

669.05

В 620

**Міністерство освіти і науки України
Запорізька державна інженерна академія**



**С. А. Воденніков
О. В. Харченко
Н. В. Лічконенко
Г. А. Громак**

**ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ПРОЦЕСИ ПОЗААГРЕГАТНОГО
РАФІНУВАННЯ МЕТАЛУ**

Навчальний посібник

*для студентів ЗДІА
спеціальності 6.050401 «Металургія чорних металів»
денної та заочної форм навчання*

Міністерство освіти і науки України
Запорізька державна інженерна академія

*Затверджено до друку
рішенням вченої ради ЗДІА
протокол № 12 від 27.11.2014р.*

ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ПРОЦЕСИ ПОЗААГРЕГАТНОГО РАФІНУВАННЯ МЕТАЛУ

Навчальний посібник

*для студентів ЗДІА
спеціальності 6.050401 «Металургія чорних металів»
денної та заочної форм навчання*

*Рекомендовано до видання
на засіданні кафедри МЧМ,
протокол № 3 від 13.11.2013р.*

Запоріжжя
ЗДІА
2015

ББК 669.05
В 620

С. А. Воденніков, д.т.н., професор
О. В. Харченко, к.т.н., доцент
Н. В. Лічконенко, ст. викладач
Г. А. Громак, ст. викладач

Відповідальний за випуск: *зав. кафедри МЧМ,*
професор С. А. Воденніков

Рецензенти :

В. В. Луньов, д.т.н., професор, завідувач кафедри «Машини і технологія ливарного виробництва» Запорізького національного технічного університету;
Г. В. Губін, д.т.н., професор, завідувач кафедри «Металургія чорних металів і ливарного виробництва» Криворізького національного університету;
О. В. Гресс, д.т.н., професор, завідувач кафедри ливарного виробництва Дніпродзержинського державного технічного університету.

Воденніков С. А.

В 620 Фізико-хімічні процеси позаагрегатного рафінування металу: навчальний посібник для студентів ЗДІА спеціальності 6.050401 «Металургія чорних металів» денної та заочної форм навчання / Воденніков С. А., Харченко О. В., Лічконенко Н. В. та ін.; Запоріж. держ. інж. акад. – Запоріжжя: ЗДІА, 2015. – 108 с.

В посібнику викладені теоретичні основи і сутність процесів рафінування металу поза сталеплавильним агрегатом: способи розкислення сталі, продувка інертним газом, рафінування сталі в вакуумі, обробка порошками лужноземельних металів і синтетичними шлаками. Окремий розділ посібника присвячено застосуванню багатофункціональної програми «EXCALIBUR» для виконання термодинамічного моделювання рафінування металу в системі «метал-шлак-газ» з урахуванням теплоти хімічних реакцій і розрахунку різних варіантів ведення плавки, позапічної обробки, розкислення і легування сталі.

Наприкінці кожного розділу посібника наведено контрольні питання для самоконтролю студентів.

Навчальний посібник розрахований на студентів вузів, що навчаються за спеціальністю 6.050401 «Металургія чорних металів», а також може бути корисним інженерно-технічним і науковим працівникам, що працюють у цій галузі.

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1 ОСНОВНІ ЗАВДАННЯ ПОЗААГРЕВНОЇ ОБРОБКИ МЕТАЛУ І МЕТОДИ ЇХ ВИРІШЕННЯ	6
1.1 Контрольні питання	8
2 РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ ТА СПОСОБИ ЙОГО РЕАЛІЗАЦІЇ	9
2.1 Розчинність кисню в залізі, загальні принципи розкислення	9
2.2 Розкислювальна здатність окремих елементів	13
2.3 Основні способи розкислення сталі	17
2.4 Видалення продуктів розкислення	18
2.5 Модифікування сталі й неметалевих включень	22
2.6 Контрольні питання	24
3 ПРОДУВКА СТАЛІ В КОВШІ ІНЕРТНИМ ГАЗОМ	25
3.1 Технологія продувки та обладнання	25
3.2 Гідродинаміка ванни	26
3.3 Вплив продувки на якість сталі	28
3.4 Контрольні питання	29
4 РАФІНУВАННЯ СТАЛІ У ВАКУУМІ	30
4.1 Фізико-хімічні процеси вакуумування	30
4.2 Процеси дегазації	34
4.3 Вакуумна обробка сталі в ковші	39
4.4 Вакуумування в струмені	43
4.5 Порційне вакуумування	47
4.6 Циркуляційне вакуумування	54
4.7 Окислювальне вакуумування в ковші	62
4.8 Контрольні питання	66
5 КОМБІНОВАНА ОБРОБКА СТАЛІ В КОВШІ З НАГРІВОМ	67
5.1 Фізико-хімічні процеси десульфурзації сталі в ковші	67
5.2 Обробка сталі в ковші-печі	69

5.3	Процес ASEA–SKF	71
5.4	Вакуумна обробка в ковші з дуговим нагрівом	73
5.5	Контрольні питання	76
6	ОБРОБКА СТАЛІ ПОРОШКАМИ ЛУЖНОЗМЕЛЬНИХ МЕТАЛІВ ТА ЇХ СПОЛУК	77
6.1	Умови введення порошкоподібних реагентів в метал	77
6.2	Хід процесу та якість сталі	81
6.3	Контрольні питання	83
7	ОБРОБКА СТАЛІ В КОВШІ РІДКИМИ СИНТЕТИЧНИМИ ШЛАКАМИ	84
7.1	Контрольні питання	85
8	ПРАКТИЧНІ РОБОТИ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ БАГАТОФУНКЦІОНАЛЬНОЇ ПРОГРАМИ «EXCALIBUR»	86
8.1	Призначення й можливості програми	86
8.2	Інтерфейс користувача програми «Excalibur»	90
8.3	Практична робота №1 «Оптимізація розкислення-легування спокійної конструкційної сталі 12ГС»	93
8.4	Практична робота №2 «Оптимізація розкислення напівспокійної конструкційної сталі 3пс»	95
8.5	Практична робота №3 «Оптимізація розкислення киплячої конструкційної сталі 08кп»	97
8.6	Практична робота №4 «Оптимізація розкислення-легування конструкційної сталі 14ХГС»	99
8.7	Практична робота №5-6 «Фізико-хімічні процеси при вакуумуванні сталі»	101
8.8	Практична робота №7 «Оптимізація розкислення-легування та десульфуріяція конструкційної сталі 09Г2С»	103
	СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	105

ВСТУП

В курсі «Фізико-хімічні процеси позаагрегатного рафінування металу» розглянуті передумови появи, можливості та технологічні переваги позаагрегатних методів обробки металу, теоретичні питання взаємодії розчинених в металі кисню і сірки із залізом та домішками хімічних елементів, видалення з металу неметалевих включень. Особливу увагу приділено фізико-хімічним процесам вакуумування та дегазації сталі. Викладено сучасні промислові методи розкислення металу, продувки його інертними газами, вакуумної обробки, вдування лужноземельних металів з метою десульфурзації, обробки синтетичними шлаками, а також методи комбінованої обробки сталі в ковші-печі.

Дисципліна «Фізико-хімічні процеси позаагрегатного рафінування металу» – загальнотехнічна, яка забезпечує теоретичну та технологічну підготовку майбутнього фахівця за спеціальністю «Металургія чорних металів». Основна мета дисципліни – теоретичне обґрунтування й вивчення можливостей позаагрегатного рафінування металу і фізико-хімічних процесів, що лежать в його основі, сучасного стану розвитку технологій для його реалізації.

Метою курсу є придбання бакалавром-випускником знань з теорії фізико-хімічних процесів, технології та сучасних методів позаагрегатного рафінування металу, а також практичних навичок роботи з програмою «Excalibur» при вирішенні різних завдань розкислення, легування, вакуумування і десульфурзації сталі. Знання, отримані при вивченні даного курсу, необхідні для виробничої практики і роботи в сталеплавильних цехах металургійних підприємств.

1 ОСНОВНІ ЗАВДАННЯ ПОЗААГРЕГАТНОЇ ОБРОБКИ МЕТАЛУ І МЕТОДИ ЇХ ВИРІШЕННЯ

Позаагрегатна (позапічна) обробка сталі і сплавів почала активно застосовуватися в 60-х рр. ХХ століття, головним чином, для підвищення продуктивності дугових печей і конвертерів, дозволяючи вилучити частину процесів рафінування з цих агрегатів у ківш. Проте виявилось, що позапічною обробкою можна істотно поліпшити якість металу – механічні властивості, корозійну стійкість, електротехнічні показники та ін. Більш того, можна одержати сталь із принципово новими властивостями, наприклад сталь з вільними міжвузлями, що містить не більше 0,003 % вуглецю і не більше 0,004 % азоту і не має у зв'язку з цим межі текучості, тобто здатну працювати до межі міцності. В дугових печах і конвертерах таку сталь отримати неможливо.

