П призначений для створення відновлювальної атмосфери та розрідження шлаку якісних вуглецевих та високолегованих сталей, що виплавляються в дугових електропечах з кислою та основною футеровкою. Матеріал присаджується на поверхню шлаку перед розкислювальною сумішшю РД21П. Основу суміші РД19П складають карбонати кальцію та стронцію. Крім того, до її складу вводяться оксиди алюмінію та інших ЛЗМ, а також вуглецевмісний матеріал. За рахунок дисперсності суміш за короткий проміжок часу рівномірно розподіляється по поверхні шлаку, робить його рідкорухливим і реакційним. При цьому у печі створюється відновлювальна атмосфера. Потім у піч присаджують РД21П, до складу якої входять вуглець, кремній і кальційвмісні матеріали. За рахунок дисперсності ці елементи є надзвичайно реакційноздатними. Вони відновлюють оксиди заліза, марганцю та інші та сприяють переходу відновлених елементів у сталь. При цьому в печі підтримується відновна атмосфера, спінюється шлак. Відновлювальна атмосфера і спінений шлак екранують дуги, зменшують опромінення укосів і склепіння печі, покращують засвоєння тепла ванною, що дає можливість швидше нагрівати метал, призводить до економії електроенергії. Дифузійне розкислення дозволяє заощаджувати феромарганець, підвищити вихід придатного за рахунок переходу заліза до металу. Крім того, збільшується рідина плинність сталі за рахунок зменшення в ній неметалічних включень, що, у свою чергу, дозволяє знизити температуру заливки на 10-20 градусів і підвищить механічні властивості. Витрата сумішей становить по 23 кг на 1 т рідкого. Суміші фасуються в пакети масою по 3 кг, що покращує точність дозування та дозволяє вести контроль за раціональною витратою матеріалів.

Впроваджена комплексна обробка рафінуючої сталі 110Г13Л дозволила підвищити гомогенність розплаву, подрібнити мікроструктуру, збільшити механічні властивості сталі. Крім того, використання сумішей дозволило знизити

частку дефектів по пористості виливків, значно підвищити рідину плинність сталі за рахунок зменшення частки неметалевих включень і, як наслідок, дещо знизити температуру заливки, усунути утворення наростів і «козлів» у ливарних ківшах, підвищити термін їхньої служби.

Витрата розкислювальних сумішей РД19П і РД21П для печей з основною футеровкою становила 4 кг на 1 т завантаженої шихти, Алюмокарбу 2 кг/т, суміші, що рафінує КСК 3,3 кг/т.

Мікроструктури сталі марки 110Г13Л, виплавлених у різний спосіб, наведені в табл. 3.1 і показані на рисунку 3.1.

Таблиця 3.1 – Мікроструктури сталі 110Г13Л

Спосіб виплавки сталі	Бал зерна аустеніту, ГОСТ 5639		Розподіл карбідів, ОСТ 23.1.165	
	Без ТО	ТО	Без ТО	ТО
Метод переплаву	2	2	79	35
Метод переплаву з використанням КСК, РД19П та РД21П	3	34	68	13

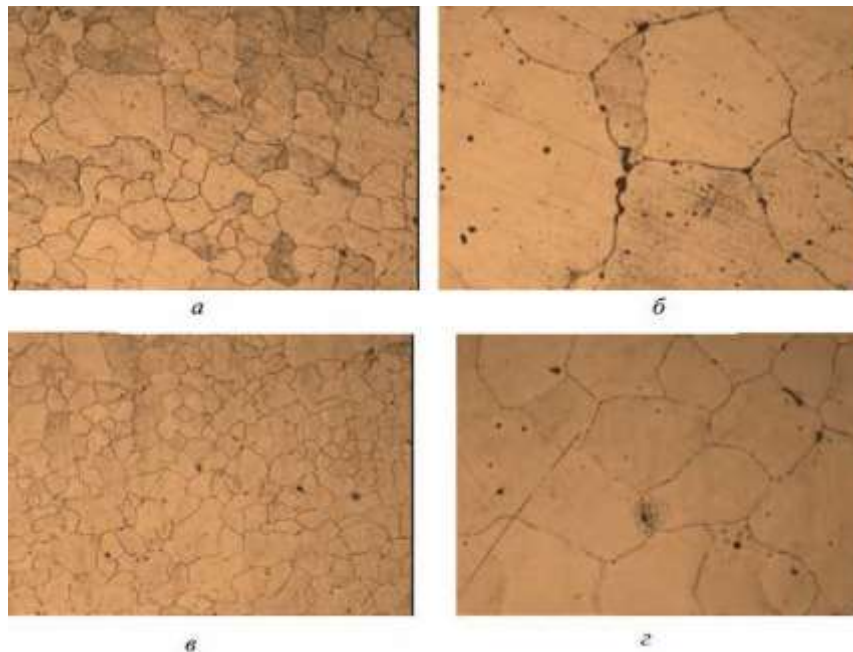


Рисунок 3.1 – Мікроструктура сталі 110Г13Л після термічної обробки: а, б – сталь, виплавлена методом переплаву; в, г - сталь, виплавлена методом переплаву із застосуванням рафінуючої суміші КСК та дифузійних розкислювачів РД19П та РД21П а, в - х50; б, г - х200

Як видно з таблиці та рисунка, мікроструктура сталі, обробленої сумішшю, що рафінує, КСК і дифузійними розкислювачами, стала більш сприятливою. У сталі (див. рисунок 3.1, в, г), подрібнилося зерно, усунута різнозернистість, властива сталі, виплавленої звичайним способом (див. рисунок 3.1, а, б), зменшилася кількість карбідів (табл. 3.1). Це свідчить про ефективність впровадженого комплексного технологічного процесу рафінування та дифузійного розкислення сталей при виплавці їх переплавом у печах з основним футеруванням.

У міру впровадження нових матеріалів при виплавці сталей у печах з основною футеровкою та одержанні позитивної динаміки впровадження було прийнято рішення випробувати застосування дисперсних матеріалів при виробництві сталей у печах з кислим футеруванням. При виплавці сталі в печах з кислим футеруванням доводилося стикатися з проблемами підвищеного вмісту газу в розплаві, недостатньою рідиною металу, нестабільністю механічних властивостей сталі. Для усунення цих недоліків була розроблена технологічна схема застосування рафінуючої та розкислювальних сумішей для печей з кислим футеруванням.

Таблиця 3.2 – Якісні показники сталі 35ГЛ

	Хімічний склад, мас. %					σ_B ,	σ_T ,	δ , %	ψ , %	КСУ, кДж/м ²
	С	Si	Mn	S	P	МПа	МПа			
ГОСТ 977-88	0,30-0,40	0,20-0,40	1,20-1,60	0,04	0,04	540	294	12	20	294
До впровадження	0,34	0,36	1,48	0,028	0,031	615	414	18,4	29	620
Після впровадження	0,32	0,38	1,51	0,029	0,033	645	453	20	32	721

При виплавці сталей у печах з кислою футеровкою після закінчення окисного періоду та доведення концентрацій марганцю та кремнію в розплаві до нижніх меж на шлак віддаються розкислювальні суміші з розрахунку по 2 кг на 1 т рідкого (по 2 пакети). Спочатку віддається РД19П, потім РД21П. Відразу ж у печі створюється відновна атмосфера, про що свідчить інтенсивне витіснення кисню із вікна завалки та економайзерів. Шлак спінюється і, як наслідок, екранує дуги, які горять стійкіше, а все їхнє тепло витрачається на нагрівання металу. При цьому інтенсивно

проходять реакції відновлення оксидів заліза, марганцю, кремнію та інших і перехід відновлених елементів металу, а також зворотний процес переміщення оксидів з металу в шлак. Після закінчення реакції в піч віддається Алюмокарб (ТУ1717000035204462332006), що містить у своєму складі алюмосодержащий порошок. Шлак у печі стає рідким та заспокоюється. Проби шлаку зазвичай щільні і мають блискучий зелено-блакитний колір, що свідчить про вміст FeO і MnO в ньому менше 1%. Після випуску металу шлак у ковші залишається рідким. Під час спорожнення ковша шлак опускається разом із металом, кірку на поверхні ковша не утворює. Після закінчення розливу метал зливається у виливницю, а залишки шлаку видаляються в шлаковню. Ківш під чергове розливання подається з чистими стінками та дном.

У табл. 3.2 наведені усереднені дані хімічного складу та механічних властивостей сталі 35ГЛ, що виплавляється в печах з кислим футеруванням за місяць роботи цеху до і після впровадження.

Як видно з таблиці, хімічний склад сталі до та після впровадження практично не змінювався, а механічні властивості сплаву зросли від 5 до 12%, що свідчить про ефективність впровадженого технологічного процесу дифузійного розкислення сталей, що виплавляються у дугових печах із кислим футеруванням.

3.2 Нанодисперсне модифікування сталі 110Г13Л

Дисперсне модифікування металів, сплавів, пластичних мас на сьогодні має під собою вже солідну теоретичну та експериментальну базу. Однак по дорозі широкого практичного використання лежать численні труднощі технологічного характеру. Як правило, спосіб їх подолання безпосередньо залежить від напряму модифікування, що вимагає щоразу, керуючись загальними принципами, ставити трудомісткі експерименти щодо оптимізації процесів введення нанопорошків у матрицю, відповідаючи їх хімічній природі [14]. Механохімія може значно полегшити шлях до досягнення позитивного результату.

Сучасна література, присвячена впливу нанорозмірних частинок тугоплавких

фаз на структуру та механічні властивості чавунів [5-11] та сталей [13, 10, 12, 13], дуже велика. Комплексні дослідження впливу різних дисперсних модифікаторів та умов модифікування на модельних системах (модифікування чавуну у формі) були проведені у роботах [14-16].

Встановлено, що розроблені модифікатори ефективно впливають на процеси кристалізації розплавів: змінюють співвідношення фаз (ферит/перліт), аж до повної заміни феритної складової перлітну, змінюють форму, довжину і розподіл графітових включень. Виявлено, що максимальна ефективність модифікаторів проявляється при концентрації тугоплавких частинок в діапазоні 0,0015-0,05% за масою.

Пропонована технологія не потребує зміни існуючих технологій, рецептура чавуну не змінюється (порушень вимоги ГОСТів та ТУ немає). Основна мета модифікування істотно змінити кристалізацію рідкого металу за рахунок введення величезної кількості центрів кристалізації, при цьому структура металу в литому стані стає дрібнокристалічною і більш однорідною. За рахунок зміни структури серйозно покращуються механічні та інші технологічні властивості металу (наприклад корозійна стійкість).

Виплавка сталі проводилася в печі ДС6Н1 за технологією переплаву легованих відходів (110Г13Л). Маса металу 5,5 т.

Розкислення сталі на випуску здійснювали шляхом подачі на дно розливного ковша 8 кг спеціального розкислювача (70% Al, 20% Fe, 5% Ca, решта, Si) з добавкою 5 кг гранульованого алюмінію.

Температура сталі на випуску (у ковші) 1460 °С.

Модифікування металу проводилося у формі шляхом закладання модифікатора у спеціальні реакційні камери. Кількість металу у формі -120 кг.

