МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКА ДЕРЖАВНА ІНЖЕНЕРНА АКАДЕМІЯ

КУЛЄК АНДРІЙ СЕРГІЙОВИЧ

УДК 669.18.04

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ РОЗКИСЛЕННЯ ТА МОДИФІКУВАННЯ ПРИ ПОЗАПІЧНІЙ ОБРОБЦІ СТАЛІ В УМОВАХ КОНВЕРТОРНОГО ВИРОБНИЦІТВА

Спеціальність 8.05040101 «Металургія чорних металів»

Автореферат

кваліфікаційної роботи магістра

Запоріжжя

2016

Робота є рукопис.

Робота виконана на кафедрі металургії чорних металів Запорізької державної інженерної академії Міністерства освіти і науки України.

Науковий керівник:

Кандидат технічних наук, доцент Бєлоконь Ю.О.

Рецензент:

Начальник технічного управління

ПАТ «Запоріжсталь», к.т.н. Набока В.І.

Захист кваліфікаційної магістерської роботи відбудеться “11” січня 2015 р. в 9^{00} в аудиторії 225 на засіданні Державної екзаменаційної комісії в Запорізькій державній інженерній академії за адресою: 69006, м. Запоріжжя, пр. Леніна, 226.

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОБОТИ

Актуальність теми. Розробка прогресивних технологій, що забезпечують підвищення якості і збільшення обсягів випущеної металопродукції, а також зниження матеріаломісткості, є пріоритетним напрямком розвитку сталеплавильного виробництва в сучасних умовах. Рівень досягнутих показників поліпшення властивостей металу, що виплавляється залежить від технологічних прийомів, виконуваних на заключних етапах процесу отримання сталі, до яких відноситься позапічна обробка.

Необхідність оптимізації технології позапічної обробки сталі, вимагає здійснення теоретичних і експериментальних досліджень, спрямованих на розробку фізичних і математичних моделей дослідження процесу розкислення, що забезпечує їх успішне та практичне застосування. Тому дослідження процесів розкислення та модифікування позапічної обробки сталі є в даний час актуальним завданням.

Поряд зі збільшенням обсягів виробництва найважливішим завданням, що стоїть перед чорною металургією, є підвищення ефективності виробництва за рахунок зниження витрати дефіцитних і дорогих матеріалів, а також підвищення якості металопродукції за рахунок обробки металу високоактивними елементами (насамперед кальцієм, алюмінієм, титаном та іншими), які забезпечують мінімальний вміст небажаних домішок - кисню, азоту та сірки.

Тим часом, фізико-хімічні закономірності, що пояснюють якісне і особливо кількісний вплив високоактивних елементів на властивості готової сталі, маловивчені і суперечливі.

У питанні оптимізації техніко-економічних показників металургійного виробництва, велика увага повинна бути звернена на раціональне і економне використання матеріалів. Вирішальним способом економії матеріалів є розробка та дослідження процесу розкислення виробничих операцій і вдосконалення таким шляхом технологій з метою більш повного використання закладених у них резервів. Запропоноване модифікування з застосуванням феросплавів, які економічно вигідніші та покращують якість сталі. Даний метод можна впроваджувати на будь-якому металургійному підприємстві нашої країни.

Мета і задачі дослідження. Метою роботи є дослідження процесів розкислення та модифікування сталі при позапічній обробці, легуючих елементів та феросплавів які використовуються в процесі плавки.

Для вирішення цієї проблеми в роботі сформульовані і поставлені наступні задачі:

1. Розглянути основні методи позапічної обробки сталі. Встановити особливості процесу розкислення, надати інформацію про окисленість металу з метою управління процесами розкислення і легування сталі, отримати прогнозований вміст в металі основних розкислювачів.

2. Розрахувати маси, які вводяться в метал, розкислювачів і легуючих елементів для доведення рідкої сталі до заданого хімічного складу або ступеня розкислення, з використанням даних про температуру і окисленості сталі.

3. Показати розрахунки активності кисню в рідкій сталі, на основі вимірювання температури та окисленості з різними порівняннями.

4. Розробити алгоритм розрахунку маси розкислювачів для доведення сталей різного ступеня окисленості (киплячій, спокійній та трансформаторній сталей) до заданого хімічного складу по одному з розкислювачів і легуючому елементу (алюмінію, кремнію, марганцю).

Об’єкт дослідження: процес розкислення сталі з легуючими елементами, сталі 08Ю, Ст 3кп, 10кп, Ст2кп, киплячі та електротехнічні сталі.

Предмет дослідження: схеми виробництва, фізико-хімічні особливості процесу розкислення, розрахунки маси,

Методи дослідження. В роботі застосовано метод визначення активності кисню, метод розрахунку розкислювачів, низку методів для дослідження фізико-хімії металургійних процесів і матеріалознавства, математичне обчислення данних, термодинамічний аналіз.

Наукова новизна отриманих результатів:

1. На підставі термодинамічного аналізу процесів розкислення показані розрахунки активності кисню в рідкій сталі на основі вимірювання температури та окисленності з різними порівняннями

2. Розроблено алгоритм розрахунку маси розкислювачів для доведення сталей різного ступеня окисленості (киплячій, спокійній та трансформаторній сталей) до заданого хімічного складу.

3. Розроблено методику розрахунку маси розкислювачів до заданого рівня розкисленням, методику прогнозування вмісту вуглецю і алюмінію в металі за результатами вимірювання активності кисню в рідкій сталі.

Практичне значення отриманих результатів: Запропоновані технологічні дані можна запровадити на будь-якому металургійному виробництві. Актуальність проведених дослідів буде мати підприємство ПАТ «Запоріжсталь», так як позапічна обробка буде використовуватися в умовах конверторного виробництва.