Підвищення якості сталі призвело до зростання працездатності машин і конструкцій при одночасному зменшенні їх маси. Іншим важливим фактором, який забезпечив цей результат, з'явилася можливість гарантувати отримання сталі з вузькими межами вмісту елементів. Це дозволило зменшити коефіцієнт запасу міцності, що враховується при проектуванні, зі звичайних 1,5–3,0 до 1,2–1,4, тобто приблизно в два рази при збереженні високої якості сталі, її однорідності, високого ступеня чистоти по неметалевим включенням.

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

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

2. Глибоко рафінувати метал від сірки ($\leq 0,003$ %) – обробкою шлаком або введенням в метал десульфуруючих добавок.

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

4. Проводити розкислення з отриманням сталі з малою забрудненістю

неметалевими включеннями з регульованими формою і розміром – вакуумуванням або обробкою порошками металів та інших матеріалів.

5. 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.

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

Особливістю рафінування металу поза агрегатом є використання найбільш сприятливих фізичних і фізико-хімічних умов видалення з металу домішок і отримання сталі необхідного складу. У порівнянні з конвертерами і дуговими печами умови при позаагрегатному рафінуванні характеризуються:

1. Більш сприятливими термодинамічними умовами видалення домішок в результаті зміни складу газової фази або створення вакууму, обробки шлаком з оптимальними фізико-хімічними властивостями.

2. Збільшенням швидкості взаємодії металу із шлаковою або газовою фазою внаслідок значного збільшення контактної поверхні між цими фазами, а також завдяки механічному перемішуванню, що сприяє дробленню рідкої сталі на малі об'єми з великою поверхнею.

3. Підвищенням інтенсивності масопереносу всередині металу внаслідок збільшення градієнта концентрацій із зменшенням об'єма при постійній різниці концентрацій в центрі цього об'єму і на міжфазній поверхні.

В даний час у світовій практиці методами позаагрегатної металургії обробляють сотні мільйонів тонн сталі. Їх швидке і широке поширення пояснюється тим, що позаагрегатна обробка металу має наступні технологічні переваги [1]:

1. Спрощення технології конвертерної та електроплавки, оскільки з'являється можливість продувки металу киснем і/або вакуумування до низьких вмістів вуглецю з наступним коригуванням складу по вуглецю та іншим

домішкам.

2. Створення умов для ведення конвертерної плавки з дуже малою кількістю шлаку («безшлакова технологія»), з малою витратою додаткових матеріалів, меншими втратами заліза в шлак, тощо.

3. Заміна двохшлакової технології електроплавки на одношлакову без скачування шлаку (зменшуються тривалість плавки, витрата електроенергії, трудові витрати, тощо).

4. 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.

5. Зміна структури і типу феросплавів і розкислювачів, що використовуються, у бік зниження вимог до складу і відповідне їх здешевлення.

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

Позаагрегатна обробка – проміжний «четвертий переділ» між виплавною металу і його розливанням – зобов'язана своїм розвитком і успіхами в першу чергу досягненням фізичної хімії металургійних процесів, гідродинаміки, вакуумної техніки та інших наук.

1.1 Контрольні питання

1. Чим обумовлена поява позаагрегатної обробки металу?
2. Які завдання вирішуються при позаагрегатному рафінуванні?
3. Чим характеризуються умови при позаагрегатному рафінуванні в порівнянні з конвертерами і дуговими печами?
4. Технологічні переваги позаагрегатної обробки металу.

2 РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ ТА СПОСОБИ ЙОГО РЕАЛІЗАЦІЇ

2.1 Розчинність кисню в залізі, загальні принципи розкислення

До кінця плавки в металі завжди залишається деяка кількість кисню. Концентрація його до моменту закінчення плавки визначається складом металу (в першу чергу, вмістом вуглецю) і шлаку (активністю оксидів заліза), температурою ванни та типом процесу. Майже весь кисень, що міститься в металі, в цей період плавки знаходиться в розчиненому стані, а вміст оксидних неметалічних включень у металі дуже малий (звичайно $< 0,01\%$).

Цей кисень не може бути залишений в металі у зв'язку з рядом причин. При охолодженні навіть чистого сплаву заліза з киснем розчинність в ньому кисню знижується, і він виділяється з розчину у вигляді дрібнодисперсної фази – включень FeO. При охолодженні і кристалізації сталей утворюються оксиди (CO, MnO, SiO₂ та ін.), які виділяються у вигляді газоподібної, твердої або рідкої фази. Це призводить до утворення міхурів і пір в металі або до надмірного забруднення металу оксидними включеннями.

Залежність між вмістом розчиненого в рідкому залізі кисню і величиною парціального тиску кисню в газовій фазі над металом показана на рис. 2.1.

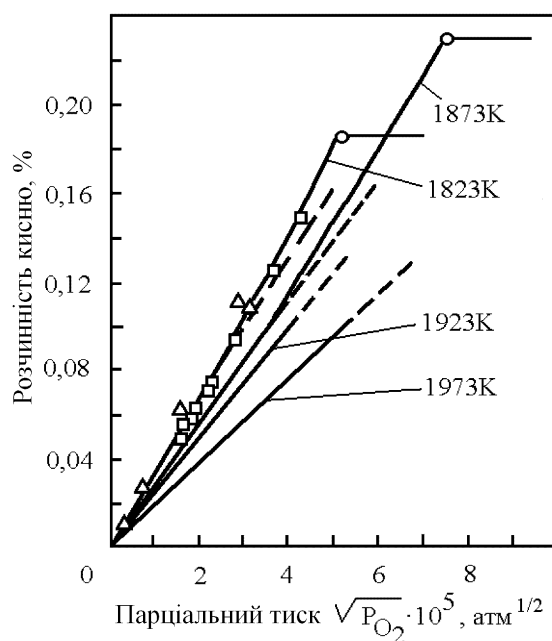


Рисунок 2.1 – Залежність розчинності кисню в залізі від величини парціального тиску кисню в газовій фазі над металом і температури

Як видно на рис. 2.1, при малих парціальних тисках кисню (менш 0,001 Па) концентрація його в залізі збільшується пропорційно квадратному кореню з парціального тиску кисню в газовій фазі. Цю залежність прийнято називати законом Сівертса. Вона виконується в тих випадках, коли молекули двохатомних газів в процесі розчинення дисоціюють на окремі атоми. Отже, розчинення газоподібного кисню в рідкому залізі може бути описано рівнянням реакції і відповідною константою рівноваги:

$$\frac{1}{2}\{O_2\} = [O]; \quad K_O = \frac{10f_O[\%O]_p}{\sqrt{p_{O_2}}} \quad , \quad (2.1)$$

де K_O – константа рівноваги реакції;

f_O – коефіцієнт активності кисню;

$[\%O]_p$ – рівноважний вміст кисню, мас. %;

p_{O_2} – парціальний тиск кисню над розплавом, кПа.

З виразу для константи рівноваги K_O випливає, що вміст кисню дорівнює

$$[\%O]_p = \frac{K_O}{10f_O} \sqrt{p_{O_2}} \quad . \quad (2.2)$$

При підвищенні парціального тиску кисню в газовій фазі (до $\geq 0,001$ Па при 1600 °С) на поверхні рідкого заліза з'являється оксидна плівка, що відповідає зламу на графіку розчинності (рис. 2.1). У цих умовах при постійній температурі система Fe–O стає нонваріантною (тобто з нульовим числом ступенів свободи), і концентрація кисню в металі залежить тільки від температури, як це видно на рис. 2.2.

Дана температурна залежність є фрагментом подвійної діаграми рівноваги системи Fe–O, а саме похилою лінією, що розділяє області існування рідкого металу і рідкого металу + рідкого оксиду. Слід зазначити, що у всьому температурному інтервалі свого існування стехіометрія рідкого оксиду заліза є змінною, і при 1600 °С останній має справжню формулу (Fe_{0,947}O).

Графічна залежність на рис. 2.2 може бути виражена емпіричним рівнянням

$$\lg[\% \text{O}]_r = -6320/T + 2,734, \quad (2.3)$$

де $[\% \text{O}]_r$ – гранична концентрація кисню, мас.%;

T – абсолютна температура, К.