Було виготовлено сім дослідних форм із реакційними камерами, куди було закладено такі модифікатори у вигляді порошків:

- 1) вуглець : мідь = 1:1 (200 г);
- 2) карбід бору : мідь = 1:2 (200 г);
- 3) феротитан : мідь = 1:1 (200 г);

- 4) (суміш карбідів вольфраму та титану) : мідь = 2:5 (140 г);
- 5) карбід титану : мідь = 1:1 (200 г);
- 6) (суміш феротитану, карбиду бору, вуглецю) : мідь = 1:4 (300 г);
- 7) мідь (100 г), контрольний зразок.

Суміш карбідів вольфраму та титану (модифікатор 4) була отримана методом СВС за методикою, описаною в [17]. Співвідношення карбідів вольфраму (у перерахунку на WC) та карбиду титану в даному модифікаторі становило 75:25.

Модифікатори для покращення змочуваності розплавом металу попередньо були оброблені в планетарному відцентровому млині протягом 1 хв.

Після підробітку стопора були залиті першими всі сім дослідних форм.

Заливання протікало спокійно, без піроефектів.

У всіх дослідних формах були передбачені та залиті по дві приливні проби типу «топірець» для визначення механічних властивостей та мікроструктури.

З іншого боку, від кожної литникової системи форми були вирізані реакційні камери визначення повноти спрацьовування модифікатора.

Травлення зразків проводили 4%-ним спиртовим розчином HNO_3 .

У табл. 3.3 наведено хімічний склад готової сталі.

Таблиця 3.3 – Хімічний склад сталі

Елементи	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Al	Cu
Вміст, %	1,30	0,62	12,74	0,005	0,029	0,13	0,05	0,018	0,09

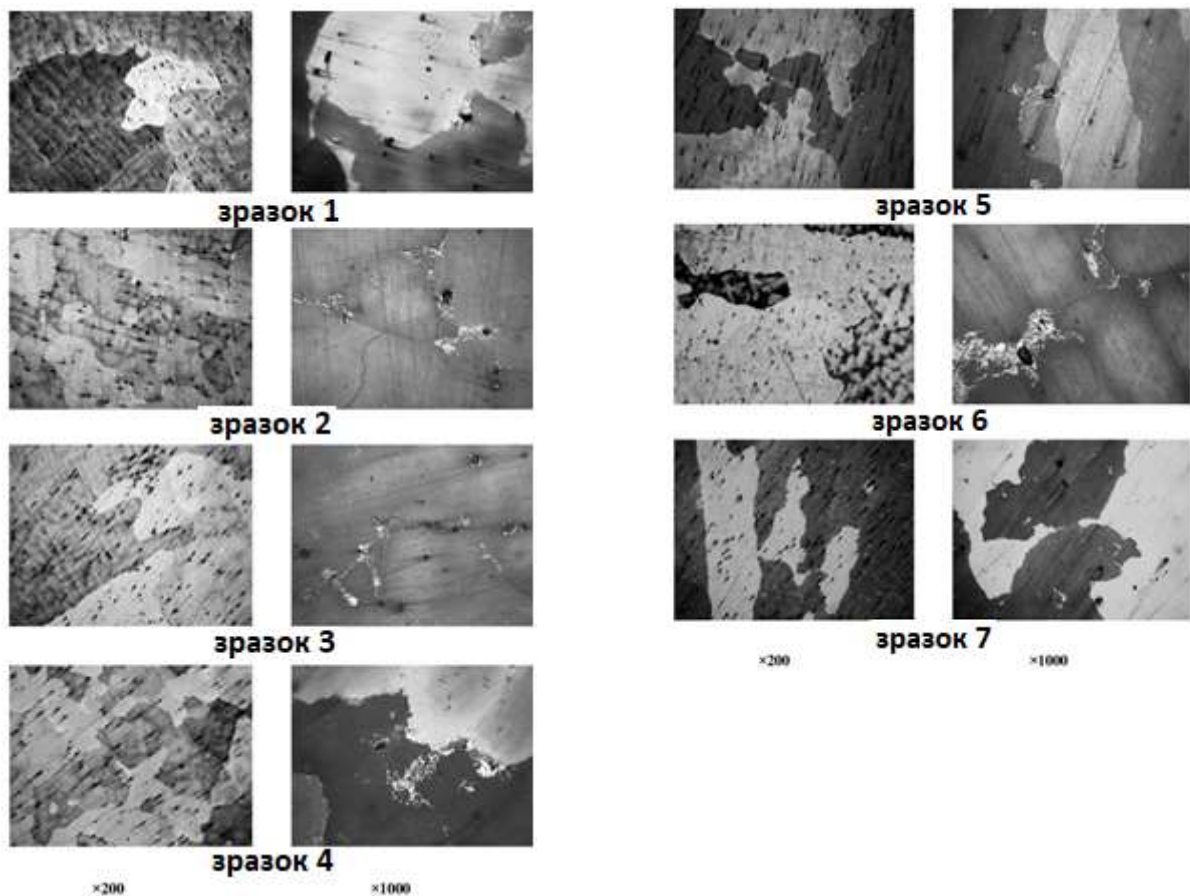
Склад, кількість модифікаторів та результати механічних випробувань сталей, оброблених цими модифікаторами, відображені у табл. 3.4.

Значне збільшення тимчасового опору розриву показали зразки сталі, оброблені модифікаторами 2, 4 та 5 (на 14,5, 18,0 та 9,0 % відповідно). Крім цього застосування модифікатора 4 (суміш карбідів вольфраму і титану, концентрація активної фази 0,033%) дозволило збільшити відносне подовження на 40%. Властивості сталей, оброблених іншими модифікаторами, у межах контрольного зразка 7.

Результати мікроструктурних досліджень зразків сталі представлені на рис. 3.2 та табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Склад, кількість модифікаторів та властивості зразків сталі

Зразки	Модифікатор		Властивості зразків сталі		
	склад	Вміст активної фази, %	Тимчасовий опір розриву b , Н/мм ² (збільшення, %)	Відносне подовження, δ , %	Відносне звуження, ψ , %
1	Вуглець: мідь = 1:1	0,083	580 (5,5)	10	13
2	Карбід бору: мідь = 1:2	0,056	630 (14,5)	8	9
3	Феротитан: мідь = 1:1	0,083	590 (7,3)	12	7
4	(суміш карбідів вольфраму та титану): мідь = 2:5	0,033	650 (18,0)	14	10
5	Карбід титану: мідь = 1:1	0,083	600 (9,0)	10	12
6	(суміш феротитану, карбиду бору, вуглецю): мідь = 1:4	0,050	570 (3,6)	8	16
7	Мідь	0	550	10	16

Рисунок 3.2 – Мікроструктура зразків сталі 110Г13Л (травлення 4%-ним спиртовим розчином HNO_3)

Було виявлено, що мікроструктура зразків складається з аустеніту та карбідів, що виділилися всередині та за межами зерен (рис. 3.2).

Оцінка величини зерна проводилася за ГОСТ 5639 (табл. 3.5). Видно, що у зразках 2 і 4 величина зерна відповідає двом балам (фактичний середній діаметр зерна становить 0,387-0,694 та 0,338-0,581 мм відповідно), в інших зразках зерно відповідає трьом балам і більше (фактичний середній діаметр зерна контрольного зразка 3, 2).

Таблиця 3.5 – Вплив дисперсних модифікаторів на мікроструктуру сталі

Зразки	Величина зерна за ГОСТ 5639, бали	Фактичний середній діаметр зерна, мм	Розподіл карбідів
1	>3	1,575-2,406	Дрібні карбіди всередині та за межами зерен аустеніту
2	2	0,387-0,694	Окремі рідкісні виділення карбідів усередині та за межами зерен аустеніту.
3	>3	1,506-2,094	Дрібні рідкісні виділення карбідів усередині та за межами зерен аустеніту
4	2	0,338-0,581	Дрібні карбіди всередині та по межах зерна аустеніту
5	>3	2,318-3,420	Дрібні карбіди всередині та по межах зерна аустеніту
6	>3	2,181-2,362	Дрібні карбіди всередині та по межах зерна аустеніту
7	>3	2,325-3,168	Дрібні карбіди всередині зерен аустеніту

Застосування дисперсних модифікаторів 2 (концентрація активної фази карбиду бору 0,056 %) і 4 (суміш карбідів вольфраму і титану, концентрація активної фази 0,033 %) при внутрішньоформному модифікуванні сталі 110Г13Л сприяє рівномірному розподілу. У зразках 2 та 4 величина зерна відповідає двом

балам (фактичний середній діаметр зерна 0,387-0,694 та 0,338-0,581 мм відповідно), величина зерна контрольного зразка більше трьох балів (фактичний середній діаметр зерна 2,325-3,168 мм).

Значне збільшення тимчасового опору розриву на 14,5, 18,0 та 9,0 % показали зразки сталі, відпрацьовані модифікаторами 2 (карбід бору), 4 (суміш карбідів вольфраму та титану) та 5 (карбід титану) відповідно. Крім цього, застосування модифікатора 4 (суміш карбідів вольфраму та титану, концентрація активної фази 0,033%) дозволило збільшити відносне подовження на 40%.

3.3 Дослідження складів шлаків при виплавці сталі Гадфільда

На сучасних металургійних підприємствах пріоритетним завданням є зниження питомих витрат на виробництво сталі за збереження високої якості. При виплавці сталі основний напрямок зниження витрат можна здійснювати шляхом зниження витрат: на шлакоутворюючі матеріали і вогнетривкі матеріали [1].

В електричних дугових печах рідка сталь не тільки стикається і взаємодіє з вогнетривками, але й обробляється шлаком рафінувальним, що забезпечує видалення сірки, кисню і неметалевих включень. Зменшити питомі витрати на шлакоутворювальні матеріали можливо за рахунок раціонального наведення шлаку або за рахунок використання ефективніших шлакоутворюючих матеріалів.

Знижувати витрати за рахунок вогнетривів (купівля дешевих виробів) недоцільно, так як це може призвести до їх зниженої стійкості, а значить, і до втрати продуктивності плавильного агрегату. Необхідно здійснювати комплексний підхід до проблеми підвищення якості металу та стійкості вогнетривів, тобто. оптимізувати умови не тільки наведення необхідного шлаку, а й умов експлуатації футерування. Це звичайно зустрічає певні труднощі. Наприклад, використання диференційованого футерування на плавильних агрегатах ускладнює завдання оптимізації технологічного режиму, оскільки шлаки взаємодіє з різними типами вогнетривів по ходу плавки, обробки та розливання сталі. При цьому шлак виявляє як негативний вплив на футерування, так і позитивний через можливість утворення

за певних умов захисного гарнісажу. Завдання ускладнюється ще більше з урахуванням основної технологічної функції шлаку рафінування металу та відповідними вимогами до складу та його властивостей.

Таким чином, необхідний взаємопов'язаний підбір вогнетривів та шлаків з необхідними властивостями та раціональним складом з урахуванням того, що у футеруванні комплексу агрегатів плавильних та ковшової обробки можуть зустрітися зовсім різні вогнетриви.