Апробація результатів роботи. Результати досліджень, включених в кваліфікаційну магістерську роботу, доповіли на: XX науково-технічній конференції студентів, магістрантів, аспірантів і викладачів ЗДІА: металургія та енергозбереження як основа сучасної промисловості (Запоріжжя, 2015 р.);

Публікації. Збірник наукових праць магістрантів кафедри МЧМ. Випуск 11.- Запоріжжя: ЗДІА, 2015.-74с.; Збірник тез доповідей 42-ї міжнародної науково-технічної конференції молоді ВАТ Запоріжсталь.- Запоріжжя: ВАТ Запоріжсталь, 2015. -146с.

Структура і об'єм роботи. Кваліфікаційна робота магістра складається з вступу, трьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 34 найменувань, викладена на 85 сторінках машинописного тексту, включаючи

23 рисунків, 2 таблиці.

ОСНОВНИЙ ЗМІСТ РОБОТИ

У вступі обґрунтовано актуальність роботи, сформульовано мету і завдання дослідження, показано наукову новизну роботи і практичну цінність отриманих результатів.

У першому розділі розглянуті можливості та технологічні переваги поза агрегатних методів обробки металу, взаємодія розчинених в металі кисню, сірки із залізом та домішками хімічних елементів, видалення з металу неметалевих включень. Також увагу буде приділено вакуумуванню та дегазації сталі. розглянуті сучасні промислові методи розкислення металу, продувки його інертними газами, вакуумної обробки, вдування лужноземельних металів з метою десульфурації, обробки синтетичними шлаками, а також методи комбінованої обробки сталі в ковші-печі.

Позаагрегатне рафінування в залежності від методів, що застосовуються, дозволяє успішно вирішувати наступні завдання:

1. Зневуглецьовувати метал до низької концентрації вуглецю (менше 0,005 %) – обробкою в вакуумі, продувкою киснем разом з інертними газами.

2. Рафінувати метал від сірки (0,003 %) – обробкою шлаком або введенням в метал десульфуруючих добавок.

3. Видаляти з металу водень ($2 \cdot 10^{-4}$ %) – вакуумуванням.

4. Отримувати метал необхідного складу з регулюванням вмісту розкислювачів і легуючих елементів у вузьких межах з мінімальним їх вигаром – вакуумуванням, введенням розкислювачів і легуючих при низькому окислювальному потенціалі шлакової або газової фаз.

5. Проводити розкислення, з отриманням сталі з малою забрудненістю. Тобто неметалевими включеннями з регульованими формою і розміром – вакуумуванням, обробкою порошками металів та інших матеріалів.

6. Вирівнювати склад, температуру металу в об’ємі ковша, регулювати температуру продувкою інертним газом, додатковим нагріванням у ковші.

Рафінування металу поза агрегатом є використання найбільш сприятливих умов видалення з металу домішок і отримання сталі потрібного складу.

В даний час у світовій практиці,позаагрегатною металургією обробляють мільйони тонн сталі. Позаагрегатна обробка металу має наступні технологічні переваги:

1. Спрощення технології конвертерної та електроплавки, оскільки з'являється можливість продувки металу киснем, вакуумування до низьких вмістів вуглецю ,з подальшим корегуванням складу по вуглецю та іншими домішками.

2. Створення умов для ведення конвертерної плавки з дуже малою кількістю шлаку,з малою витратою додаткових матеріалів, меншими втратами заліза в шлак.

3. Забезпечення надійної та високопродуктивної роботи машин безперервного розливання сталі, де потрібне точне і стандартне від плавки до плавки регулювання температури і отримання стандартно чистого від шкідливих домішок металу.

4. Заміна двохшлакової технології електроплавки на одношлакову без скачування шлаку (зменшуються тривалість плавки, витрата електроенергії, та інше).

5. Зміна структури і типу феросплавів і розкислювачів, які використовуються, у бік зниження вимог до складу.

6. Широке впровадження технології «прямого легування» з використанням природно-легованих руд, а також матеріалів із шлакових відвалів.

Для досягнення позитивного результату може бути пов'язане з невиправдано високими витратами й зниженням економічної ефективності процесу позаагрегатної обробки металу. У таких випадках доцільно застосовувати модифікування сталі й неметалевих включень, тобто вплив на кристалічну структуру металу та зміну складу, морфології і розмірів включень. Модифікування неметалевих включень не вимагає обов'язкового видалення їх з розплаву, що значно знижує питомі витрати на обробку. З метою модифікування найчастіше використовуються модифікатори на основі лужно- і рідкоземельних металів. Їх модифікуючу дію спрямовано на нейтралізацію негативного впливу включень, що містять кисень і сірку.

У більшості випадків модифікування сталі й неметалевих включень передбачає глобулярізацію включень з одночасним зменшенням їх розмірів і рівномірним розподілом в об'ємі металу. Глобулярізація включень дозволяє вирішити проблему концентрування напруг навколо включень неправильної (найчастіше гострокутної) форми і знизити таким чином вірогідність передчасного руйнування сталевих виробів.

У другому розділі буде розглянутий термодинамічний аналіз процесів розкислення та модифікування сталі, так як властивості сталі багато в чому залежать від частоти по неметалевим включенням та їх параметрів. Сталь, що містить пластинчасті включення, руйнується значно раніше, ніж сталі з глобулярними включеннями. Відносне подовження і межа плинності сталі зі збільшенням вмісту включень зменшуються, оскільки включення служать концентраторами напружень і деформацій в матриці і викликають локальне руйнування при більш низькій та середній деформації. Неметалеві включення сприяють хрупкості сталей, оскільки поблизу включення знижується робота зародження тріщини. Механічні властивості сталі чутливі до зміни природи, розміру та розподілу не металевих включень. Хмарні скупчення не металічних включень в литій сталі, при деформації утворюють строчечне скупчення, що сприяють утворенню дефектів в деформованій сталі і появи

анізотропії механічних властивостей.