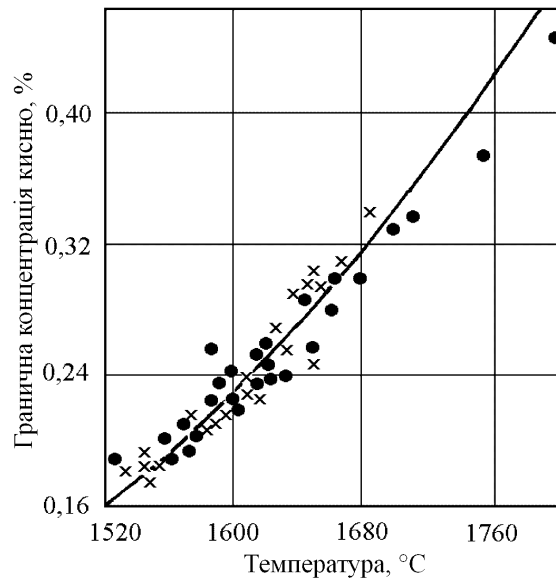


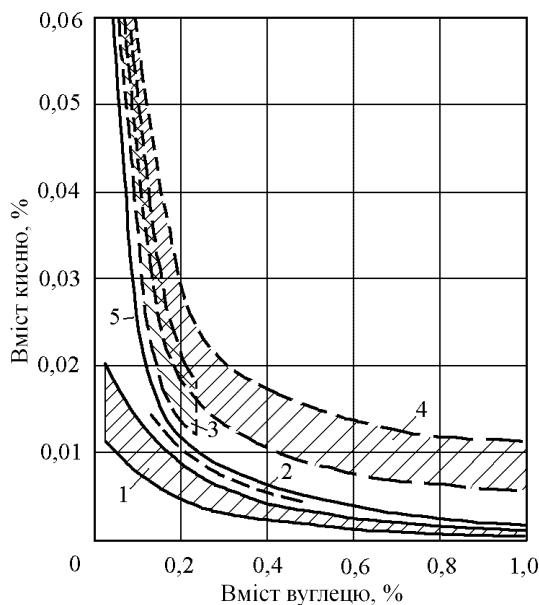
Рисунок 2.2 – Залежність граничної концентрації кисню в рідкому залізі під шлаком із чистого оксиду заліза від температури [2]

При 1600 °С максимальний вміст розчиненого кисню в рідкому залізі становить 0,23 %. При кристалізації металу розчинність кисню різко знижується і в твердому α -залізі не перевищує 0,002 %, а в δ -залізі 0,003–0,007 %. Зниження концентрації розчиненого в рідкій сталі кисню найчастіше реалізується шляхом утворення нерозчинних у металі оксидів різних елементів, що мають більшу спорідненість до кисню, ніж залізо.

Оксидна фаза може виділятися в момент введення розкислювача і при кристалізації розплаву. Співвідношення кількості фази, що виділилася, в той чи інший період залежить від вмісту вуглецю в рідкому металі. При вмісті вуглецю до 0,6 % кількість оксидних включень, що утворюються під час розкислення, перевищує кількість оксидів, що утворюються в період

затвердіння. При концентрації вуглецю в рідкому металі, що перевищує цю величину, ситуація змінюється у зворотний бік [3].

Щоб забезпечити необхідний характер поведінки сталі при її кристалізації, використовується операція розкислення, в ході якої вміст розчиненого в металі кисню знижують до необхідного рівня. Принцип вирішення цієї задачі при виробництві киплячої, спокійної і напівспокійної сталі ілюструється рис. 2.3.



1–3 – після розкислення відповідно спокійної, напівспокійної і киплячої сталі; 4 – звичайний вміст кисню в металі перед розкисленням; 5 – вміст кисню в рівновазі з вуглецем, що розчинений в металі

Рисунок 2.3 – Залежність окисленості сталі від вмісту вуглецю [4]

З рисунка видно, що розкислення киплячої сталі полягає лише в деякому зниженні вмісту кисню в розплаві при збереженні його на рівні вище рівноважного з розчиненим у металі вуглецем. Зазвичай це досягається розкисленням металу феромарганцем при остаточному вмісті марганцю 0,25–0,50 % і кремнію до 0,03 %.

При виробництві напівспокійної сталі вміст кисню в металі необхідно отримати трохи нижче рівноважного з розчиненим у металі вуглецем (близько 0,9 від рівноважної концентрації). Тільки при виконанні цієї умови реакція утворення CO протікає лише в тій мірі, в якій вона необхідна для заповнення газами усадкових порожнеч, що обов'язково виникають при кристалізації

зливка. У більшості випадків при розкисленні напівспокійної сталі метал обробляють феромарганцем, феросиліцієм або феросилікомарганцем з отриманням залишкової концентрації марганцю на рівні 0,30–0,50 % і кремнію 0,05–0,14 %.

У деяких випадках полуспокійну сталь розкислюють тільки феромарганцем і обмежують вміст кремнію в ній величиною 0,05 %. Розкислення спокійної сталі вважається нормальним, якщо залишковий вміст кисню виходить значно менше рівноважного з розчиненим у металі вуглецем. Для цього достатньо мати в готовому металі 0,30–0,50 % марганцю, 0,15–0,35 % кремнію і 0,01–0,02 % алюмінію.

Оксидні включення, що утворилися при розкисленні або протягом наступної кристалізації, є концентраторами напружень, біля поверхні яких може траплятися зародження дефектів. Тому друге завдання процесу розкислення полягає в отриманні в готовій сталі якомога меншої кількості неметалевих включень, а також в отриманні включень, які чинять мінімальний негативний вплив на властивості металу. Вважається, що такими властивостями володіють неметалеві включення розміром менше 10 мкм, які мають форму, близьку до сферичної, рівномірно розподілені в об'ємі затверділого металу і не деформуються при обробці сталі тиском [5].

2.2 Розкислювальна здатність окремих елементів

Розкислювальну здатність елементів-розкислювачів прийнято оцінювати за залишковою рівноважною концентрацією кисню в металі, відповідної заданому вмісту розкислювача і прийнятої температури: чим нижче залишковий вміст кисню, тим вище розкислююча здатність елемента.

Розкислювальна здатність може бути визначена експериментально або розрахунком, виходячи з умов рівноваги реакції розкислення, яку в загальному вигляді можна представити як



де E – елемент-розкислювач;

m, n – стехіометричні коефіцієнти оксида;

E_mO_n – оксид, продукт реакції розкислення.

Продуктом реакції розкислення можуть бути чистий твердий оксид певного хімічного складу сплав або хімічна сполука оксида, що утворюється, с FeO або оксидами інших елементів (силікати, алюмінати, шпінелі та ін.). Ці сплави і сполуки, як правило, мають змінний склад, тобто в цьому випадку m і n – змінні величини, які можуть не відображати цілочисельні стехіометричні співвідношення, характерні для того чи іншого оксиду [6]. Константа рівноваги реакції розкислення (2.4) визначається виразом

$$K_E = \frac{a_{(E_mO_n)}}{a_{[E]}^m a_{[O]}^n} = \frac{a_{(E_mO_n)}}{f_E^m [\%E]^m f_O^n [\%O]^n}, \quad (2.5)$$

де K_E – константа рівноваги;

$a_{(E_mO_n)}$, $a_{[O]}$, $a_{[E]}$ – активності відповідно оксиду, кисню і елемента-розкислювача;

f_O, f_E – коефіцієнти активності кисню і елемента-розкислювача;

$[\%O]$, $[\%E]$ – рівноважні залишкові концентрації кисню і елемента-розкислювача після розкислення, мас. %;

m, n – стехіометричні коефіцієнти оксида.

З виразу (2.5) визначається рівноважна залишкова концентрація кисню в металі після розкислення як

$$[\%O] = \frac{a_{(E_mO_n)}^{1/n}}{K_E^{1/n} [\%E]^{m/n} f_E^{m/n} f_O}, \quad (2.6)$$

яка залежить від великої кількості факторів: вона тим нижче, чим менше активність продукту розкислення, що утворюється, чим більше константа рівноваги, залишкова концентрація елемента-розкислювача в металі і

коефіцієнти активності його і кисню. Кожен з цих факторів може змінюватися в певних межах, викликаючи відповідну зміну ступеня (глибини) розкислення.

Залишковий вміст елемента-розкислювача є важливим фактором, що визначає ступінь розкислення. Він завжди може бути визначений з високою точністю. Крім того, процес розкислення можна провести так, щоб було забезпечено отримання розкислювача в кінцевому металі в заданих межах.

Коефіцієнт активності елемента-розкислювача зазвичай незначно відрізняється від одиниці (в стандарті 1 %-ного розчину), оскільки концентрація розкислювача в металі зазвичай невисока.

Константа рівноваги в загальному випадку для різних елементів є змінним фактором, оскільки характеризує хімічну спорідненість елементів до кисню, що може змінюватися на декілька порядків. Константа рівноваги для даного елемента залежить від температури. Внаслідок екзотермічності усіх реакцій розкислення з підвищенням температури величина K_E зменшується, що викликає підвищення [%O], тобто зниження розкислюючої здатності. Проте впливом зміни температури зазвичай нехтують (приймають температуру розкислення постійною, рівною 1600 °C), оскільки температура металу в кінці процесу плавки у змінюється в вузьких межах.

Активність продукту розкислення залежить від того, в якому вигляді він виділяється. Її можна прийняти рівною 1, якщо оксид виділяється в чистому вигляді. У разі переходу оксиду, що утворюється, в готовий шлак (шлакове включення) або його взаємодії з іншими оксидами активність продукту розкислення < 1 , отже, розкислююча здатність елемента вище. Цим, зокрема, пояснюється більш висока ефективність *комплексних розкислювачів* (подвійних, потрійних і т.д.) в порівнянні з моноелементними феросплавами.

Продукти розкислення можуть бути різними навіть для одного й того ж елемента. При цьому спостерігається закономірність: в області низьких концентрацій елемента продукт розкислення зазвичай представляє сполуку $FeO \cdot E_m O_n$ ($FeO \cdot SiO_2$, $FeO \cdot TiO_2$, $FeO \cdot Al_2O_3$ та ін.) або розплав цих оксидів

(FeO·MnO), що багатші киснем, ніж чистий оксид елемента-розкислювача. При виділенні продукту розкислення в рідкому вигляді вміст в ньому E_mO_n зменшується поступово в міру зниження концентрації елемента в металі. В області високих концентрацій елемента продукт розкислення може представляти чистий оксид E_mO_n .