При виплавці сталі 110Г13Л в електродуговій печі завжди є потреба у розрідженні шлаку. Для цього найчастіше застосовують плавиковий шпат, що призводить до суттєвих недоліків:

- фторид кальцію сприяє роз'їданню футеровки печі;
- в умовах високих температур відбувається часткове випаровування CaF_2 , що призводить до серйозного погіршення екологічної ситуації.

Тому на сучасних підприємствах намагаються замінити застосування фториду кальцію іншими добавками, що розріджують.

Зазвичай для розчинення CaO у шлаку використовують матеріали на основі кремнезему та глинозему, які утворюють легкоплавкі евтектики з оксидом кальцію і тим самим знижують його температуру плавлення. Як кремнеземовмісні добавки використовують ОКД (більше 55,0% кремнезему, більше 25,0% глинозему і більше 5,0% оксидів кальцію і магнію) [2]. Проте використання такого типу матеріалу щодо рафінуючих процесів недоцільно, т.к. одними з найважливіших умов досягнення високого значення коефіцієнта розподілу сірки, в період рафінування, є зниження вмісту SiO_2 в шлаку [3], тому необхідно розробляти шлак, що розріджують матеріали на основі Al_2O_3 .

Крім того, порівняльний аналіз зносу футерування і складу шлаку, що використовується для обробки металу, показав, що при різному вмісті MgO в шлаку змінюється швидкість зносу вогнетривких виробів (рис. 3.3) [4].

Підтвердженням цього є мінімальне зношування вогнетривів у сталерозливних ківшах, де вміст MgO в шлаку перебував в інтервалі від 7,5 до 9,0%.

Межа насичення гомогенної складової MgO знаходиться в певній області і

має межі, які залежать від вмісту CaO , SiO_2 і Al_2O_3 у складі шлаку.

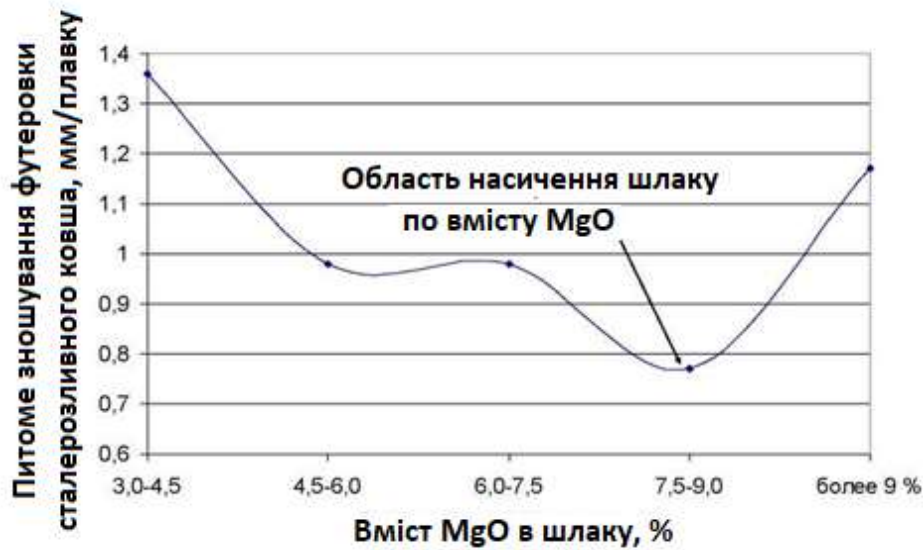


Рисунок 3.3 – Залежність зносу футерування в стальковшні від загального вмісту MgO в шлаку

Для успішного проведення рафінуючих процесів необхідний високий вміст CaO у шлаку. Тому доцільно розглянути зміни межі насичення гомогенної складової шлаку MgO в залежності від різного вмісту CaO . На рис. 3.4 представлені межі насичення шлаку по MgO залежно від вмісту оксидів CaO , SiO_2 , Al_2O_3 у таких межах: CaO від 40 до 55%, SiO_2 від 14 до 32% та Al_2O_3 від 4 до 27% [3].

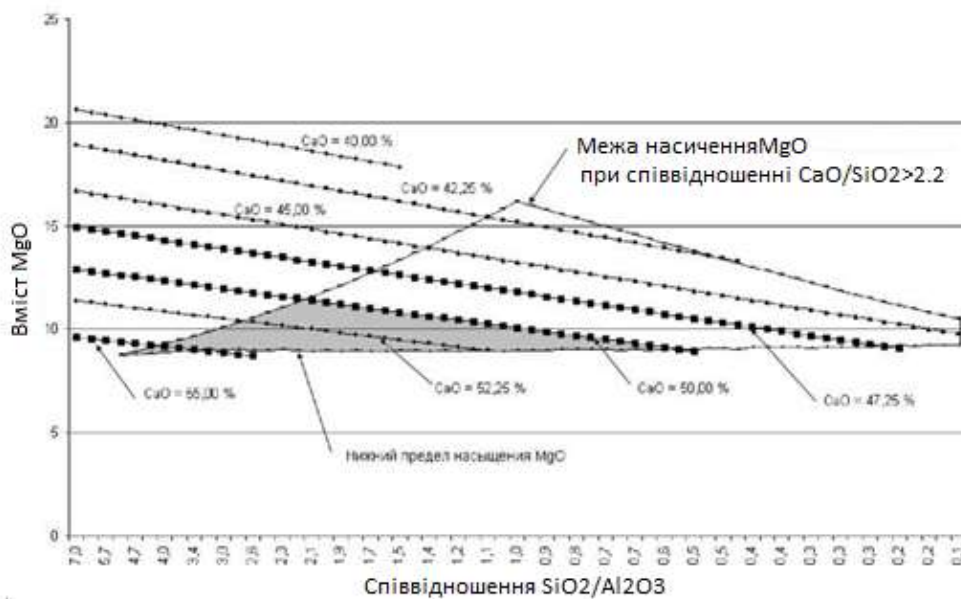


Рисунок 3.4 – Область раціональних вмістів CaO , Al_2O_3 , SiO_2 та MgO у гомогенній фазі сталеплавильного шлаку

З даних, поданих на рис. 3.4 видно, що при заміні SiO_2 на Al_2O_3 в гомогенній складовій шлаку межа насичення шлаку по MgO знижується і, як наслідок, знижується агресивність шлаку до футерування металургійних агрегатів.

Тому раціонально знижувати в'язкість шлаку введенням в шлак глиноземовмісних флюсів, а не зниженням його основності. На рис. 3.4 темною областю виділені області вмісту оксидів CaO , Al_2O_3 , SiO_2 та MgO у гомогенній фазі та вмістом CaO більше 50%. За цими даними можна визначити оптимальну кількість у шлаку зазначених оксидів. При наведенні шлаку потрібно прагнути потрапити у цю область, т.к. це сприятливо позначиться на рафінуючій здатності шлаку і знизить його агресивний вплив на футерування.

Встановивши необхідний склад шлаку, що сприяє не тільки заощаджувати футеровку, а й забезпечувати рафінування металу, в ливарному цеху на електродуговій печі ємність шість тонн провели дослідження впливу нового матеріалу («МША Фрадо1» виробництва «Сеал і К») на якість сталі Гадфільда [5].

На дослідних плавках цей матеріал віддавався із витратою від 4 до 10 кг на тону рідкої сталі. Під час віддачі матеріалу було зафіксовано таке:

- на сталі 110Г13Л при розкисленні шлаку початок реакції розчинення матеріалу було відзначено після підвищення температури розплаву вище 1450°C . До досягнення цієї температури матеріал осідав на поверхню шлаку. Далі у разі підвищення температури до температури випуску проходило посилення 5 хв;
- на дослідних плавках наведення відновного шлаку проводили без подачі плавикового шпату. Спостерігали задовільну рідину рухливість і в'язкість шлаку;
- реакційної здатності зі спінюванням шлаку, що посилювалося при віддачі вапна;
- при розкисленні шлаку матеріал показав задовільну здатність, що розкислює. Після віддачі матеріалу на поверхню шлаку реакція розчинення проходила по всій глибині шлаку, про що свідчило помірне вирування шлаку. Орієнтовний час реакційної здатності матеріалу трохи більше результати розкислювальної здатності випробуваного матеріалу представлені в табл. 3.6-3.8.

Таблиця 3.6 – Результати хімічного аналізу шлаку дослідних плавок

Номер плавки	Марка сталі	Хімічний склад шлаку, %						
		CaO	SiO ₂	FeO	MgO	P ₂ O ₅	MnO	Основніть
55307	110Г13Л	19,47	23,37	7,96	14,88	0,08	29,34	0,83
		28,17	23,60	1,11	15,34	0,08	21,36	1,19
55322	25Л	29,68	21,55	28,77	9,47	0,28	11,34	1,38
		39,88	26,28	1,37	19,18	0,08	2,73	1,52
62823	35Л	32,50	21,36	19,52	8,42	0,34	9,60	1,52
		49,11	20,09	4,08	10,96	0,11	4,56	2,44
62832	30Л	33,62	21,01	18,99	10,14	0,18	8,38	1,6
		38,39	19,51	4,93	20,64	0,09	4,74	1,97
62833	25Л	42,92	20,75	13,76	6,57	0,27	6,65	2,07
		46,58	20,62	2,47	12,08	0,12	6,26	2,26
Середнє		31,64	21,61	17,80	9,90	0,23	13,06	1,46
		40,43	22,02	2,79	15,64	0,10	7,93	1,84

Таблиця 3.7 – Результати хімічного аналізу сталей на дослідних плавках

Плавка	Хімічний склад, %					
	C	Si	Mn	S	P	Al
55322	0,234	0,002	0,117	0,020	0,006	0,000
	0,271	0,400	0,880	0,011	0,012	0,001
62823	0,383	0,000	0,112	0,020	0,002	0,000
	0,351	0,400	0,800	0,014	0,009	0,000
62832	0,293	0,000	0,075	0,023	0,006	0,000
	0,287	0,390	0,700	0,019	0,011	0,001
62833	0,299	0,000	0,088	0,018	0,002	0,000
	0,264	0,390	0,770	0,013	0,008	0,000

Таблиця 3.8 – Результати засвоєння легуючих елементів та ступеня десульфурації дослідних плавок

Плавка	Маса завалки, кг	Витрата феросплавів, кг				Кількість легуючого елемента у розплаві, %				Угар легуючих елементів, %		Ступінь десуль- фурації, %
		FeMn78	FeMn- Si18	FeSi65	SiCa	розрахунковий		фактичне		Mn	Si	
						Mn	Si	Mn	Si			
55322	5650	65		50		0,897	0,575	0,763	0,398	14,97	30,81	45,00
62823	24750		300	100		0,788	0,481	0,688	0,400	12,68	16,81	30,00
62832	25700		270		170	0,683	0,520	0,625	0,390	8,48	24,98	17,39
62833	24950		300	100	50	0,782	0,577	0,682	0,390	12,74	32,43	27,78
Середнє										12,22	26,26	30,04

В результаті проведених експериментів із застосуванням нового глиноземовмісного флюсу отримали таке:

1. Випробуваний матеріал показав хорошу здатність, що розкислює. Середній вміст оксиду заліза у відновлювальному шлаку відновлювального періоду не перевищив 3%. Добре відновився оксид марганцю (з 13,06 до 7,93%).
2. Рідкорухливість та реакційна здатність відновного шлаку сприяли поліпшенню процесу десульфурації (в середньому до рівня 30%).
3. Вміст оксиду магнію збільшився у шлаку відновлювального періоду з 9,9 до 15,64%, що сприятиме збільшенню стійкості футерування печі.