Вплив включень на технологічну пластичність залежить від поведінки включень при деформації, їх розмірів і розподілу. При всіх температурах шкідливий вплив роблять грубі скупчення не деформованих або пластичних включень різних типів, які викликають високу концентрацію напруг і ускладнюють пластичну течію сталі.

Очищення металу від неметалевих включень є однією з ключових завдань при виробництві корозійностійких сталей. Відомо кілька способів видалення неметалічних включень: фізичний, хімічний і фізико-хімічний.

До фізичних способів відносяться такі види очищення металу як флотація не металічних включень, гравітаційне осадження, фільтрація і, адсорбція включень у шлакову зону, а до хімічного способу слід віднести руйнування включень за рахунок їх відновлення вуглецем і виділення його монооксиду в газову фазу.

Фізико-хімічний спосіб в даний час є найефективнішим з погляду нівелювання шкідливого впливу неметалевих включень на якісні ржавіючи та не ржавіючі характеристики сталі. У його основі лежить перетворення небажаних не металевих включень, за допомогою розкислення і модифікації в комплексні сполуки правильної форми, здатні не тільки відносно легко видаляться з металу, але і залишаючись в ньому, не чинити критичного впливу на якість металу.

При виробництві корозіонностійких сталей використовують розкислення металу і модифікування включень. Для видалення розчиненого кисню використовують хімічну спорідненість елементів до кисню. Відповідно до хімічної спорідненості елементів до кисню, у порівнянні з залізом, розташовуються в наступному порядку: Be, Ca, Zr, Mg, Al, Ti, C, Si, V, B, Mn, Cr, Fe , W, Mo, Co, Ni, Cu, As. Така послідовність спостережується при температурі 1600°С (1873 К).

Для фізико-хімічного аналізу процесу розкислення були розглянуті наступні реакції:

$$3Ti + 5O \Rightarrow Ti_3O_5,$$
$$Si + CO \Rightarrow SiO_2,$$
$$Ca + O \Rightarrow CaO,$$
$$2Al + 3O \Rightarrow Al_2O_3,$$
$$Mg + O \Rightarrow MgO,$$
$$2Mn + 3O \Rightarrow Mn_2O_3,$$
$$2Cr + 3O \Rightarrow Cr_2O_3,$$
$$2B + 3O \Rightarrow B_2O_3,$$
$$Be + O \Rightarrow BeO,$$
$$Zr + 2O \Rightarrow ZrO_2,$$
$$2V + 5O \Rightarrow V_2O_5,$$

Аналіз фізико-хімічних потенціалів розкислення показує, що за величиною зміни ізобарно-ізотермічного потенціалу приємним розкислювачем по активності можна розташувати в наступний ряд: Ti, V, Al, B, Cr, Zr, Mn, Si, Ca, Be і Mg. Алюміній, рідкоземельні метали і титан викликають утворення накоплень дрібно-дисперсних оксидів.

Для аналізу переважного протікання реакцій був виконаний розрахунок зміни потенціалу Гіббса (Рис.6).

Додаткова присадка силікокальцію знижує забрудненість сталі не тільки за рахунок підвищення термодинамічної активності елементів розкислювачів, але і поліпшення умов коагуляції і видалення включень в результаті появи рідкої силікатної фази, асиміляційно тверді частинки тугоплавких оксидів, що перешкоджає виникненню скупчень.

Аналіз фізико-хімічних потенціалів розкислення показує, що за величиною зміни ізобарно-ізотермічного потенціалу приємним розкислювачі по активності можна розташувати в наступний ряд: Ti, V, Al, B, Cr, Zr, Mn, Si, Ca, Be і Mg. Алюміній, рідкоземельні метали і титан викликають утворення скупчень дрібнодисперсних оксидів. Підвищення однорідності властивостей чорних металів, у тому числі і хімічного складу сталі, є головним напрямом науково дослідних робіт на найближчі роки і важливим резервом економії металів. Наявний в технічній літературі великий обсяг експериментально-теоретичних матеріалів переконливо свідчить про підвищення службових властивостей виробів з металу з вузькими межами за хімічним складом. Застосоване зараз у промисловості розкислення «з досвіду попередніх плавок »не дозволяє отримати стабільний зміст елемента-розкислювача, через різну ступінь окисленості металу, а при низькій концентрації вуглецю – окисленість шлаку. Очевидно, що для отримання сталі з вмістом елементів в досить вузьких межах необхідні відомості про окисленість кожної конкретної плавки, а при організації процесу розкислення орієнтуватися на цю окисленість. Таким чином, управління процесом розкислення зводиться до правильного обліку введення в сталь розкислювачів та легуючих компонентів з метою отримання в металі концентрацій цих компонентів в досить вузьких межах.

Впровадження у практику методу визначення активності кисню стало стимулювати появу експрес-аналізу на окисленість, використовувався для контролю і управління розкисленням сталі.

Більшою частиною цей метод використовувався для не прямого контролю або прогнозування концентрації алюмінію. Вважаючи, що алюміній, як найбільш сильний розкислювач, визначає рівень залишкового кисню в рідкій сталі, за статистичним зв'язком між алюмінієм і киснем прогнозували а при необхідності і коректували його зміст, вводячи невеликі добавки в стихіометричних з киснем співвідношеннях. Контроль розкислення сталі кремнієм в виливниці проводили за допомогою активометра, при цьому для визначення маси «М» розкислювача використовували характерне для цієї групи кореляційне рівняння:

$$M = K_1 a_O + K_2 [C] + K_3$$

Де K_1, K_2, K_3 – коефіцієнти регресії.