На рис. 2.4 наведені діаграми, що показують залежність концентрації кисню в залізі, що знаходиться в рівновазі з елементом-розкислювачі при 1600 °С.

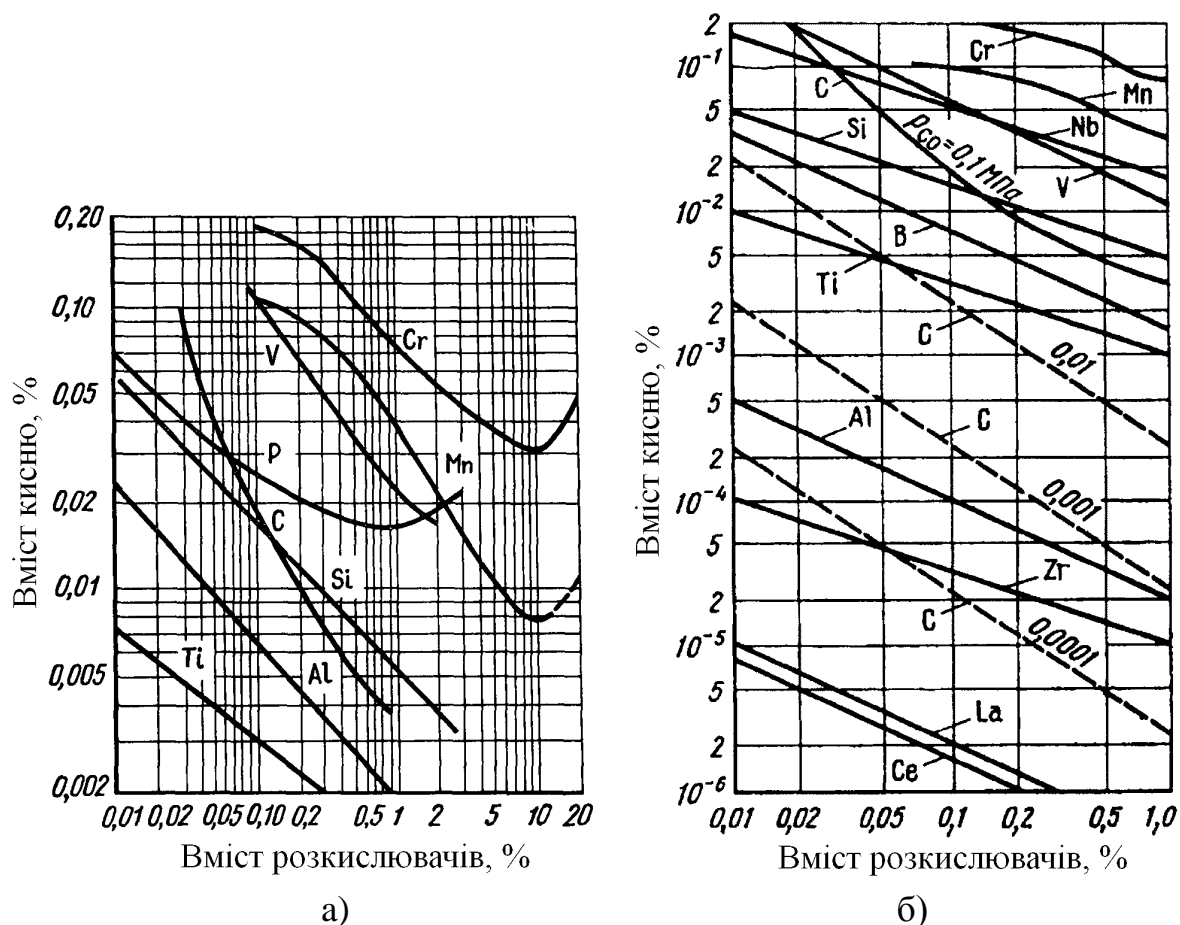


Рисунок 2.4 – Розкислювальна здатність елементів при 1600 °С [6, 7]

Як видно на рис. 2.4, а, для ряду систем Fe–E–O ізотерми $[\%O] = f[\%E]$ мають екстремальні точки (мінімуми). Такий хід кривих можна пояснити, по-перше, зміною складу продуктів розкислення і, по-друге, тим, що з ростом концентрації розкислювачів змінюється розчинність кисню в металевому розплаві, тобто коефіцієнт активності кисню значно зменшується зі

збільшенням концентрації розкислювача. Прямолінійні ділянки ізотерм (рис. 2.4, б) в логарифмічних координатах мають тангенс кута нахилу, пропорційний відношенню стехіометричних коефіцієнтів m/n оксида E_mO_n , що утворюється:

$$|\operatorname{tg} \alpha| = \frac{m}{n} \cdot \frac{M_E}{M_O}, \quad (2.7)$$

де α – кут нахилу, рад;

m, n – стехіометричні коефіцієнти оксида;

M_E, M_O – атомні маси елемента-розкислювача і кисню, а.о.м.

За розкислювальною здатністю елементи-розкислювачі вишикуються в спадаючий ряд: Се, La, Zr, Ti, Al, В, Si, Р, V, Nb, Mn, Cr. Розкислювальна здатність вуглецю варіюється в дуже широких межах і істотно залежить від співвідношення пружності СО в бульбашках газу, що утворюються, і зовнішнього тиску. Відтак, вуглець ефективніше розкислює метал на поверхні розплаву, ніж у глибинних його шарах, де існує великий феростатичний тиск.

2.3 Основні способи розкислення сталі

У промислових умовах частіше використовують наступні три способи розкислення, які розрізняються за принципом видалення кисню з металу: осадовий, екстракційний і вакуумно-вуглецевий.

Осадове розкислення полягає в тому, що основну кількість розчиненого в металі кисню переводять у нерозчинні оксиди елементів-розкислювачів, які вводять безпосередньо в рідкий метал у вигляді кускових або порошкоподібних матеріалів (наприклад, феросплавів). Щільність оксидів абсолютної більшості розкислювачів менше щільності рідкої сталі, тому вони спливають з металу і частково видаляються в шлак.

Цей спосіб розкислення отримав найбільш широке розповсюдження головним чином завдяки простоті його реалізації. Головним його недоліком є те, що за час відстоювання ковша перед розливанням з металу видаляються тільки найбільш великі неметалеві включення. Значна частина неметалічних

включень, що утворилися при розкисненні, залишається в сталі аж до її затвердіння.

При екстракційному розкисненні метал витримують під шлаком, вміст оксидів заліза в якому у багато разів менше, ніж в шлаку періоду окислювального рафінування. При цьому, в міру наближення системи до стану термодинамічної рівноваги, концентрація кисню в сталі зменшується, наближаючись до рівноважної з новим розкислюючим шлаком. Цей процес здійснюється шляхом дифузії частини кисню з металу в шлак. Тому такий спосіб обробки називають також дифузійним розкисненням.

Перевага екстракційного розкиснення перед осаджуючим полягає в тому, що продукти розкиснення не забруднюють метал. Однак його реалізація вимагає додаткової витрати шлакоутворюючих матеріалів, енергії і приводить до істотного збільшення тривалості плавки. Крім того, при виконанні цієї операції може відбуватися відновлення фосфору, що знаходиться в шлаку і перехід його до сталі.

Вакуумно-вуглецеве розкиснення (див. главу 4) засноване на зміщенні рівноваги реакції $[C] + [O] = \{CO\}$ праворуч при зниженні парціального тиску CO, яке на практиці може досягатися обробкою сталі у вакуумі або продувкою металу нейтральним газом, в якому парціальний тиск CO близький до нуля. Головною перевагою вакуумно-вуглецевого розкиснення є те, що газоподібні продукти реакції не розчиняються в металі і повністю видаляються з нього.

В залежності від місця проведення операції розкиснення сталі прийнято поділяти на розкиснення в сталеплавильному агрегаті, сталерозливному ковші, у ковші-печі, проміжному ковші МБЛЗ, в кристалізаторі або виливниці.

2.4 Видалення продуктів розкиснення

Видалення включень – продуктів розкиснення – відбувається в результаті переходу їх в шлак або на футеровку, з якою контактує метал. Цей процес складається з декількох послідовних стадій: переміщення в об'ємі металу і підходу до міжфазної границі «метал – адсорбуюча фаза»; переходу через

міжфазну границю; поглинання шлаком. Вирішальний вплив на швидкість процесу мають переміщення включень у металі й доставка їх до міжфазної границі.

У спокійній рідині, коли масоперенос не впливає на траєкторію руху частинок, максимальна швидкість спливання неметалевих включень визначається формулою Стокса [8]:

$$v_{н.в.} = K \cdot \frac{2}{9} \cdot \frac{(\rho_m - \rho_{н.в.})}{\eta_m} gr^2, \quad (2.8)$$

де $v_{н.в.}$ – швидкість спливання включення, м/с;

K – коефіцієнт форми включення ($K = 0,2 \dots 1$, $K = 1$ для сферичних частинок);

$\rho_m, \rho_{н.в.}$ – щільність рідкого металу і неметалевого включення, кг/м³;

η_m – динамічна в'язкість металу, Па·с;

g – прискорення сили тяжіння, м/с²;

r – радіус частинки, м.