3.4 Особливості випуску з печі і розливки високомарганцевої сталі типу 110Г13Л

Високомарганцева сталь, винайдена в XIX столітті, відіграє важливу роль як своєрідний конструкційний матеріал у машинобудуванні та інших галузях промисловості. Ця сталь, що використовується в основному в литому стані, здатна до самозміцнення при впливі на неї ударних та ударно-абразивних навантажень або високих питомих статичних тисків. Вироби з високомарганцевої сталі в умовах

експлуатації набувають високої міцності, твердості та зносостійкості поверхневих шарів, що піддаються зовнішньому впливу. Для виготовлення багатьох виробів (зуб'їв ковшів кар'єрних екскаваторів, деталей щокових і конусних дробилок, що подрібнюють, перекладних хрестовин залізниць, трактів гусеничних машин та ін.) високомарганцева сталь є незамінною. Цю сталь виплавляють в електричних дугових печах з основним футеруванням ємністю зазвичай до 10 т трьома методами:

- на основі вуглецевої шихти з окисленням домішок;
- без окислення домішок (шляхом переплаву високомарганцевого брухту);
- сплавленням вуглецевого металу з феромарганцем.

Однією з найважливіших операцій, що забезпечують отримання якісних виливків із цієї сталі, є розлив цієї сталі за формами [1]. Оптимальний температурний режим розливу повинен забезпечити необхідні технологічні властивості, головними з яких є рідина і тріщиностійкість (стійкість проти утворення тріщин). Заливання форм перегрітим рідким металом призводить до збільшення у виливках зони дендритної структури, одержання в цих виливках великого мікрозерна, внаслідок чого погіршується ударна в'язкість сталі (особливо при низьких температурах), а також її міцність, пластичність, зносостійкість, холодостійкість, але особливо тріщиностійкість.

Основними причинами підвищеної схильності високомарганцевої сталі до утворення дендритної структури при її розливанні при високих температурах (вище оптимальної) є мала кількість центрів кристалізації, низька теплопровідність цієї сталі, велика лінійна швидкість росту кристалів та висока чутливість до перегріву. Чим дрібніше зерно аустеніту, тим тонше виникає міжзеренний прошарок, отже, цей прошарок меншою мірою буде ослаблена фосфідними, оксисульфідними і карбідними включеннями. Дрібні зерна мають більш рівномірний хімічний склад та невисоку внутрішньокристалічну ліквідацію.

З підвищенням температури металу, що заливається у форму, збільшується час його знаходження в рідкому стані, що призводить до збільшення кількості

мікропор на межах зерен у виливках. З цієї причини межзеренні межі високомарганцевої сталі часто є площинами найбільшої слабину, на яких відбувається зародження та розвиток тріщин. Крім того, в структурі металу виливків збільшується кількість карбідів, розвиваються ліквідаційні процеси, різко зростає ймовірність появи у виливках надривів, газових раковин, усадкової пористості, збільшується пригар (потовщується кірка, що важко видаляється, на поверхні лиття).

З підвищенням температури випуску та розливання сталі за формами зростає її агресивність до вогнетривів ковша та піщаної форми, що веде до збільшення засміченості металу виливків екзогенними неметалевими включеннями. Однак при надмірному зниженні температури металу, що розливається за формами (до 1425-1435°C) на поверхні тонкостінних виливків внаслідок утворення оксидних плівок MnO дуже часто виникають складки і завороти полон, зовні схожі на спаї або неслітини.

З погляду практики певний інтерес становлять кількісні залежності між температурою розливання високомарганцевої сталі та її механічними характеристиками. Встановлено, що зі зниженням температури заливання металу у форми його показники механічних властивостей зростають. Ударна в'язкість (KCU), межа міцності (σ_B) та відносне подовження (δ) цієї сталі пов'язані з температурою її розливання наступними математичними співвідношеннями [2]:

$$KCU = 123 - 0,07t, \sigma_B = 220 - 0,097t, \delta = 123 - 0,062t,$$

де t – температура розливання сталі.

Умовний поріг холодноламкості сталі (температура, коли він ударна в'язкість проти значеннями її за кімнатної температурі зменшується вдвічі) зі зниженням температури розливу зсувається у бік нижчих температур. Так, зі зниженням температури розливу з 1470 до 1410 °C поріг холодноламкості змінюється від 20 до 50 °C.

Багаторічна практика показала, що оптимальна температура заливання

високомарганцевої сталі в піщані та металеві форми становить від 1425 до 1480 °С [2].

Найбільш ефективним способом подрібнення первинного зерна високомарганцевої сталі є зниження температури розливання сталі, хоча розмір цього зерна можна регулювати рядом інших технологічних факторів (наведеною товщиною стінок виливків, швидкістю заповнення порожнини форми рідким металом, охолоджувальною здатністю ливарної форми, модифікуванням рідкої сталі титаном, нікель-магнієвою та іншою лігатурою, алюмінієм, а також застосуванням суспензійної заливки форм) [3].

На більшій частині вітчизняних і зарубіжних заводів температура випуску високомарганцевої сталі з печі становить від 1490 до 1530°С від 5 до 12 хв. Ця витримка необхідна зменшення змісту неметалевих включень у сталі внаслідок винесення їх конвективними потоками й у часткового видалення розчинених газів. У процесі витримки рідкого металу в ковші виникає перепад температур між верхніми та нижніми шарами, який до початку розливання може досягати 2070°С. Чим більша в ковші товщина шлакового покриву рідкого металу, тим меншою швидкістю відбувається охолодження цього металу. Форми для тонкостінних виливків заливають насамперед, тобто найбільш гарячим металом, а для товстостінних в останню. Температуру заливання високомарганцевої сталі в ливарні форми можна визначити з допустимою похибкою за наступною емпіричною формулою:

$$t_3 = 1485^{\circ}\text{C} - 0,3 \delta_{\text{стл.}}$$

де t_3 – температура заливання сталі у форму;

$\delta_{\text{стл.}}$ - переважна товщина стінки майбутнього виливка, мм.

Оптимальний температурний інтервал розливу сталі становить 35-55 °С.

Футерування розливного ковша перед випуском у нього сталі нагрівають до 250-450°С. Падіння (зниження) температури сталі при її випуску з печі в ківш визначається швидкістю її випуску, компактністю струменя, наявністю шлаку на струмені сталі і коливається в межах 35-60 °С незалежно від місткості печі (від первісної кількості в ній рідкої сталі). Чим довше триває випуск, тим більша

тривалість контакту рідкого металу з киснем повітря, що призводить до інтенсифікації процесу окислення марганцю в сталі. Вміст закису марганцю (MnO) в шлаку в кінці розливу збільшується в 2,0-3,5 рази в порівнянні з вмістом шлаку перед випуском плавки з печі.

Для зменшення часу контакту струменя металу з повітрям сталь із печі слід випускати компактним струменем максимально допустимого перерізу при невеликій висоті падіння рідкого металу в ківш. Струмінь не повинен ударятися об стопор або стінку ковша, інакше вона розділиться на кілька переривчастих дрібних потоків. Розривати струмінь металу при заливанні форм не можна через небезпеку утворення у виливках таких різновидів шлюбу, як завороти, неслітини, спаї. Пробка стопора повинна бути ретельно «прироблена» при заливанні першої ливарної форми таким чином, щоб стаканчик при наступному заливанні форми закривався повністю і метал через нього не протікав. Тому перша форма має бути призначена для отримання масивної товстостінної деталі.

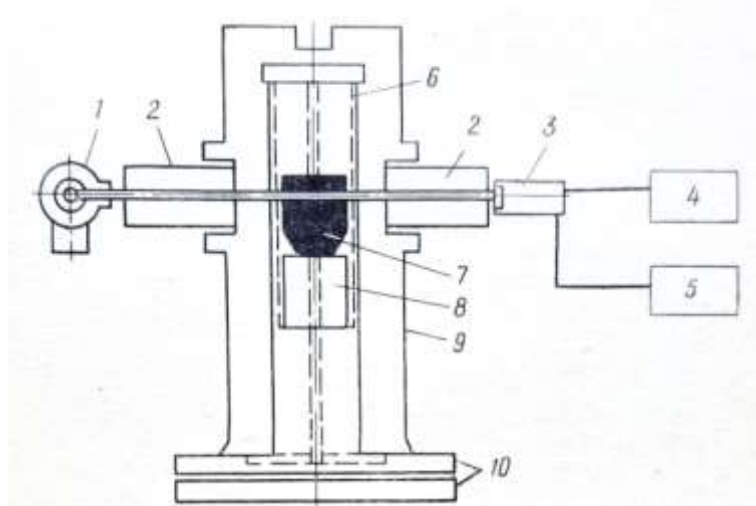
Подальше вдосконалення як технології виплавки, а й випуску і розливання високомарганцевої сталі дозволить істотно знизити брак одержуваних з неї виливків [4] (нині він становить до 7% від загальної маси лиття).

3.5 Вплив малих добавок лантану та алюмінію на щільність сталі 110Г13Л

Чисельними дослідженнями встановлено, що малі добавки рідкісноземельних елементів істотно впливають на фізико-механічні властивості металу, змінюючи його поверхневий натяг, кінематичну в'язкість та інші фізичні властивості. Але ці дослідження не дозволяють отримати кінетичні залежності взаємодії модифікаторів із рідким металом.

Найбільш перспективним методом, який дозволяє простежити кінетику взаємодії РЗМ з розплавом, є безконтактний метод вимірювання щільності, заснований на відомому положенні про послаблення інтенсивності проникаючого випромінювання при його проходженні через речовину. Принципова схема

установки представлена на рис. 3.5. Джерелом випромінювання є встановлення ГУП-Сє-137. Для реєстрації потоку у-випромінювання після проходження через кулю рідкого металу використовують електронний датчик типу У6Д-1, посилений сигнал якого надходить на електронний прилад типу ПП-15.



1- джерело випромінювання ГУП-Сз-137; 2 - коліматор; 3-датчик УСД-1; 4 - блок живлення БВ-2-2; 5 - перерахунковий прилад ПП-15; 6-графітовий нагрівач; 7 - тигель з металом; 8 – підставка; 9 - кожух печі; 10 - контактні пластини

Рисунок 3.5 - Принципова схема установки для вимірювань щільності проникаючого випромінювання

Температуру металу в тиглі змінюють, реєструють та автоматично регулюють термопарою занурення РП-30/6 та потенціометром ЕПП15А-МЗ.

Зміна щільності рідкого металу визначають зі зміни інтенсивності потоку γ -випромінювання (збільшення щільності зменшує потік випромінювання, і навпаки):

$$\Delta N = \frac{N_0 - N_t}{N_0} \cdot 100\%,$$

де N_0 – інтенсивність потоку випромінювання при певній температурі;
 N_t – інтенсивність потоку випромінювання за даної температури.