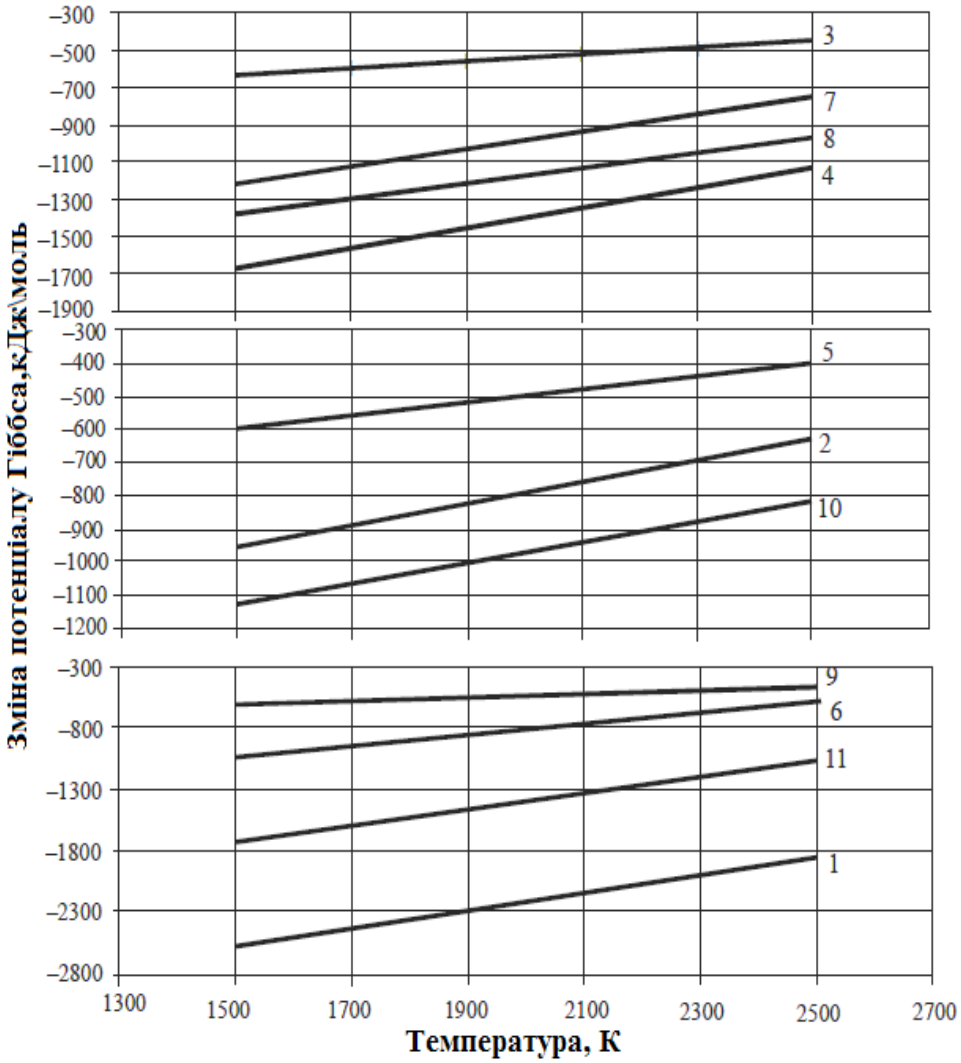

Рис. 1 - Зміна потенціалу Гіббса, реакцій розкислення сталі при використанні різних металів (номери на графіку відповідають номерам реакцій,описаних вище).

Для реалізації цих розрахунків були сконструйовані автоматичні системи, виробляють необхідні обчислення до введеної в них інформації.

В основу розрахунку кількості присадок в метал елементів-розкислювачів покладена інформація про окисленість вихідного металу. При введенні в сталь розкислювача частина його витрачається на реакцію:

$$n[R] + m[O] = (R_n O_m)$$

І втрачається у вигляді оксидів. Тут [R] і [O] - концентрації елемента-розкислювача і кисню, відповідно. Інша частина елемента-розкислювача R розчиняється в металі. Загальна витрата елемента-розкислювача на плавку

QΣ можна розділити на кількість розкислювача Q1, необхідного для зв'язування розчиненого в металі кисню; кількість розкислювача Q2, окислившегося неметалевими фазами, переважно шлаком;кількість розкислювача Q3, розчинилося в металі:

$$Q\Sigma = Q1 + Q2 + Q3,$$

Де

$$Q1 + Q2 = Q\ угар$$

У моделі прийнято, що в результаті розкислення утворюється чистий оксид, активність якого дорівнює одиниці, а залишкова концентрація кисню в сталі після розкислення близька до рівноважної з розчиненим у металі елементом-розкислювачем. Таке припущення з відомим наближенням виправдане у випадку розкислення металу одним елементом, наприклад, кремнієм при розкисленні електротехнічної сталі, алюмінієм при розкисленні нестаріючої сталі для глибокої витяжки або Армко-заліза, марганцем при розкисленні киплячих сталей.

Константа рівноваги реакції:

$$\lg K = \lg \frac{a_{R_nO_m}}{a_R^n \cdot a_O^m} = \lg \frac{a_{R_nO_m}}{([R] \cdot f_R)^n ([O] \cdot f_o)^m} = \frac{A}{T} + B$$

Де a_o, a_R, a_{MenOm}, активності учасників реакції;

[R],[O] – концентрації окислювача і кисню в металі, відповідно;

*f*р, *f*о, – Коефіцієнти активності розкислювача і кисню;

А, В – числові коефіцієнти, постійні для даного елемента-розкислювача;

Т – температура металу.