Відповідно до формули Стокса, найсильніший вплив на швидкість спливання чинить радіус частинок. Вплив інших факторів незначний, оскільки їх чисельні значення змінюються у вузьких межах. Наприклад, при тривалості відстоювання рідкого металу в печі або ковші перед початком розливання до 1 години, згідно з (2.8), на поверхню розплаву встигають спливати тільки найбільш великі частинки радіусом 35–50 мкм. Тому для більш швидкого очищення сталі від продуктів розкислення бажано отримувати якомога більші глобулярні включення.

У багатьох випадках спливають не тверді включення, а рідкі (тобто краплі включень). Внаслідок виникнення вихрових потоків рідини, що складають краплю включення, швидкості спливання рідких крапель можуть відрізнитися від швидкостей підйому твердих кульок. Для врахування цієї відмінності використовують аналог формули Стокса – формулу Рибчинського-Адомара:

$$v_{p.v.} = \frac{2}{3} \cdot \frac{(\rho_m - \rho_{p.v.})(\eta_m + \eta_{p.v.})}{(2\eta_m + 3\eta_{p.v.})} gr^2, \quad (2.9)$$

де $v_{p.v.}$ – швидкість спливання рідкого включення, м/с;

$\rho_m, \rho_{p.v.}$ – щільність рідкого металу і рідкого включення, кг/м³;

$\eta_m, \eta_{p.v.}$ – динамічна в'язкість рідкого металу і рідкого включення, Па·с;

g – прискорення сили тяжіння, м/с²;

r – радіус включення, м.

Частинки продуктів розкислення укрупнюються, головним чином, внаслідок їх з'єднання. Воно відбувається в результаті коалесценції (злиття) рідких частинок, коагуляції (спікання) твердих частиц, адгезії (прилипання) рідких частинок до твердих. Найбільш інтенсивно укрупнення відбувається в результаті коалесценції рідких частинок, між якими при зіткненнях утворюється відносно велика поверхня контакту. Тому рідкі включення досягають відносно великих розмірів (до 30–100 мкм і більше) і швидко спливають.

Спливання крупних рідких включень має велике значення при розкисленні усіма розкислювачами, зокрема й сильними розкислювачами (Al, Zr, Ti), чисті оксиди яких тугоплавкі, але разом з FeO утворюють легкоплавкі включення, наприклад, $m\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, які швидко видаляються. Про це свідчить швидке зниження загального вмісту кисню після присадки алюмінію в ванну без перемішування, а також наявність великих глобулярних продуктів розкислення алюмінієм лише в перші хвилини розкислення. Кількість продуктів розкислення, що утворилися в рідкому стані, залежить від типу розкислювача і концентрацій його і кисню в місці реакції.

Тверді включення, зокрема корунду, погано укрупнюються і, маючи малі розміри (3–8 мкм), повільно спливають. До того ж частинки корунду мають невизначену форму і при спливанні «парять», рухаючись не по вертикалі, а по складних траєкторіях. Внаслідок цього швидкість спливання твердих включень

корунду незначна, і їх спливання не має практичного значення.

Підведення включень корунду та інших дрібних (до 10 мкм) твердих частинок неправильної форми до поверхні контакту металу зі шлаком і з футеровкою здійснюється, головним чином, в результаті масопереносу їх з потоками металу. Тому видаляються вони інтенсивно лише при перемішуванні.

Включення, доставлені до поверхні шлаку або футеровки, залишаються на ній у результаті ефекту «зачеплення». Потім вони асимілюються шлаком (поглинаються або розчиняються), а до твердої поверхні прилипають, приварюються. Цей процес зазвичай відбувається досить інтенсивно, але при великій швидкості масопереносу частинок потоками металу може сповільнюватися.

Можливість зачеплення частинок та їх поглинання шлаком або прилипання до стінки залежить від поверхневих властивостей включень. Її ймовірність збільшується з підвищенням міжфазного натягу на межі включення з металом. Для оксидних включень, характерних для звичайних продуктів розкислення, міжфазний натяг з металом збільшується з підвищенням вмісту Al_2O_3 . Тому високоглиноземні включення й особливо корунд найбільш легко переходять в шлак і на футеровку.

Умови і ступінь видалення включень, що утворилися на різних стадіях виробництва сталі, істотно відрізняються. Найбільш сприятливі умови існують для видалення докристалізаційних включень, переміщенню яких не перешкоджають тверді утворення. Разом з тим, вони (у тому числі первинні включення) частково залишаються в сталі і впливають на її якість. Це підтверджується дослідженнями і практикою сталеплавильного виробництва. Прямим підтвердженням наявності у готовій сталі докристалізаційних включень є зниження вмісту оксидних включень при фільтрації рідкої сталі через керамічні фільтри після розкислення. Така фільтрація випробувана і застосовується в промислових умовах. Проте кристалізаційні включення практично повністю залишаються в сталі.

2.5 Модифікування сталі й неметалевих включень

Застосування різних методів з метою рафінування металу або видалення неметалевих включень, що утворюються в ньому, не завжди виявляється результативним. Крім того, 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 (ЛЗМ і РЗМ). Їх модифікуючу дію спрямовано насамперед на нейтралізацію негативного впливу включень, що містять кисень і сірку.

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

Сульфіди, оксиди і оксисульфіди ЛЗМ і РЗМ, що утворюються в результаті модифікування, мають більш високу температуру плавлення, ніж сульфіди і оксиди заліза. Вони не деформуються в процесі гарячої обробки тиском і виключають явище розтріскування й розшарування металу при високій температурі, відоме як красноламкість.

Наявний практичний досвід дозволяє зробити наступні рекомендації з технології модифікування сталі [9].

1. Модифікатори повинні присаджуватися в попередньо розкислений метал, щоб виключити безпосередню взаємодію активних елементів (ЛЗМ і

РЗМ) з киснем розплаву, або вводиться у вигляді порошкового дроту або в струмені інертного газу на глибину, яка виключає їх миттєве випаровування і видалення з розплаву у вигляді пари (див. главу 6).

2. Оптимальна питома витрата модифікатора залежить від його складу, способу введення, окисленості й забрудненості металу, конкретних особливостей його позаагрегатної обробки. Для деяких активних елементів (Са, РЗМ, Ті, V та ін) існує їх оптимальна концентрація в металі, при досягненні якої рівень механічних та експлуатаційних характеристик одержуваної продукції максимальний. Наприклад, більшість дослідників відзначає наявність оптимальної витрати РЗМ, який визначається, в основному, вмістом кисню і сірки в металі.

Як правило, витрата модифікаторів в фракціонованому вигляді (крупці, шматках) становить 2,0–4,0 кг/т сталі. Присадка модифікатора на струмінь металу в ході його розливання дозволяє знизити витрату модифікатора до 1,0–1,5 кг/т, а при введенні його в ківш у вигляді порошкового дроту – до 0,5–0,7 кг/т.

3. При тривалому знаходженні раскисленого металу в ковші, особливо з кислотою футеровкою і наявності окисного шлаку, хімічний склад металу наприкінці розливання може помітно змінюватися в порівнянні з його початком. Зокрема, відбувається збільшення концентрації азоту, істотне зниження вмісту алюмінію і марганцю. Може відбуватися також зменшення концентрації активних елементів (Са, РЗМ, Ті і ін), в результаті чого ефект модифікування знижується і стає нестабільним.

4. Зниження забрудненості металу неметалевими включеннями після обробки його модифікаторами призводить до істотного підвищення рідкоплинності металу, що дозволяє знизити температуру його розливання на 20–30 °С і скоротити час розливання на 20 %.

В цілому модифікування сталі й неметалевих включень дозволяє отримати значний ефект при позаагрегатній обробці металу при мінімальних витратах, що становлять незначну частку в собівартості готового металу.

2.6 Контрольні питання

1. Реакція розчинення кисню в рідкому залізі і її константа рівноваги. Як перерозподіляється кисень при кристалізації металу?
2. Зобразити схематично і пояснити залежність розчинності кисню в рідкому залізі від його парціального тиску.
3. Зобразити схематично і пояснити залежність граничної розчинності кисню в рідкому залізі від температури.
4. Зобразити схематично і пояснити залежність окисленості сталі від вмісту в ній вуглецю.
5. Зобразити схематично вплив вмісту елементів-розкислювачів на вміст кисню в рідкому залізі. Чим визначається розкислювальна здатність вуглецю?
6. Порівняння різних елементів за розкислювальною здатністю.
7. Осадове, екстракційне та вакуумно-вуглецеве розкислення. Переваги і недоліки основних способів розкислення сталі.
8. Стадії видалення продуктів розкислення, формула Стокса.
9. Видалення рідких неметалевих включень, формула Рибчинського-Адомара.
10. В яких випадках доцільно застосовувати модифікування сталі й неметалевих включень?
11. Особливості технології модифікування сталі й неметалевих включень.