Проведено дослідження впливу добавок металевого лантану в кількості 0,01; 0,02; 0,05 та 0,1% (за розрахунком) та алюмінію в кількості 0,1 та 0,2% на зміну

щільності сталі 110Г13Л у рідкому стані. Сталь для заготівлі зразків (склад 1,15% С, 12,11% Mn, 0,66% Si, 0,011% S, 0,07% P, 0,06% Cr) виплавляли у 100-кг індукційній печі з основним футеруванням. Розкислення виробляли металевим марганцем та 75%-ним феросиліцієм. Метал заливали у циліндричні земляні форми для подальшого переплавлення в атмосфері гелію з добавками лантану та алюмінію в дослідній установці.

Добавки вводили у залізній фользі на соломці алундовій при постійній температурі металу, що дорівнює 1550°C. Вивчення густини нерозкисленої сталі 110Г13Л в інтервалі температур від 1100 до 1600°C (рис. 3.6) показало, що в рідкому стані (1400-1600°C) спостерігається прямолінійна зміна щільності як при нагріванні (1), і при охолодженні (2). Дуже важливим є той факт, що сталь 110Г13Л не схильна до переохолодження, тобто гістерезис зміни щільності при кристалізації та розплавленні не спостерігається. Різка зміна ходу політерми щільності дозволяє визначити температури ліквідусу (1400°C), солідуса (1300°C) та інтервал кристалізації (100 град).

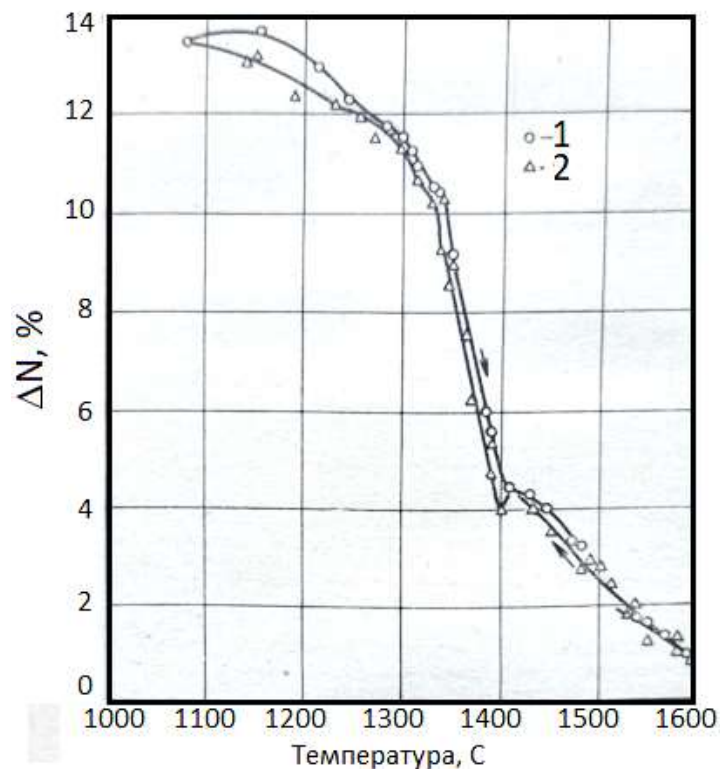
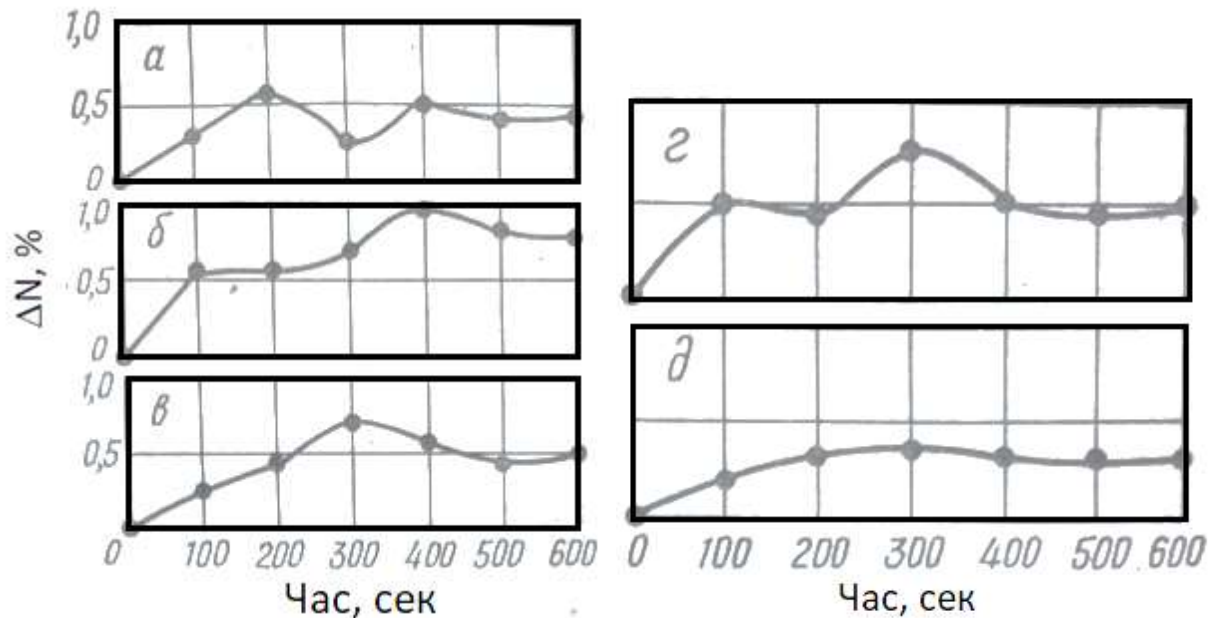


Рисунок 3.6 – Політерма зміни щільності рідкої сталі 110Г13Л

Лантан вводили після стабілізації густини при постійній температурі 1550°C. Додаток лантану в кількостях від 0,01 до 0,15% (за розрахунком) призводить до ущільнення розплаву (рис. 3.7). Максимум густини досягається через 300-400 сек після введення лантану, через 500-600 сек ущільнення дещо зменшується та стабілізується.



а - 0,01; б - 0,02; в - 0,05; г - 0,1; д - 0,15

Рисунок 3.7 – Залежність щільності рідкої сталі 110Г13Л від присадок лантану, %

Подібна зміна щільності при введенні лантану, мабуть, можна пояснити дегазуючою та рафінуючою дією на розплав. Лантан є одним із найсильніших розкислювачів. Щодо впливу лантану на вміст азоту та водню сталі висновки дослідників не настільки визначені. Можна припустити, що вплив РЗМ на щільність металу пояснюється, з одного боку, зміною кількості кисню (можливо також азоту та водню), розчиненого в металі, зміною кількості включень, з іншого боку, деякою відмінністю щільностей розплавленого металу та лантану, що вводиться ($\rho_{La} = 6,16 \text{ г/см}^3$). Зменшення кількості розчинених газів і зважених неметалевих включень повинно призводити до підвищення щільності, а добавки РЗМ (лантану), що володіють малою щільністю, та утворення сталі дрібнодисперсних неметалевих включень на основі РЗМ повинні призводити до зниження значень цієї характеристики розплаву.

Максимум на кривій модифікування (при введенні 0,02% La) (рис. 3.8, 3.9) можна, мабуть, пояснити таким чином: спочатку переважають процеси рафінування та дегазації, після того, як дегазуюча та рафінуюча здатності РЗМ вичерпуються, починає переважати процес розведення металу вводимим елементом і утворюваним ним дрібнодисперсним неметалевими включеннями.

Найбільш широко застосовуваним досі розкислювачем сталі 110Г13Л є алюміній. Вважається, що за відсутності добавок алюмінію в ківш сталь буде вражена ситоподібною пористістю. У той же час Ю. А. Шульте [2] зазначає, що алюміній у сталі 110Р13Л не є розкислювачем.

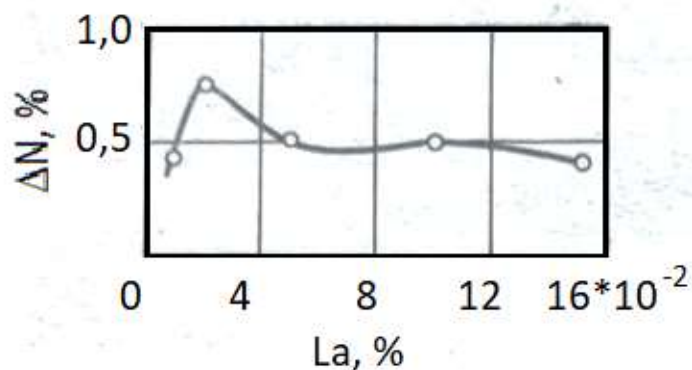
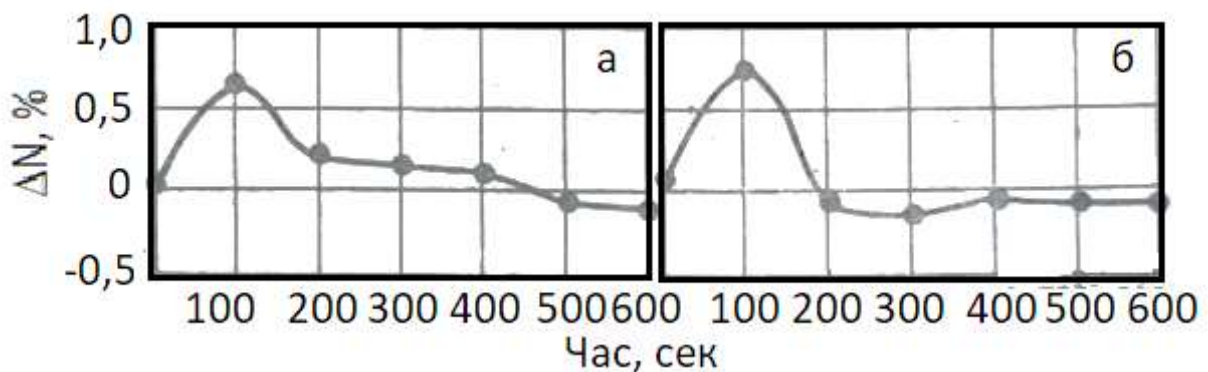


Рисунок 3.8 – Зміна щільності рідкої сталі 110Г13Л в залежності від величини присадки лантану



а – 0,1; б – 0,2

Рисунок 3.9 – Залежність густини рідкої сталі 110Г13Л від присадок алюмінію, %

Пояснюють це тим, що при наявності великої кількості марганцю набирає чинності закон діючих мас, і алюміній в умовах втрачає свою розкислювальну

здатність. Експерименти для перевірки зазначеної обставини підтверджують вищевикладене припущення (рис. 3.9). Протягом перших 100-200 секунд йде інтенсивне утворення включень (ущільнення розплаву). Потім під впливом великих кількостей марганцю відбувається їх дисоціація і щільність приймає значення, близькі до початкових.