Активність кисню, рівноважна заданому змістом елемента-розкислювача:

$$a_O = \sqrt[m]{\frac{a_{RnOm}}{([R] \cdot f_R)^n \cdot K}} = \sqrt[m]{\frac{a_{RnOm}}{([R] \cdot f_R)^n \cdot 10^{A/T+B}}}$$

Переходячи від активності кисню до його концентрації отримаємо:

$$[O] = \frac{a_O}{f_O} = \frac{\sqrt[m]{\frac{a_{RnOm}}{([R] \cdot f_R)^n \cdot 10^{A/T+B}}}}{f_O}$$

де *f*о – коефіцієнт активності кисню в металі після розкислення.

Маса кисня Мо, витраченого на взаємодію з елементом-розкислювачем:

$$M_O = \frac{M}{100\%}\left(\frac{a_O^*}{f_O^*} - [O] + C_O\right)$$

де М – маса металу, кг;

a_O^* і f_O^* – активність і коефіцієнт активності кисню в металі перед розкисленням;

C_O – збільшення концентрації кисню в металі за рахунок вторинного окислювання металу шлаком або киснем атмосфери.

Враховуючи стехіометричне рівняння реакції утворення оксиду R_n та O_m:

$$n[R] + m[O] = (R_n O_m)$$

і атомні маси A_R і A_O елементів, розраховуємо витрата розкислювача на взаємодію з киснем у всій масі металу:

$$Q_{угар} = M_O \cdot \frac{nA_R}{mA_O} = \frac{M}{100\%} \cdot \frac{nA_R}{mA_O}\left(\frac{a_O^*}{f_O^*} - [O] + C_O\right)$$

Розв'язавши рівняння щодо [O], перепишемо з урахуванням:

$$Q_{угар} = \frac{M}{100\,\%} \cdot \frac{nA_R}{mA_O}\left(\frac{a_O^*}{f_O^*} - \frac{\sqrt[m]{\dfrac{a_{R_nO_m}}{([R]\cdot f_R)^n \cdot 10^{A/T+B}}}}{f_O} + C_O\right)$$

Кількість розкислювача, необхідного для доведення металу до заданого хімічного складу:

$$Q_3 = M\,\frac{[R] - [R^*]}{100\%}$$

де [R *] - концентрація елемента-розкислювача в металі перед розкисленням. Підставивши і враховуючи концентрацію елемента-розкислювача в лігатурі або феросплавах [Rcra], остаточно отримаємо загальний вигляд розрахункової формули:

$$Q_{\Sigma} = \frac{M}{[Rccn]} \cdot \left[\frac{nA_R}{mA_O} \left(\frac{a_O^*}{f_O^*} - \frac{\sqrt[m]{\frac{a_{RnOm}}{([R] \cdot f_R)^n \cdot 10^{A/T+B}}}}{f_O} + C_O \right) + [R] - [R^*] \right], \text{ кг сплава}$$

Іноді зручно розраховувати витрати розкислювача в питомих одиницях-кг / (т сталі). У цьому випадку підставляємо М = 1000кг і розрахункова формулаприймає вигляд:

$$Q_{\Sigma}^{\varepsilon} = \frac{1000}{[Rccn]} \cdot \left[\frac{nA_R}{mA_O} \left(\frac{a_O^*}{f_O^*} - \frac{\sqrt[m]{\frac{a_{RnOm}}{([R] \cdot f_R)^n \cdot 10^{A/T+B}}}}{f_O} + C_O \right) + [R] - [R^*] \right]$$

Загальна витрата феросплавів на всю плавку розраховується за формулою:

$$Q_{\Sigma} = Q_{\Sigma} \cdot G \text{ , кг сплаву}$$

де G –маса плавки, т.

Таким чином, вимірювати перед розкисленням температуру і активність кисню в металі знаючи масу металу, зміст елемента-розкислювача в ньому перед розкисленням і концентрацію розкислювача в феросплавів, попередньо розрахувавши або експериментально визначивши деякі постійні величини і задавшись, відповідно до виплавленої марки сталі, необхідної концентрацією вводиться в метал елемент-розкислювач, можна розрахувати оптимальну витрату феросплаву на плавку по рівнянню (3.10). Оцінку точності запропонованої моделі оптимізації процесу розкислення виробляли методом заміни приросту функції її диференціалом. Для цього рівняння (3.10), вирішили відносно заданого вмісту елемента-розкислювача в сталі, Продиференціювали по всім змінним. Після перетворень і переходу від невідомих змінних до їх максимальних значень отримали, що прогнозована гранична абсолютна похибка змісту елемента-розкислювача в металі може бути оцінена по наступному рівнянню:

$$\Delta[R] = \Delta[R^*] + \left| -\frac{[R_{Me}]Q_{\Sigma}}{M^{@}} \right| \Delta M + \frac{Q_{\Sigma}}{M} \Delta[R_{Me}] + \left| -\frac{nA_R}{mA_O} \right| \Delta a_O^* + \frac{nA_R}{mA_O} \Delta[O] +$$

$$+\frac{nA_R}{mA_O}\frac{\sqrt[m]{\frac{a_{RnOm}}{([R]\cdot f_R)^n\cdot 10^{A/T+B}}}}{f_O}\ln 10\ \frac{A}{mT^2}\Delta T+\left|\frac{nA_R}{mA_O}\right|\Delta C_O \tag{3.13}$$

Де $\Delta[R]$, ΔM, ΔQ_Σ, $\Delta[R_{Me}]$, $\Delta[O]$, ΔT, ΔC_O - абсолютні похибки визначення відповідних величин.