3 ПРОДУВКА СТАЛІ В КОВШІ ІНЕРТНИМ ГАЗОМ

3.1 Технологія продувки та обладнання

Найбільш простим способом позаагрегатної обробки сталі з метою поліпшення її якості є продувка рідкого металу в ковші інертним газом, яку застосовують як самостійно, так і при обробці сталі іншими більш складними методами. Бульбашки газу, що спливають при продувці через весь шар металу, чинять на нього рафінуючу дію. Внаслідок збільшення інтенсивності масопереносу в ковші відбувається вирівнювання складу і температури в об'ємі металу. Інтенсивне перемішування прискорює доставку неметалічних включень до поверхні метал-шлак і видалення їх із сталі. Цьому також сприяє видалення неметалевих включень з бульбашками газу, яким продувають, внаслідок їх адсорбції на поверхні цих бульбашок.

Зазвичай для продувки в ковші застосовують аргон, який отримують на кисневих станціях металургійних заводів при розділенні повітря з метою виробництва кисню. Витрата аргону при продувці становить 0,3–2,0 м³/т сталі. Газ в метал подають через занурювальну фурму («хибний стопор»), через пористу вогнетривку пробку в днищі ковша або через пористі шви в днищі ковша.

Найбільш простим способом обробки сталі аргоном є продувка із застосуванням «хибного стопора», що представляє собою сталеву трубу, футеровану зовні вогнетривкими катушками [10]. Для посилення ефекту перемішування і деякого віддалення бульбашок газу, що спливають, від стопора, використовують стопори з вогнетривкою пробкою, що насаджена на вихідну частину труби і має розташовані радіально або перпендикулярно осі стопора отвори для виходу газу. Стопор занурюють на глибину 200–300 мм вище днища ковша. Простота пристрою «хибного стопора» для продувки металу в тому, що не потрібно вводити ніякі зміни в будові футерівки ковша. Його недолік полягає в тому, що при продувці найбільш інтенсивний рух газу відбувається уздовж стопора і це призводить до його розмивання і попадання

частинок вогнетривів в сталь. До того ж стопори являють собою пристрої разового використання.

Широке застосування для продувки металу отримали вогнетривкі пористі пробки. Вони виготовляються з грубозернистого матеріалу під низьким тиском пресування і піддаються спеціальному випалу. Високою газопроникністю і задовільними властивостями володіють пробки із спеченого муллита (70 % Al_2O_3) і магнезиту (95 % MgO). Пориста пробка у формі усіченого конуса монтується в днищі ковша зсередини або зовні. Стійкість пробок зазвичай становить 15–30 плавов.

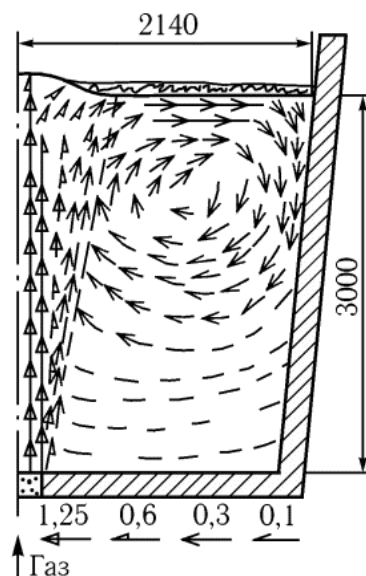
У порівнянні з «хибними стопорами» пористі пробки мають ту перевагу, що при проникненні через них газу він надходить в рідкий метал у вигляді дрібних бульбашок. Це забезпечує велику поверхню контакту метал-інертний газ і, відповідно, більшу швидкість переходу компонентів між цими фазами. Інтенсивність масообмінних процесів збільшується із застосуванням не однієї пористої пробки в центрі днища ковша, а декількох (зазвичай 3–4), розташованих на середині радіуса днища ковша.

3.2 Гідродинаміка ванни

Вирішальний вплив на результати продувки металу в ковші інертним газом має гідродинаміка рідкої ванни та інтенсивність перемішування. Безпосереднє визначення цих показників у промислових умовах не представляється можливим, оскільки рідка сталь непрозора і має високу температуру. Тому характер руху рідкого металу в ковші, напрямки і швидкості виникаючих при цьому потоків вивчають з використанням математичного та фізичного моделювання на холодних прозорих моделях, приймаючи воду в якості рідини, що моделює сталь, і вводячи в неї домішки, що надають колір, в якості трасерів (індикаторів).

Ймовірний розподіл векторів швидкостей руху потоків рідкої сталі в 250-т ковші при продувці металу інертним газом через пористу пробку, розташовану в центрі днища, за даними фізичного моделювання, наведено на рис. 3.1. Як

видно, найвища інтенсивність руху має місце по осі ковша над пористою пробкою. Над цим місцем піднімається «султан» металу, з якого частково стікає шлак. В залежності від інтенсивності продування і, відповідно, висоти підйому «султани» в цьому місці шлак може покривати метал більш-менш тонкою плівкою або повністю стікати, оголюючи сталь. Якщо в ковші окислювальна атмосфера (наприклад, повітря), це викликає вторинне окислення металу і може викликати забруднення сталі оксидними включеннями. Тому поява «султани», що не вкритий шлаком, неприпустима або потребує створення відновлювальної атмосфери.



Цифри над стрілками – швидкість потоку, м/с; питома витрата інертного газу $0,25 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$

Рисунок 3.1 – Схема руху рідкої сталі в 250-т ковші при продувці через пористу пробку в центрі днища [10]

Ближче до периферії ковша інтенсивність руху металу зменшується, а в нижній частині вже на невеликому віддаленні від осі ковша утворюється застійна зона зі слабким перемішуванням, що зменшує ефективність продувки. Тому для інтенсифікації перемішування в нижній частині ковша, тобто усунення застійної зони, продувку бажано вести через кілька пористих пробок, що встановлені по колу на відстані приблизно половини радіусу від центру. При цьому «султани» металу над місцем продувки при однаковій загальній

витраті газу виходять менше, ніж при продувці через одну пробку.

3.3 Вплив продувки на якість сталі

У процесі продувки аргоном відбувається зменшення кількості оксидних включень і, відповідно, загального вмісту кисню (рис. 3.2). Максимальне зниження вмісту неметалічних включень відбувається при вмісті алюмінію в сталі більше 0,02%, тобто коли утворюються переважно включення корунду.

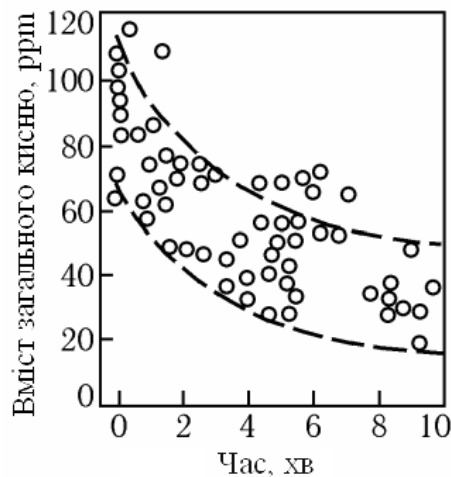


Рисунок 3.2 – Зміна загального вмісту кисню в сталі під час продувки металу аргоном в ковші [1]

При продувці металу аргоном відбувається не тільки флотація неметалічних включень, але й часткова дегазація і зневуглицювання сталі, оскільки бульбашки аргону є готовими центрами виділення з металу газоподібних домішок, які не змогли б самостійно утворити газову фазу через високий капілярний і феростатичний тиски. Крім того, аргон в бульбашках є «хімічним вакуумом» відносно СО, водню та азоту, оскільки парціальний тиск останніх в «нових» бульбашках надзвичайно малий. Це проявляється в явищі вторинного кипіння металу, коли об'єм газу, що виділяється з металу, помітно перевищує об'єм газу, що вдувається.

Важливе значення має також склад шлаку. При продувці під окислювальним шлаком в результаті інтенсифікації процесів перемішування може відбуватися окислення металу шлаком і підвищення вмісту оксидних

включень у сталі. Тому необхідна відсічка пічного шлаку на випуску і наводка в ковші нового шлаку з матеріалів, що не містять оксидів заліза, наприклад, вапняно-глиноземного.

3.4 Контрольні питання

1. Яка мета вдування інертних газів в рідкий метал?

2. Способи вдування в розплав інертних газів. Їх переваги і недоліки.

Питома витрата аргону.

3. Вимоги до матеріалу пористих пробок. Їх кількість і розташування у днищі ковша.

4. Зобразити схематично ймовірний розподіл векторів швидкостей руху потоків рідкої сталі в ковші при продувці металу через пористу пробку в центрі днища.

5. Умови, за яких можливе вторинне окислення металу при його продуванні інертним газом. Способи його запобігання.

6. Як продувка інертними газами впливає на вміст неметалічних включень і загальний вміст кисню в сталі?

7. За рахунок чого при продувці сталі інертними газами можливе її часткове зневуглецювання і дегазація від водню і азоту?