Таким чином, отримані кінетичні криві за впливом лантану та алюмінію на щільність дозволяють уточнити механізм дії малих добавок, а також визначити оптимальні кількості модифікаторів, які найбільш істотно впливають на метал у рідкому стані.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Основні шкідливості та небезпеки в електросталеплавильному цеху

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

Аналіз небезпечних та шкідливих факторів на пічній ділянці СПЦ наведено у карті умов праці на робочому місці сталевару у таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Карта умов праці робочому місці сталевара

Фактори виробничого середовища та праці	Нормативне значення ГДК, ПДК	Фактичне значення	Шкідливі та небезпечні умови та характер праці			Час дії фактора, %
			I кл	II кл	III кл.	
1. Шкідливі хім. речовини, г/м³ <i>I клас</i>						
Ангідрид хромовий	1,0	1,5	1,5			80
Оксид марганцю	0,3	0,4	1,33			80
Нікель	0,5	0,6	1,2			80
<i>III-IV класи</i>						
Азот діоксид	2,0	3,3				
Ангідрид сірчистий	10,0	18,0		4,7		84,2
Оксид вуглецю	20,0	25,0				
2. Пил переважно фіброгенної дії. Вміст діоксиду SiO ₂ 3,16%	4	6	1,5			80
3. Шум, дБ	80	97			17	100
4. Мікроклімат у приміщенні у теплий період:						
- t ⁰ C повітря;	19	37			18	90
- Швидкість руху повітря;	0,5	0,6	1,2			90
- відносна вологість повітря;	75	42	0,56			90
- інфрачервоне випромінювання	140	5270			5270	80
5. Статичне навантаження. Величина навантаження за зміну за участю м'язів тулуба та ніг	130000	252956	252956			
6. Робоча поза Нахили корпусу, переміщення у просторі	101	Вимушені нахили св. 300 240	Вимушені нахили 240			
7. Напруженість організаторських функцій Зір		Сліпуча дія розплавленого металу та шлаку				

Основним джерелом небезпеки є процес плавлення в печі, який супроводжується великим виділенням газів та пилу оксидів заліза, підвищенням температури навколишнього повітря. Крім того, при випуску та розливанні сталі також виділяється пил, газів і теплові випромінювання.

Джерелом випромінювання є факел полум'я, нагріта до високої температури вогнетривка футеровка внутрішнього простору печі та поверхня розплавленого металу та шлаку, вплив яких проявляється при відкритих вікнах печі. Крім того, джерелами випромінювання є чавун, що заливається, рідкий шлак, розплавлений метал при випуску і розливанні сталі. Усі джерела мають температуру, що перевищує 500°C , тому спектр випромінювання містить світлові та інфрачервоні промені.

Теплове випромінювання, якому піддається персонал біля печей, коливається у дуже широких межах (від 698 до 6990 Вт/м²).

В СПЦ тепловому опроміненню в основному піддаються сталевари та підручні сталеварів. Інфрачервоні випромінювання впливають на функціональний стан людини, її центральну нервову систему, серцево-судинну систему. Відзначається різке почастищення серцебиття, підвищення максимального та зниження мінімального артеріального тиску, почастищення дихання, підвищення температури тіла та посилення потовиділення, захворюваність серцево-судинної системи та органів травлення.

Світлові випромінювання можуть викликати цілу низку патологічних змін у стані очей: кон'юнктивіти, помутніння рогівки, депігментація райдужної оболонки, спазм зіниць, помутніння кришталика, опіків сітківки та ін.

При тривалому перебуванні людини біля інфрачервоного випромінювання, як і при систематичному впливі високої температури, відбувається порушення водно-сольового балансу, що спричиняє так звану судомну хворобу. Порушення теплового балансу викликає захворювання, яке називається тепловою гіпотермією або перегрівом.

У результаті технологічного процесу виділяються газоподібні шкідливі речовини. Основним джерелом забруднення є дугова піч. При порушенні

газодинамічних параметрів процесу та пов'язаному з цим вибиванні великих мов полум'я з-під заслінок вікон, вибиванні полум'я, а також при випуску та розкисленні сталі в ковші з робочого простору печі виділяються гази. Іноді виділення газів виникає внаслідок порушення цілісності газових комунікацій.

У повітря робочої зони потрапляють такі газоподібні речовини: CO, SO₂, NO та ін. Оксид вуглецю (II) є продуктом неповного згоряння палива або утворюється в результаті фізико-хімічних реакцій у процесі плавки. CO надходить в організм людини через дихальні шляхи. Через утворення карбоксигемоглобіну знижується здатність крові переносити кисень до тканин, може настати кисневе голодування. Головним чином це впливає на функції центральної нервової системи.

Сірчаний ангідрид (SO₂) має подразнюючу дію. При контакті з біологічними організмами він викликає запальну реакцію, причому в першу чергу страждають органи дихання, шкіра та слизові оболонки очей.

Оксид азоту (II) потрапляє в організм через дихальні шляхи та утворює у крові метгемоглобін. У робітників може виникнути кашель, ядуха, задишка. У важких випадках може розвинути набряк легень. Спостерігаються також головний біль, серцева слабкість.

У технологічному процесі застосовують природний газ, він нетоксичний, але впливає на організм людини, викликає ядуху.

В електросталеплавильному цеху утворюється та виділяється у виробниче приміщення значну кількість пилу. Багато операцій процесу супроводжуються виділенням пилу та забрудненням повітря виробничого приміщення (заправлення подини, укосів та інших конструктивних елементів робочого простору печі, підсипання порогів).

У зоні пічного прольоту концентрація пилу сягає 143 мг/м³. Джерелом її потрапляння в робочу зону є також не герметичність обладнання під час проведення операцій із завалки шихти.

Кількість пилу, що виділяється, хімічний і гранулометричний склад залежать від складу і властивостей шихтових і заправних матеріалів, палива, кисню і застосовуваних для футеровки вогнетривів.

Пил від дугової печі нетоксичний, із вмістом SiO_2 до 6%. Велика ($d_m=82\text{мкм}$), маса пилу, що виноситься пічними газами, становить 20...100кг/т сталі.

Наявність у повітрі пилу, що містить оксиди кремнію, заліза та інших мінеральних складових, може викликати різні професійні захворювання, що отримали загальну назву – пневмоконіоз. Ці захворювання викликають різні зміни легеневої тканини; легені втрачають еластичність, порушуються їх функції та кровообіг – легені зазнають кисневого голодування.

Гранично допустима концентрація пилу повітря в цеху становить 4мг/м^3 .

За виконання деяких операцій технологічного процесу виникає шум механічного, аеродинамічного і термічного походження. Джерелами постійних шумових перевантажень є рух електромостових кранів, мотор-генератори машинних залів, витік повітря, згоряння палива і т.д.

Крім шумових навантажень на організм людини, шкідливо впливає вібрація. Вібрація в цеху створюється при русі поїздів по бункерній естакаді, роботі віброживителів, при русі скіпів по похилому мосту та роботі механізмів машинного залу.

Під впливом шуму настає безсоння, знижується працездатність, може виникнути професійне захворювання – приглухуватість. Під впливом вібраційного струсу відбувається зрушення в нервовій системі. Вібрація впливає на кровоносні судини, звужуючи просвіт капілярів. Виявляється порушення вегетативної нервової системи та кістково-суглобового апарату. При тривалому контакті з цим фактором може виникнути загальне захворювання організму – вібраційна хвороба.

4.2 Технічні рішення щодо усунення шкідливих та небезпечних факторів

Для зниження шкідливого впливу тепла на організм людини має обмеження виділення тепла у виробничому приміщенні. З цією метою вдаються до термоізоляції печей за допомогою встановлення спеціальних термоізоляційних листів. Для видалення конвекційного тепла в цеху застосовують аерацію шляхом встановлення двох аераційних ліхтарів типу КТІС на даху будівлі цеху. Ще одним

заходом боротьби з теплонадлишком є організація робочому місці сталевара повітряного душу.

Важливу умову створення сприятливих умов праці має організований повітрообмін.

Приплив зовнішнього повітря в цех здійснюється через прорізи у стінах, вікна та виїзні залізничні ворота. Отвори у стінах закриваються поворотними панелями; вікна мають фрамуги, що відкриваються. Це дозволяє регулювати потік зовнішнього повітря. У теплий період року в цех надходить через отвори припливу, розташовані на рівні робочої зони, а холодний період – через отвори, розташовані на відстані не менше 4м від рівня робочих майданчиків. Видалення повітря здійснюється за допомогою витяжних шахт, а також аераційного ліхтаря. Для охолодження та зменшення впливу надлишкового тепла в цеху можна застосовувати дрібнодисперсне розпилення води на робочому місці сталевару.

Істотне значення у цеху має обдування робочих повітрям (повітряне душення). При повітряному душенні повітря, що подається вентилятором, температура якого нижче температури навколишнього повітря, омиває працюючого, сприяючи прискоренню процесів випаровування і охолоджуючи тіло працюючого. Душують установки (стаціонарні або пересувні) розміщуються так, щоб потоки повітря були спрямовані на робоче місце сталевара і забезпечували спрямовану рециркуляцію повітря.

У цеху на робочому місці сталевара потрібно зменшити опромінення, передбачивши теплозахисні водоохолоджувані екрани, які встановлюють біля стін і склепінь печей, рам робочих вікон, у сталерозливних каналів.

Теплозахисний екран дозволяє локалізувати джерело променистої теплоти, зменшити опроміненість на робочих місцях та знизити температуру поверхонь навколишніх робоче місце.

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

Застосування амортизаторів та легких ущільнень на трасах вентиляційних систем, застосування амортизаційних підвісок на вібродвигунах, знижують шум та вібрацію.

Спецодяг виготовлений з бавовняних тканин з вогнетривким просоченням, а також з напіввовняних та суконних тканин. Для спецодягу горнових, жолобників розливальних машин тощо, доцільно застосовувати металізовані вогнезахисні тканини на основі азбесту та скловолокна.

Застосовують чоботи з халявами, що встановлюються на носі, і чоботи з манжетами. Чоботи забезпечені теплозахисною прокладкою під переда та халяви, і теплоізолюючою прокладкою між верхом та підошвою.

Для захисту очей і шкіри обличчя від бризок розплавленого металу і шлаку, впливу ультрафіолетових та інфрачервоних променів, застосовують захисні окуляри з неб'ється скла, з боковим захистом і сітчасті маски. Для робітників у печей використовують скло СС-14.

Для захисту рук застосовують рукавиці із сукна покритими шкірою. Для захисту голови від перегріву та опіків застосовують капелюхи з широкими полями з повсті, фетру або грубошерстого сукна.

Для захисту шкіри рук, обличчя, шиї використовують захисні пасти, креми, мазі. До засобів індивідуального захисту органів дихання від впливу задушливих та токсичних газів, пари та пилу відносять респіратори (ШБ-1, У-2К, РП-К, «Астра-2»), промислові протигази. Для захисту від впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильного цеху застосовують протишумні вкладиші з матеріалу ФПП-Ш. Ці вкладиші («Беруші») розраховані на користування протягом одного дня. Застосовують навушні протишуми (шумозахисні навушники) МІОП.