Лабораторні досліди проводили в печі опору з графітовим нагрівачем. Особливо чисте карбонатне залізо разкислювали в легованих електролітичним марганцем (Mn> 97,4%) або монокристалом кремнію (Si> 99,9%). Прогнозовану концентрацію компонента розраховували по рівнянню, рішення щодо концентрації розкислювача в розплаві:

$$[R]=[R^*]+\frac{[Rccn]Q_\Sigma}{M}-\frac{nA_R}{mA_O}\left(\frac{a_O^*}{f_O^*}-\frac{a_O}{f_O}+C_O\right)$$

Зіставлення досвідчених і розрахункових концентрацій показало досить гарний збіг прогнозованих значень з фактичним вмістом розкислювача в металі. Середнє відносне відхилення склало 1,8 і 1,1 відношення у %, при концентрації марганцю, не більше 0,6 і 0,8 ... 1,5 мас.%. При розкисленні кремнієм ці значення становлять 2,0 і 3,8 відношення %.При концентрації, відповідно, не більше 0,5 т 0,6 ... 0,9 мас.%.

Результати досвідчених плавок, проведених в режимі прогнозування змісту елемента-розкислювача представлені на рис.3.4. Видно, що прогнозований склад сталі досить добре відповідає фактичному. У цій серії з 66 досвідчених плавок максимальна величина відхилень фактичної концентрації марганцю в киплячій сталі від розрахункової в 75% досвідчених плавок не перевищувала 0,03 мас.% або 10 відн.%, а величина відхилень від розрахункових значень становила 0,015 мас.% або 4 відн.%. Довірчий інтервал для надійності 0,90 і 0,99, склав ± 0,01 і ± 0,02 мас.%. Зміст кремнію в 86,6% плавок трансформаторної сталі, склало 3,02 ± 0,05 мас.%. Математична обробка показала, що середній вміст кремнію в дослідній серії склав 3,03 мас.% З довірчими інтервалами 0,01 і 0,02 мас.% Для надійності 0,90 і 0,99, відповідно.

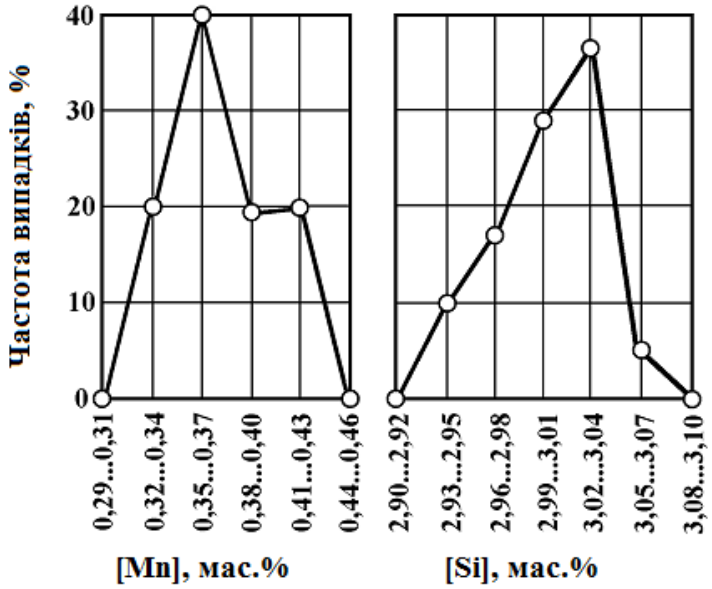

Рис.2 - Частотний графік вмісту елементів-розкислювачів в сталі: *а* - марганець в киплячій сталі; б - кремній в трансформаторнії сталі.

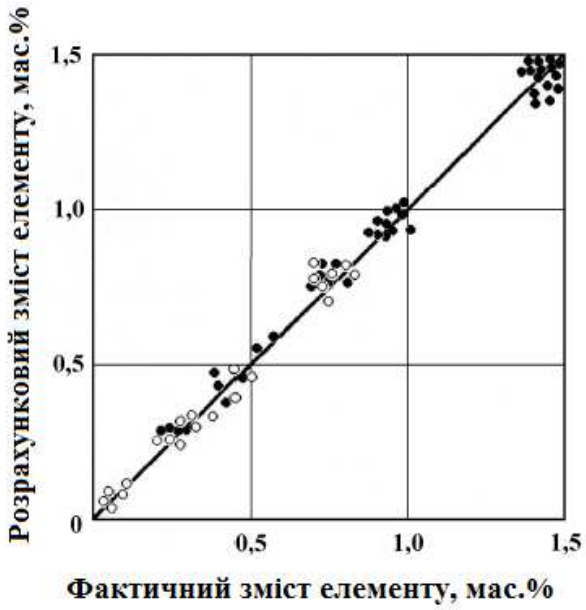

Рис.3 - Співвідношення між фактичним і розрахунковим вмістом марганцю і кремнію в металі після розкислення за результатами лабораторних плавок: ○ - кремній; ● - марганець.

Отримані результати добре узгоджуються з прогнозованою похибкою моделі. Досягнуті за допомогою розробленої моделі результати значно краще середньостатистичних показників. Так наприклад, трохи більше 60% плавок мали вміст кремнію в інтервалі 3,00 ± 0,05 мас.%. Ці результати отримані після коригування складу на стенді переливу й продувки металу аргоном.

Застосування розробленої моделі дозволяє збільшити цю частку до 80 ... 85%.

Розрахунок витрати розкислювачів для киплячої сталі

Розрахунок витрати розкислювачів для киплячої сталі.
Початкові дані:
Тип сталі: Ст 3кп.
Маса плавки: G = 135 т.
Вихідні концентрації елементів:
вуглець [C *] = 0,16 мас.%;
марганець [Mn *] = 0,01 мас.%;
кремній [Si *] = 0,01 мас.%;
алюміній [A1 *] = 0,0001 мас.%;
Кінцеві концентрації елементів:
вуглець [C] = 0,16 мас.%;
марганець [Mn] = 0,35 мас.%;
кремній [Si] = 0,01 мас.%;
алюміній [A1] = 0,0001 мас.%.
Виміряна окисленість сталі: a * o = 0,0280 мас.%.
Температура сталі: T = 1600 ° C.
Вторинне окислення сталі: Si = 0,0234 мас.%.