8. Поняття «хімічного вакууму», явище вторинного кипіння металу.

9. Яким чином окислювальний шлак може впливати на якість сталі в результаті продувки?

4 РАФІНУВАННЯ СТАЛІ У ВАКУУМІ

4.1 Фізико-хімічні процеси вакуумування

Пониження тиску істотно впливає на розвиток процесів, що протікають з утворенням газової фази, зокрема процесу окислення вуглецю. Окислення вуглецю в вакуумі відбувається в результаті його взаємодії з розчиненим в сталі киснем по реакції:



константа рівноваги якої визначається рівняннями

$$K = \frac{p_{CO}}{101[\%C][\%O]f_C f_O}; \lg K = \frac{1068}{T} + 7,07, \quad (4.2)$$

де K – константа рівноваги;

p_{CO} – парціальний тиск монооксиду вуглецю, кПа;

$[\%C]$, $[\%O]$ – вміст відповідно вуглецю і кисню в металі, мас. %;

f_C, f_O – коефіцієнти активності відповідно вуглецю і кисню в металі;

T – температура, К.

Як видно з рівняння (4.2), в умовах рівноваги при окисненні вуглецю вміст кисню в металі пропорційний парціальному тиску CO. Утворення бульбашок монооксиду вуглецю в процесі окислення вуглецю можливо лише тоді, коли тиск його утворення (p_{CO} в рівнянні (4.2)) досягає зовнішнього тиску на бульбашку, що складається з атмосферного і феростатичного тисків, а також тиску поверхневого натягу, рівного $2\sigma/r$:

$$p_{CO} \geq P_{буль} = P_{ат} + P_{ф} + 2\sigma/r, \quad (4.3)$$

де p_{CO} – тиск утворення бульбашок монооксиду вуглецю, Па;

$P_{буль}$ – зовнішній тиск на бульбашку, Па;

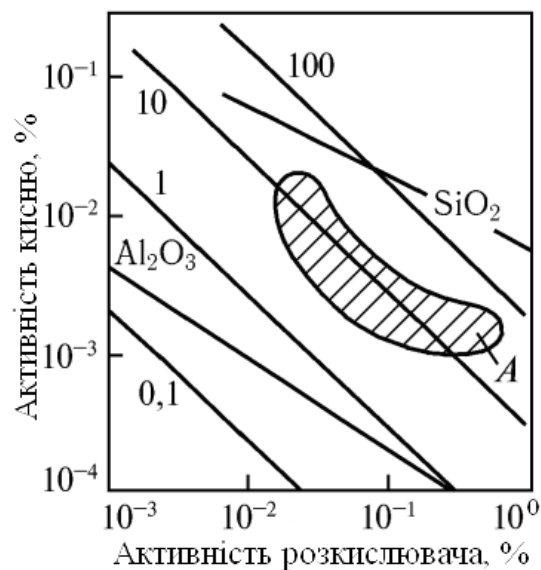
$P_{ат}$ – атмосферний тиск, Па;

$P_{\text{ф}}$ – феростатичний тиск, Па;

σ – поверхневий натяг, Н/м;

r – радіус бульбашки, м.

З рівняння (4.3) випливає, що зі зменшенням атмосферного тиску, тобто створенням вакууму, зменшується тиск на бульбашку і відповідно зменшується парціальний тиск СО, необхідний для утворення цієї бульбашки і видалення її з металу. Пропорційно цьому, згідно з рівнянням (4.2), знижується і рівноважний з вуглецем вміст кисню. Таким чином, при зниженні тиску в системі зростає хімічна спорідненість вуглецю до кисню. Тому у вакуумі отримує більш повний розвиток реакція окислення вуглецю (4.1) – відбувається вуглецеве розкислення сталі. При низькому тиску вуглець стає сильним розкислювачем. Наприклад, в умовах рівноваги вже при тиску в системі 10 кПа вуглець стає більш сильним розкислювачем, ніж кремній, а при звичайному для позаагрегатної обробки у вакуумі тиску 0,1 кПа – і більш сильним, ніж алюміній (рис. 4.1).



Цифри у прямих – парціальний тиск СО, кПа; A – область активностей кисню, що досягаються при вакуумуванні сталі

Рисунок 4.1 – Залежність активності кисню в сталі від активності розкислювача $a[\text{R}]$ в сталі при 1873 К [1]

Однак у реальних умовах позаагрегатної обробки сталі таке закономірне пропорційне зниження вмісту кисню в металі і, відповідно, величини добутку

[C][O] спостерігається лише при зниженні тиску до 10 кПа в умовах вакуумування рідкої вуглецевої сталі (рис. 4.1, область *A*), і до 1 кПа при обробці вакуумом рідкої нержавіючої сталі. Подальше зниження тиску не викликає відповідного зменшення величини добутку [C][O] і розкислююча здатність вуглецю практично не зростає. Підвищення розкислюючої здатності вуглецю при вакуумуванні рідкої сталі з пониженням тиску лише до певних значень пояснюється особливостями процесу розкислення вуглецем.

При зародженні в гомогенній рідині газова бульбашка внаслідок малого радіуса відчуває величезний капілярний тиск $2\sigma/r$ у відповідності з рівнянням (4.3). Це призводить до того, що реакція окислення вуглецю в гомогенному середовищі не отримує розвитку. Вона протікає на наявних міжфазних поверхнях. Тут бульбашка може досягти критичного розміру, коли зовнішній тиск, що складається з атмосферного, феростатичного і капілярного, не перевищує тиску виділення CO внаслідок хімічної реакції. Але й на міжфазній поверхні при зародженні бульбашки CO на нього діє значний капілярний тиск, що призводить до певного перенасичення металу вуглецем і киснем в порівнянні з рівноважними концентраціями. З пониженням атмосферного і феростатичного тисків на бульбашку зростає роль капілярного тиску і при деякому досить низькому значенні двох перших доданків загального тиску на бульбашку вирішальне значення у розвитку реакції окислення вуглецю має капілярний тиск. Тому подальше зниження атмосферного тиску не робить істотного впливу на концентрації вуглецю і кисню в металі.

Про роль капілярного тиску свідчить наведений раніше приклад: граничний тиск, до якого спостерігається його вплив на розкислюючу здатність вуглецю, для вуглецевої сталі дорівнює приблизно 10 кПа, а для нержавіючої сталі, що володіє помітно більш низьким поверхневим натягом, ця залежність зберігається до 1 кПа.

Як буде показано при розгляді процесів дегазації, в певних умовах вирішальне значення може мати феростатичний тиск.

Таким чином, якщо обробка розплаву вакуумом переслідує мету використовувати головним чином переваги вуглецевого розкислення, то немає необхідності створювати в агрегаті глибокий вакуум. Достатнім буде зниження тиску від 100 до 0,1–0,2 кПа, яке зазвичай легко досягається за допомогою найпростіших насосів. Зменшення ж тиску нижче 0,1 кПа вимагає значних витрат, а його вплив на умови розкислення вуглецем наближається до нуля.

Однак і при досягаємому в промислових умовах ступені розкислення вуглецем в вакуумі (рис. 4.1) він все ж при вмісті більше приблизно 0,1 % виявляється сильнішим розкислювачем, ніж кремній, і схожий з розкислюючою дією алюмінію при звичайному вмісті цього елемента в сталі до 0,01 %.

Підвищити розкислюючу здатність вуглецю у вакуумі можна, полегшуючи умови виділення вуглецю введенням в метал готових газових бульбашок, наприклад, продувкою нейтральним газом. Продувка металу аргоном дозволяє помітно знизити тиск, при якому спостерігається його вплив на ступінь розкислення, тобто збільшити розкислюючу здатність вуглецю. Так, при однакових умовах вміст кисню в металі після вакуумування в спокійному стані відповідав рівноважному тиску CO 16 кПа, після вакуумування з перемішуванням – 4,5 кПа, а при вакуумуванні з продувкою аргоном – 3 кПа.

Внаслідок труднощів зародження бульбашок CO окислення вуглецю відбувається на міжфазних поверхнях. Тому швидкість зневуглецювання при вакуумуванні лімітується масопереносом у цій поверхні. При низькому вмісті вуглецю (менше 0,1 %) швидкість його окислення лімітує масоперенос вуглецю, а при більш високому – масоперенос кисню. Отже, згідно з першим законом Фіка, швидкість процесу при вмісті вуглецю менше і більше 0,1 % визначається, відповідно, рівняннями

$$\frac{d[\%C]}{d\tau} = -k_C \frac{F}{V} (\%C) - [\%C]_p \quad (4.4)$$

$$\frac{d[\%O]}{d\tau} = -k_O \frac{F}{V} (\%O) - [\%O]_p \quad (4.5)$$

де $[\%C]$, $[\%C]_p$ – поточний і рівноважний вміст вуглецю, мас.%;

$[\%O]$, $[\%O]_p$ – поточний і рівноважний вміст кисню, мас.%;

τ – час, с;

k_C , k_O – коефіцієнти масопереносу вуглецю і кисню;

F – площа міжфазної поверхні метал-газ, м²;

V – об'єм металу, м³.