Для захисту від вібрації використовують рукавиці з подвійним шаром із паралону. Застосовують також антивібраційні пояси, подушки, прокладки, віброгасне взуття та килимки.

Таблиця 4.2 – Технічні заходи захисту від впливу потенційно небезпечних факторів

Небезпечний фактор виробництва	Захисний пристрій тип пристрою	Параметри та характеристика пристроїв	Місце встановлення
Низькочастотний шум	Захисні екрани Скло, бетон	-----	ДСП
Туманоутворення	Повітряний підігрівач повітря Підігрівач-калорифер	Ц-5-93 N=20 кВт	ДСП
Розліт бризок металу	Екрануючий пристрій Екран-козирок	Електропривід N = 10 кВт	ДСП
Тепловиділення	Керовані стулки у стінах будівлі	Металеві керовані пластини	Стіни будівлі цеху
Пожежа	Вогнегасник ОХП-10 піногасіння	10л	На протипожежному стенді
Ураження електричним струмом	Захисне заземлення заземлювачі		ДСП

4.3 Виробнича санітарія та об'ємно-планувальні рішення

Проектування електросталеплавильного цеху ведеться відповідно до правил безпеки у промисловому виробництві. Конструктивно будинки цехів не відрізняються від типових. Стіни будівель виконуються із цегляної кладки чи збірного залізобетону. Світлові прорізи по довжині будівлі виконані в 2-3 ряди. Вікна та отвори розташовуються у верхній частині будівель на висоті не менше 1,2 метри від рівня підкранових колій.

У виробничих приміщеннях ЕСПЦ передбачається створення мікроклімату, який забезпечує оптимальні умови для роботи обслуговуючого персоналу. Зміна параметрів мікроклімату, температури, вологості та швидкості руху повітря призводить до порушень терморегуляції організму людини з навколишнім середовищем.

4.4 Опалення та вентиляція

Для забезпечення нормальної роботи в різні періоди року на робочих місцях встановлюються різні пристрої для опалення та вентиляції.

У приміщеннях з постійним або тривалим перебуванням обслуговуючого персоналу в холодну пору встановлюються системи опалення, батареї, калорифери.

В'їзні та виїзні ворота обладнані повітряними та тепловими завісами з механічним приводом для відчинення та закривання дверей. На головних постах керування процесом встановлені батареї з паровим опаленням.

У літній період на виробництві для очищення виробничого повітря та подачі в приміщення чистого повітря використовуються системи кондиціонування повітря.

Дані про допустимі параметри мікроклімату наведено в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 - Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища у робочій зоні ділянки розливання сталі

Категорії роботи з тяжкості	Температура повітря на постійних робочих місцях, С0	Відносна вологість на робочих місцях, %	Швидкість руху повітря у цеху, м/с	Швидкість руху повітря норма, м/с	Температура повітря поза робочими місцями, 0С
Середня	Холодний 14-16	Холодний 60	Холодний 0,4	Холодний 0,5	15
Важка	Теплий 30-35	Теплий 55	Теплий 0,3	Теплий 0,5	30

4.5 Освітлення виробничих приміщень

В ЕСПЦ застосовується природне та штучне освітлення. Для освітлення приміщень, як правило, передбачають газорозрядні лампи низького та високого тиску (люмінесцентні, ДРЛ).

Норму освітленості вибирають залежно від характеристики зорової роботи, види якої за напруженістю ділять на вісім розрядів із підрозрядами. Розряд залежить від величини об'єкта розрізнення, а підрозряд від фону та контрасту між об'єктом розрізнення та фоном (таблиця 4.4).

Найменша освітленість робочих поверхонь та території підприємств, що потребують обслуговування при аварійному режимі, повинна становити 5% робочого освітлення, але не менше 2лк усередині будівель та 1лк для території. Евакуаційне освітлення повинно забезпечувати найменшу освітленість на підлозі основних проходів, на землі та на сходах 0,5лк у приміщенні та 0,2лк на відкритих територіях.

Таблиця 4.4 – Прийняті значення освітленості у цеху

Найменування відділення ділянки	Розряд зорової роботи	Освітленість (лк) та коефіцієнт запасу при люмінесцентних лампах			Аварійне освітлення (лк)	
		Система комбінованого освітлення	Система загального освітлення	Коефіцієнт запасу	Для тривалих робіт	Евакуаційне
Пічний проліт	VII	-----	200	1,5	10	0,5

Відповідно до ДСТУ освітленість у пічному прольоті ЕСПЦ відноситься до VII розряду зорової роботи, т.к. на цьому робочому місці робота пов'язана з матеріалами, що світяться, в гарячих цехах незалежно від характеристики фону і контрасту об'єкта з фоном. Найменший розмір об'єкта розрізнення в даному випадку має бути більшим 5 мм.

4.6 Санітарно-побутові приміщення

Створення прийнятних санітарно-побутових умов у приміщеннях значною мірою попереджають захворювання працюючого персоналу в цехах металургійного виробництва. У цехах споруджено спеціальні приміщення, в яких розташовані: гардероб, умивальники у кількості 30 шт, душових 15 шт, а також їдальня.

4.7 Заходи пожежної безпеки

Характерними причинами виникнення пожеж на виробництві є необережне поводження з вогнем; порушення технологічного процесу виробництва та несправності виробничого обладнання, неправильний монтаж та несправності електричних проводок та обладнання, неправильне користування електричними приладами; іскри із виробничих установок; статична електрика та ін.

Для запобігання виникненню пожеж необхідно виключити перелічені порушення.

В умовах ЕСПЦ за постійної наявності розплавленого і нагрітого металу та шлаку, великих мас горючих газів, а також в умовах застосування в широких

масштабах кисню особливо не допустимі порушення розробленого технологічного режиму та порядку проведення робочих операцій.

Найбільш поширеним та доступним засобом гасіння пожеж є вода, але не завжди її можна використовувати. Широке застосування для гасіння пожеж на підприємствах набула піна. Для отримання хімічної піни застосовують піногенераторні порошки ПГП та ПГПС, що складаються з кислотної та лужної частин. Повітряно-механічна піна також використовується вона являє собою механічну суміш повітря, води та піноутворювача (ПО-1, ПО-6, ПО-1А, ПО-1Д), що складається з газового контакту, столярного клею та етилового спирту.

При подачі інертних газів (азоту, діоксиду вуглецю, димових та відпрацьованих газів, а також водяної пари) у зоні горіння знижується концентрація окислювача, зменшується швидкість горіння і незабаром цей процес припиняється.

Вогнегасні речовини у вигляді твердих порошоків застосовують для гасіння невеликих загоряння різних горючих речовин і матеріалів, а також тих, при гасінні яких не можна застосовувати інші засоби. Для цього розроблено спеціальні склади ПС-1, ПС-2, СІ-2, ПСБ.

Також для гасіння пожежі застосовують різні вогнегасники; рідинні, хімічні пінні, повітряно-пінні, порошоків, вуглекислотні, хладонові [12].

Відповідно до [13] електросталеплавильний цех відноситься до категорії «Г» з вибухопожежної небезпеки. До пожежонебезпечної категорії Р відносять виробництва, пов'язані: із застосуванням негорючих речовин та матеріалів у гарячому, розпеченому чи розплавленому стані, процес обробки яких супроводжується виділенням променистого тепла, іскор або полум'я; твердих, рідких або газоподібних речовин, які спалюються або утилізуються як паливо.

В ЕСПЦ нині застосовуються хімічні та пінні вогнегасники типу ОХП-10 із зарядом. Також застосовуються повітряно-пінні вогнегасники типу ОВП-5, ОВП-10, ОВПУ-250 у кількості 30шт, які розташовані на протипожежних стендах.

4.8 Електробезпека

Вплив електричного струму на організм може мати небезпечні для здоров'я наслідки і навіть призвести до смерті. Небезпека посилюється тим, що напруга може бути безпечно виявлено з допомогою органів чуття; ймовірність смертельного результату при ураженнях електричним струмом вища, ніж за інших причин травматизму.

Небезпека ураження електричним струмом виникає при зіткненні людини з (заливальним або розливним краном, заправною машиною тощо) незаземленими струмопровідними частинами робочих установок. За ступенем електробезпеки ЕСПЦ належить до другого класу небезпеки за наявності високих температур. Вплив електричного струму на людину багато в чому залежить від ряду факторів: загальний стан людини, характер включення тіла людини в електричний ланцюг і багато іншого. Порогові значення сили струму (мА): 0,6-1,5 при змінному струмі 50-60 Гц – легке тремтіння пальців, 5-10 – судоми рук, 20-25 – параліч рук, утруднене дихання, сильні болі.

Струм у людському тілі справляє різні фізіологічні, термічні, хімічні та механічні дії. Так, дія електричного струму на організм виявляється у нагріванні тіла (до 50 - 60 °С), розривах шкіри під впливом нагрітого електричним струмом повітря, скорочення м'язів у результаті їх збудження при проходженні струму та уявної смерті.

Роботи, які виконуються в діючих електроустановках, щодо безпеки діляться на чотири групи: виконувані при повному знятті напруги; при частковому знятті напруги; без зняття напруги далеко від струмовідних частин, що знаходилися під напругою.

Для попередження нещасних випадків необхідний захист від виникнення надмірних струмів, дотику до струмоведучих частин, дотику до нетоковедучих частин, що випадково опинилися під напругою.

Для запобігання перевантаженню мережі необхідні: правильний вибір перерізу провідників, недопущення підключення до мережі додаткових

непередбачених споживачів, виключення нагрівання частин електроустановок вище за допустиме. Для захисту електроустановок від струмів навантаження застосовують плавкі запобіжники.

Захист від дотику до струмоведучих частин електротехнічних пристроїв досягається ізоляцією, огорожею, блокуванням, дистанційним керуванням, недоступним розташуванням.

Для захисту від напруги, що виникає на металевому корпусі обладнання при пошкодженні ізоляції, застосовується захисне заземлення.

До захисних засобів відносяться: монтерський інструмент (ізолюючі оперативні та струмовимірювальні штанги, кліщі та ін.), частини одягу (гумові діелектричні рукавички, боти, калоші, брезентові рукавиці, протигази, запобіжні пояси та ін.), допоміжні пристрої (ізолюючі майданчики, , ковпаки, накладки, тимчасові огороження та ін.), показчики напруги (для визначення наявності напруги).

Висновки

1. В кваліфікаційні роботі досліджені технологічні особливості виплавки сталі Гадфільда.

2. Проведений розрахунок сталі 110Г13Л, що виплавляється в дуговій печі з основним футеруванням методом повного окислення.

3. Для підвищення якості сталі 110Г13Л випробувані дисперсні розкислювальні суміші РД21П, РД19П і Алюмокарб, а також рафінуюча суміш КСК (кальційстронцієвий карбонат). Впроваджена комплексна обробка рафінуючої сталі 110Г13Л дозволила підвищити гомогенність розплаву, подрібнити мікроструктуру, збільшити механічні властивості сталі. Крім того, використання сумішей дозволило знизити частку дефектів по пористості виливків, значно підвищити рідину плинність сталі за рахунок зменшення частки неметалевих включень і, як наслідок, дещо знизити температуру заливки, усунути утворення наростів і «козлів» у ливарних ківшах, підвищити термін їхньої служби.