Розраховуємо, якою має бути активність кисню перед розливанням з ковша, виходячи з положення, що залишкова концентрація кисню визначається рівновагою вуглецем:

$$a_O = \frac{0{,}0020}{[C]} = \frac{0{,}0020}{0{,}16} = 0{,}0125 \quad \text{(мас.\%)}$$

Виміряне значення a_O^* = 0,0280 мас.%, більше ніж 0,0125 мас.%, тому розкислення необхідно. Розкислення феромарганцем ФМн-65.

Нехай вміст марганцю в феромарганцю 65 мас.%. Тоді приймаємо [Мпспл] = 65.
Витрата феромарганцю на власне розкислення:

$$Q_1(FeMn) = \frac{1000}{65} \cdot \frac{1 \cdot 55}{1 \cdot 16}\left(0{,}0280 - \frac{0{,}0020}{0{,}16}\right) = 0{,}820\left(\frac{(кг)FeMn}{(т)сталі}\right);$$

Витрата феромарганцю на взаємодію з киснем вторинного окислення:

$$Q_2(FeMn) = \frac{1000}{65} \cdot \frac{1 \cdot 55}{1 \cdot 16} \cdot 0{,}0234 = 1{,}238\left(\frac{(кг)FeMn}{(т)сталі}\right);$$

Витрата феромарганцю на легування:

$$Q_3(FeMn) = \frac{1000}{65}(0{,}35 - 0{,}01) = 5{,}231 \left(\frac{(кг)FeMn}{(т)сталі} \right);$$

Сумарна питома витрата феромарганцю (у вагових одиницях і ввідн.%):

$$Q_\Sigma(FeMn) = 0{,}820 + 1{,}238 + 5{,}231 = 7{,}289 \left(\frac{(кг)FeMn}{(т)сталі} \right)$$

(11%+17%+72%=100%)

Витрата феромарганцю на плавку:

$$Q_\Sigma(FeMn) = Q_\Sigma(FeMn) \cdot G = 7{,}289 \cdot 135 = 984 \ ((кг)\text{FeMn})$$

Розкислення киплячої сталі феромарганцем.

Тип сталі: 1
(1 - СтЗ кп; 2 - СтЗ пс; 3 - сп; 4 - ел.техн.)
Маса металу / т: 135.000
Склад металу перед розкисленням, мас.%:

C	Mn	Si	A1
0,1600	0,0100	0,0100	0,0001

Активність кисню перед розкисленням:

%	Ppm
0,028000	280,00

Температура металу перед розкисленням, С: 1600,0
Спосіб розкислення: 1
1 - вимірювання в печі, розкислення в першу ковші
2 - вимірювання в першому ковші, розкислення у другому ковші
3 - вимірювання в печі, розкислення у другому ковші (або у виливниці)
4 - вимірювання та розкислення в одному і тому ж агрегаті
Тип розкислювача: 4

Al	FeAl-40	ФС-65	ФМн-65
1	2	3	4

Витрата розкислювача:

кг / т	кг на плавку

7,288	983,877

Статті витрат розкислювача, кг / т:

на розкислення	на вторинне окислення	на легування
0,820	1,237	5,231

на залишковий вміст елемента-розкислювача, мас.%:

C (ост)	Mn (зуп)	Si (зуп)	Al (зуп)
0,0000	0,3500	0,0000	0,0000

при залишковій розрахункової активності кисню:

%	Ppm
0,014911	149,11

Розрахунок закінчено.

Розрахунок показує, що основна частка феромарганцю (72%) йде на легування металу. Тому при розкисленні феромарганцем інформація про активність кисню часто не є основною, більш важливо знати точну концентрацію марганцю перед розкисленням [Mn *] і вести розрахунок за статтею легування, при цьому, як показує практика, практично завжди забезпечується необхідний рівень розкислення киплячої сталі.

Якщо ж після розкислення і легування феромарганцем виявляється, що a_O вище, ніж оптимальне значення для киплячої сталі, розраховане за рівнянням (причиною підвищеної окисленості може бути потрапляння в ковш окисного шлаку або підвищене окислення струменя повітрям при порушенні регламенту розливання), то необхідно проводити дорозкислення сталі в ковші алюмінієм. Розрахунок необхідної кількості алюмінію для доведення активності сталі до оптимального значення наведено нижче. Розкислення алюмінієм в ковші.

Нехай виміряне значення активності кисню після розкислення феромарганцем склало 0,0210 мас.%, а оптимальне значення, розраховане за формулою (2.4):

$$a_O = \frac{0{,}0020}{[C]} = \frac{0{,}0020}{0{,}16} \qquad (2.4)$$

повинно бути 0,0125 мас.%. Таким чином, розкислення необхідне.

У киплячій сталі залишковий вміст алюмінію має бути низьким, на рівні тисячних часток відсотка, тому приймаємо [Al] = 0 або [A1] = [A1*]. Вимірювання і розкислення проводяться в одному і тому ж агрегаті (в ковші), тому вторинним окисленням нехтуємо $(C_O = 0)$.