4. Проведено дослідження використання нанодисперсних модифікаторів для виплавки сталі 110Г13Л. Застосування дисперсних модифікаторів при внутрішньоформному модифікуванні сталі 110Г13Л сприяє їх рівномірному розподілу. Величина зерна відповідає двом балам. Застосування модифікаторів дозволило збільшити відносне подовження на 40%.

5. Проведено опробування використання глиноземовмісного флюсу, який показав хорошу здатність як розкислювач. Середній вміст оксиду заліза у відновлювальному шлаку відновлювального періоду не перевищив 3%. Добре відновився оксид марганцю (з 13,06 до 7,93%).

6. Використання глиноземовмісного флюсу підвищили рідкорухливість та реакційну здатність відновного шлаку та сприяли поліпшенню процесу десульфуратії (в середньому до рівня 30%). При цьому вміст оксиду магнію збільшився у шлаку відновлювального періоду з 9,9 до 15,64%, що сприяло збільшенню стійкості футерування печі.

8. Проведено дослідження впливу добавок металевого лантану в кількості

0,01; 0,02; 0,05 та 0,1% та алюмінію в кількості 0,1 та 0,2% на зміну щільності сталі 110Г13Л у рідкому стані. Отримані кінетичні криві за впливом лантану та алюмінію на щільність дозволяють уточнити механізм дії малих добавок, а також визначити оптимальні кількості модифікаторів, які найбільш істотно впливають на метал у рідкому стані.

Перелік джерел посилання

1. Соколов О. Г., Кацов К. Б. Залізомарганцеві сплави. Київ : Наукова думка, 1982. 212 с.
2. Іодківський С. А. та ін. Науково-технічна інформація про праці ЦНДІТМАШу. Київ : Машинобудування, 1965. Вип. 51. с. 85.
3. Jianwei Lia, Meiling Chenb, Hong Gaob, Yinghua Zhaoc Structures and Properties of Cast Irons Reinforced by Trace Addition of Modified SiC Nanopowders. *Chinese journal of chemical physics*. 2007. № 20. С. 625-631.
4. Влас М. І., Калінін В. Т., Хричіков В. Є. Модифікація зносостійких чавунів ультра та нанодисперсними матеріалами. *Системні технології*. 2010. № 1 (66). С. 150-162.
5. Protoporov E. V., Seleznev Yu. A., Cherepanov A. N. Властивості Cast і Rolled Steelafter Nanopowder Inoculation, External fields processing and treatment technology and preparationof nanostructure of metals and alloys. Book of the International seminar articles. Ed. by V. Gromov. 2014. P. 190-195.
6. Крушенко Г. Г., Воєводіна М. О. Вплив виду модифікатора та фільтрування на оброблюваність різанням чавуну з кулястим графітом. *Технологія металів*. 2015. № 1. С. 26-30.
7. Шульте Ю. А., Корнійчук А. І., Шерстюк О. О., Сперанський Б. С. Вплив температури заливання на механічні властивості та холодноламкість високомарганцевої сталі Г13Л. *Металургійна та гірничорудна промисловість*. 1971. № 2. С. 48-50.
8. Vdovin K. N., Feoktistov N. A., Sinitskii E. V., Gorlenko D. A., Durov N. A. Prodaction of HighManganese Steel in Arc Furnaces. Part 2. *Steel and Translation*. 2016. vol. 46. № 1. P. 16-20.
9. 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.

10. Дурягіна З. А., Лизун О. Я., Пілюшенко В. Л. Сплави з особливими властивостями : навч. посіб. для студ. вищ. навч. закладів. Львів : Львівська політехніка, 2007. 236 с.
11. Теорія будови рідкого, аморфного і кристалічного стану (об'єм поверхні та поверхня в об'ємі) : монографія / М.М. Бережний та ін. Кривий Ріг : «Мінерал», 2007. 291 с.
12. Смірнов О. М., Макуров С. Л., Сафонов В. М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів : навч. посіб. Донецьк : Ноулідж, 2013. 405 с.
13. Попович В. В., Попович В. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Львів : Світ, 2006. 624 с.
14. Атаманюк В. В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Кондор, 2006. 528 с.
15. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. / А. М. Верховлюк, А. В. Нарівський, В. Г. Могилатенко. За ред. академіка НАН України В. Л. Найдека. Київ : Видавничий дім "Вініченко", 2016. 224 с.
16. Збожна О. М. Основи технологій : навч. посіб. Тернопіль : Картбланш, 2002. С. 30–58.
17. Смирнов В. О., Білецький В. С. Фізичні та хімічні основи виробництва. Київ : Наука, 2005. С. 45–48.
18. Афтанділянц Є. Г., Зазимко О. В., Лопатько К. Г., Поліщук А. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Конспект лекцій в 2-х книгах. Київ: НУБіП України, 2016. 125 с.
19. Сологуб М. А., Рожнецький І. О., Некоз О. І. Технологія конструкційних матеріалів та матеріалознавство. Київ : Техніка, 2002. С. 374.
20. Попович В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга І. Львів. 2000. С. 264.
21. Попович В., Голубець В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга ІІ. Суми : Університетська книга, 2002. С.259.
22. Державні санітарні правила "Підприємства чорної металургії" ДСП 3.3.1.038-99.

23. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».

24. Наказ МОЗ України «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони» 14.07.2020 № 1596.

ПУБЛІКАЦІЇ ЗА ТЕМОЮ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ

Міністерство освіти і науки України
Запорізький національний університет
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні



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

17-20 жовтня 2023 року



УДК 669.1

Прутцьков Д.В., д.х.н., проф., Фісун А.В. магістрант 2 курсу,
 Кучеренко М.А. магістрант 1 курсу
 Науковий керівник – д.х.н., професор Прутцьков Д.В.

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛІ ГАДФІЛЬДА

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

Сталь 110Г13Л (Сталь Гадфільда) відноситься до зносостійких (з високим опором зношування при великих тисках або ударних навантаженнях) ливарним сталям аустенітного класу. Запропонована у 1882 році англійським металургом Р. Гадфільдом. Позначення марки сталі відповідно до ГОСТ 2176-77 (ГОСТ 977-88) – 110Г13Л. Сталь Гадфільда сильно наклепується при ударних навантаженнях. Виливки зі сталі рідко піддаються додатковій обробки, так як вона погано обробляється різанням через наклеп поверхні в процесі різання.

Таблиця 1 – Основні характеристики сталі

Марка	110Г13Л
Класифікація	Сталь для виливків легована з особливими властивостями
Дополнение	Сталь має високий опір до зносу при одночасному впливі високих тисків або ударних навантажень.
Застосування	Корпуси вихрових та кульових млинів, щоки та конуса дробарок, зуби та передні стінки ковшів екскаваторів, залізничні хрестовини та ін. важко навантажені деталі, що працюють під дією статичних та високих динамічних навантажень і від яких потрібна висока зносостійкість. Сталь аустенітного класу.
Закордонні аналоги	J91109, GX120Mn13 та ін.

Таблиця 2 - Хімічний склад (ГОСТ 2167)

Хімічний елемент	%
Кремній (Si)	0.80-1.00
Мідь (Cu), не більше	0.30
Марганець (Mn)	11.5-15.0
Вуглець (C)	0.90-1.4
Нікель (Ni), не більше	1.00
Фосфор (P), не більше	0.12
Хром (Cr), не більше	1.00
Сірка (S), не більше	0.050

Таблиця 3 - Механічні властивості

$t_{\text{випробування}}, ^\circ\text{C}$	$\sigma_{0,2}$ МПа	σ_B МПа	δ %
+20	360-380	654-830	34-53

Літера Л наприкінці сталі означає, що вона ливарна.

Леговані сталі застосовуються дуже широко. Їх використання обумовлено, як правило, тими властивостями, які надають їм спеціально додані легуючі елементи. Леговані сталі, залежно від домішок та його кількості, мають різну структуру, визначальну як їх властивості, а й класифікацію легованої сталі різні структурні класи.

У міру збільшення вмісту легуючих елементів стійкість аустеніту в перлітній ділянці зростає, а температурна область мартенситного перетворення знижується. Леговані сталі аустенітного класу мають знижену температуру розпаду аустеніту – він зберігається навіть за кімнатної температури. Для них збільшення вмісту вуглецю та легуючих елементів забезпечує зсув праворуч область перлітного розпаду, а також знижує мартенситну точку, переводячи її в область негативних температур.

Марганець вводять у сталі як технологічну добавку для підвищення ступеня їхнього розкислення та усунення шкідливого впливу сірки. Марганець вважається технологічною домішкою, якщо його зміст не перевищує 0,8% і істотного впливу на властивості сталі не надає. Якщо марганцю більше 1%, він розглядається як легуючий елемент.

Високомарганцевиста аустенітна сталь 110Г13Л, або сталь Гадфільда, є найбільш поширеною зносостійкою сталлю. Вибір марганцю обумовлений тим, що марганець збільшує ударну в'язкість, розширює аустенітну область, сприяє розкисленню тощо. Введення його в сталь, дає можливість утворення марганцевого аустеніту, який має високу здатність до наклеп у процесі холодної пластичної деформації. Як правило, відношення Mn:C має бути не менше 10. Завдяки високому вмісту вуглецю і марганцю сталь 110Г13Л має відносно стійку аустенітну структуру. Висока зносостійкість сталі 110Г13Л пояснюється тим, що в процесі наклепу аустеніт у верхньому шарі перетворюється на мартенсит. У міру зношування цього шару, мартенсит утворюється в наступному шарі і т.д.

Головною перевагою сталі 110Г13Л є те, що в ній зносостійкість при ударному навантаженні поєднується з високою пластичністю та в'язкістю, властивою аустеніту.

Аустеніт – одна із структурних складових залізвуглецевих сплавів, твердий розчин вуглецю (до 2%) та легуючих елементів у γ -залізі. Аустеніт отримав назву на ім'я англійського вченого У. Робертса-Остена (1843-1902). Кристалічні грати – куб з центрованими гранями. Аустеніт немагнітний, щільність його більша, ніж інших структурних складових сталі. У вуглецевих сталях та чавунах аустеніт стійкий вище 723°C . У процесі охолодження сталі аустеніт перетворюється на інші структурні складові. У залізвуглецевих сплавах, що містять нікель, марганець, хром у значних кількостях, аустеніт може повністю зберегтися після охолодження до кімнатної температури

(наприклад, хромонікелеві нержавіючі сталі). Залежно від складу сталі та умов охолодження аустеніт може зберегтися частково у вуглецевих або легованих сталях.

Сталь 110Г13Л застосовується для виготовлення зубів ковшів екскаватора та інших деталей, що працюють при великих тисках та ударних навантаженнях, наприклад: траки гусениць танків, тракторів, машин, щоки дробарок, рейкові хрестовини, стрілочні переведення, що працюють в умовах ударних навантажень та стирання, а також - віконні ґрати у в'язницях, які неможливо перепилати.