Витрата алюмінію на власне розкислення:

$$Q_1(Al) = \frac{1000}{100} \cdot \frac{2 \cdot 27}{3 \cdot 16} \left(0{,}00210 - \frac{0{,}0020}{0{,}16} \right) = 0{,}096 \left(\frac{(кг)Al}{(т)стталі} \right)$$

Витрата алюмінію на взаємодію з киснем вторинного окислення:

$$Q_2(FeMn) = \frac{1000}{65} \cdot \frac{2 \cdot 27}{3 \cdot 16} \cdot 0 = 0 \left(\frac{(кг)Al}{(т)стталі} \right)$$

Витрата алюмінію на легування:

$$Q_3(Al) = \frac{1000}{100} (0{,}0001 - 0{,}0001) = 0 \left(\frac{(кг)Al}{(т)стталі} \right)$$

Сумарна питома витрата алюмінію:

$$Q_\Sigma(Al) = 0{,}096 + 0 + 0 = 0{,}096 \left(\frac{(кг)Al}{(т)стталі} \right)$$

Витрата алюмінію на плавку:

$$Q_\Sigma(Al) = Q_\Sigma(Al) \cdot G = 0{,}096 \cdot 135 = 13(кгAl)$$

У даному варіанті основна кількість розкислювача витрачається на легування металу, як і у випадку розкислення киплячої сталі феромарганцем, тому розкислення сталі можна контролювати по витраті феросиліцію на легування і залишковою концентрацією кремнію.

У третьому розділі розглянуто потенційно небезпечні та шкідливі чинники, що впливають на працівника лабораторії та проведений розрахунок заземлення, що проводиться для того щоб визначити опір споруджуваного контуру заземлення при експлуатації, його розміри і форму. Як відомо, контур заземлення складається з вертикальних заземлювачів, горизонтальних заземлювачів і заземлювального провідника. Вертикальні заземлювачі вбиваються в ґрунт на певну глибину. Горизонтальні заземлювачі з'єднують між собою вертикальні заземлювачі. Заземлюючий провідник з'єднує контур заземлення безпосередньо з електрощитом. Розміри і кількість цих заземлювачів, відстань між ними, питомий опір грунту - всі ці параметри безпосередньо залежать на опір заземлення.

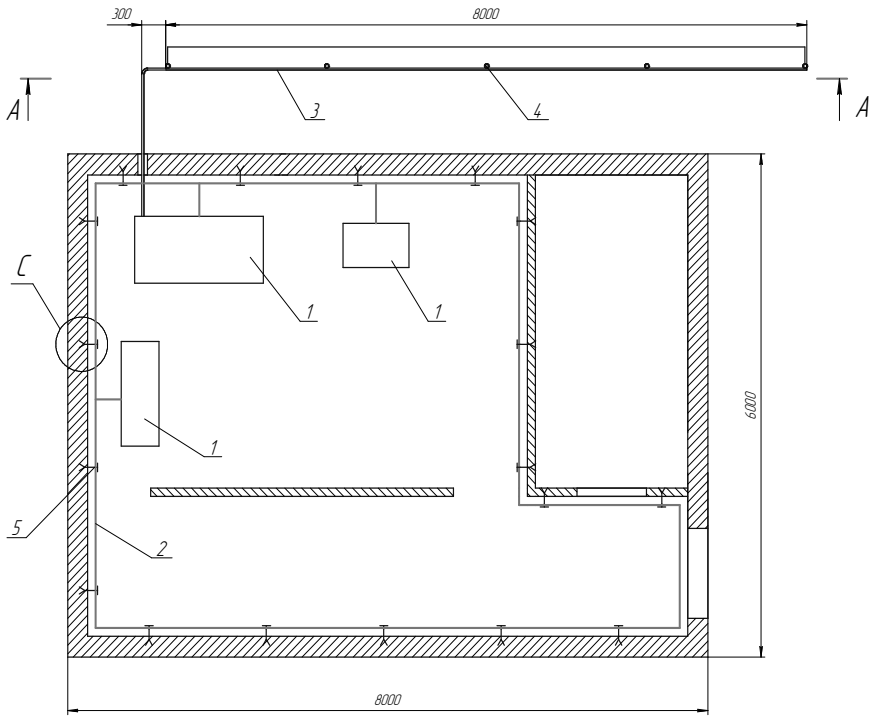

Рис.3 Схема виносного заземлення: 1 – електроустановка; 2 – внутрішній контур заземлення; 3 – сполучна смуга; 4 – заземлювач; 5 – скоба кріплення.

ВИСНОВКИ

Підсумовуючи все вище описане, було досліджено процес розкислення та модифікування сталі при позапічній обробці. Розглянуті основні методи позапічної обробки сталі. Встановлені особливості процесу розкислення, надана інформація про окисленість металу з метою управління процесами розкислення і легування сталі, було отримано прогнозований вміст в металі основних розкислювачів.

Розрахована маса, розкислювачів і легуючих елементів,які вводять в метал для доведення рідкої сталі до заданого хімічного складу або ступеня розкислення, з використанням даних про температуру і окисленості сталі.

Показані розрахунки активності кисню в рідкій сталі, на основі вимірювання температури та окисленості з різними порівняннями.

Розроблений алгоритм розрахунку маси розкислювачів для доведення сталей різного ступеня окисленості (киплячої сталі) до заданого хімічного складу по одному з розкислювачів і легуючому елементу (алюмінію, кремнію, марганцю).

Розроблено методику розрахунку маси розкислювачів для доведення киплячої сталі до заданого рівня розкисленням, методику прогнозування вмісту вуглецю і алюмінію в металі за результатами вимірювання активності

кисню в рідкій сталі.

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ МАГІСТРАНТОМ РОБІТ

1. Збірник наукових праць магістрантів кафедри МЧМ. Випуск 11.- Запоріжжя: ЗДІА, 2015.-74с.;
2. Збірник тез доповідей 42-ї міжнародної науково-технічної конференції молоді ВАТ Запоріжсталь.- Запоріжжя: ВАТ Запоріжсталь, 2015. -146с
3. XX науково-технічна конференція студентів, магістрантів, аспірантів і викладачів ЗДІА металургія та енергозбереження як основа сучасної промисловості. Т 1 / Запорізька державна інженерна академія – Запоріжжя: ЗДІА, 2015 – С. 17.