Як видно з рівнянь (4.4) і (4.5), швидкість вуглецевого розкислення збільшується зі збільшенням відносної поверхні контакту металу і газової фази і коефіцієнта масопереносу, котрий зростає з підвищенням інтенсивності перемішування.

Розкислення вуглецем в вакуумі чинить вплив і на інші процеси рафінування сталі. Барботаж металу бульбашками СО сприяє дегазації сталі й флотації неметалічних включень, тобто рафінуванню від кисню, водню, азоту і неметалічних включень.

4.2 Процеси дегазації

З елементів, що знаходяться в звичайних умовах при кімнатній температурі в газоподібному стані, в рідкій сталі розчинені кисень, водень і азот. Пряме видалення з металу кисню при обробці вакуумом практично неможливо, тому що парціальний тиск кисню, рівноважний з насиченим розчином кисню навіть в чистому залізі, при 1600 °С становить малу величину порядку 0,6 мПа (рис. 2.1), що, з урахуванням вмісту кисню в повітрі 21 %, відповідає загальному тиску 2,9 мПа. Видалення кисню з рідкої сталі, що містить елементи, які знижують коефіцієнт активності кисню, можливо при більш низькому тиску, але в практиці позаагрегатної обробки сталі вакуумом такий низький тиск не використовується.

Видалення розчинених в сталі газів при обробці вакуумом обумовлено зменшенням їх парціального тиску в атмосфері із зменшенням загального тиску над металом.

Розчинність водню та азоту в рідкому залізі визначається відповідно реакціями

$$[\text{H}] = \frac{1}{2}\{\text{H}_2\}; \quad [\text{N}] = \frac{1}{2}\{\text{N}_2\} \quad (4.6)$$

і, згідно закону Сівертса, пропорційна квадратному кореню їх парціального тиску [11]:

$$[\% \text{H}] = \frac{K_{\text{H}}}{10f_{\text{H}}} \sqrt{p_{\text{H}_2}}; \quad [\% \text{N}] = \frac{K_{\text{N}}}{10f_{\text{N}}} \sqrt{p_{\text{N}_2}}, \quad (4.7)$$

де $[\% \text{H}]$, $[\% \text{N}]$ – рівноважні концентрації водню і азоту, мас. %;

K_{H} , K_{N} – константи рівноваги реакцій (4.6);

f_{H} , f_{N} – коефіцієнти активності водню і азоту;

p_{H_2} , p_{N_2} – парціальний тиск водню і азоту, кПа.

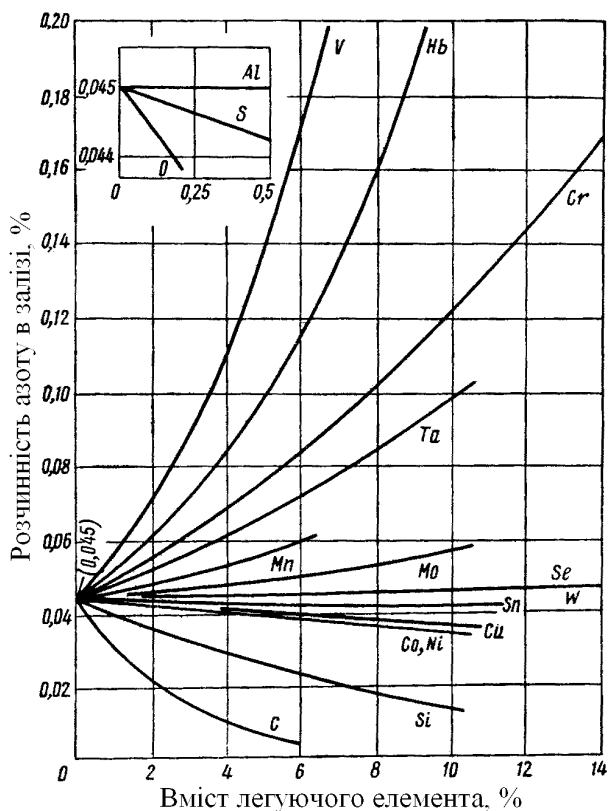
Температурні залежності констант рівноваги цих реакцій визначаються рівняннями:

$$\lg K_{\text{H}} = -\frac{1400}{T} - 1,577; \quad \lg K_{\text{N}} = -\frac{547}{T} - 1,061, \quad (4.8)$$

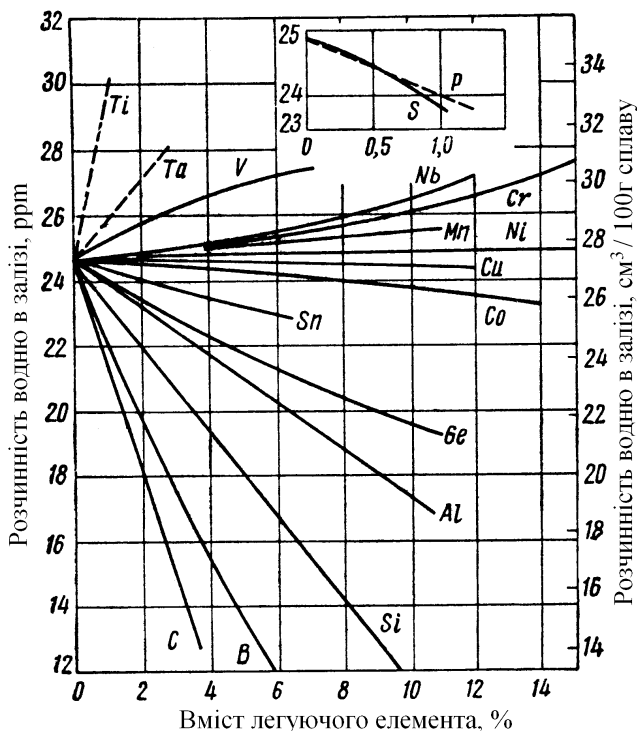
де T – температура, К;

Проте необхідно враховувати, що співвідношення (4.7) виконуються лише в тому випадку, коли двохатомний газ знаходиться в розчині у вигляді простих частинок – атомів або іонів. При наявності хімічних зв'язків між частинками розчиненого газу і компонентами розплаву спостерігаються відхилення від закону Сівертса. Тому співвідношення (4.7), що описуються цим законом, у практиці сталеплавильного виробництва справедливі лише для водню, а для азоту, який може взаємодіяти з компонентами розплаву, часто спостерігаються помітні відхилення від закону Сівертса. До того ж ряд нітридоутворюючих елементів (V, Nb, Cr, Ta, Ti) знижують коефіцієнт активності азоту, зменшуючи можливість його видалення і збільшуючи розчинність в рідкому залізі (рис.

4.2, а). Розчинність водню в рідкому залізі також істотно залежить від вмісту легуючих елементів в ньому (рис. 4.2, б).



а)



б)

Рисунок 4.2 – Вплив вмісту легуючих елементів на розчинність азоту (а) і водню (б) в рідкому залізі при 1600 °С [12]

Видалення розчинених у металі водню та азоту можливо за трьома механізмами: 1) гомогенне утворення газових бульбашок в металі та їх спливання; 2) видалення (десорбція) з поверхні розділу метал-атмосфера; 3) утворення бульбашок на міжфазній твердій поверхні та їх спливання.

Гомогенне зародження бульбашок CO малоімовірно внаслідок великого капілярного тиску. Ще менш імовірна можливість утворення в рідкому металі бульбашок водню або азоту, концентрація яких досить мала. Вона зазвичай недостатня для подолання навіть одного феростатичного тиску на глибині вже декількох сантиметрів. Тому перший з вказаних механізмів на практиці не реалізується.

Процес десорбції водню і азоту з рідкої сталі можна уявити як такий, що

складається з трьох стадій:

1. Перенесення розчинених у металі водню та азоту з об'єму до поверхні розділу з газовою фазою.

2. Адсорбція атомів водню і азоту в поверхневому шарі рідкого металу: $[H] = H_{\text{пов}}; [N] = N_{\text{пов}}$.

3. Молізація адсорбованих атомів у молекули та перехід їх у газову фазу: $2H_{\text{пов}} = \{H_2\}; 2N_{\text{пов}} = \{N_2\}$.

Швидкість першої та другої стадій описується рівнянням першого порядку:

$$\frac{dC}{d\tau} = -k \frac{F}{V} (C - C_{\text{пов}}), \quad (4.9)$$

де $C, C_{\text{пов}}$ – концентрації розчинених газів відповідно в об'ємі металу і на його поверхні, мас. %;

τ – час, с;

k – константа швидкості;

F – площа міжфазної поверхні метал-газ, m^2 ;

V – об'єм металу, m^3 .

Швидкість третьої стадії описується рівнянням другого порядку:

$$\frac{dC}{d\tau} = F (k_2 C_{\text{пов}}^2 - k_1 p), \quad (4.10)$$

де k_1, k_2 – константи швидкості прямої і зворотної реакції;

p – парціальний тиск газу над розплавом, Па.

Коли ця стадія є найповільнішою, то $C_{\text{пов}} = C$, оскільки концентрації газу в об'ємі і на поверхні встигають вирівнятися. Проте експериментально встановлено, що швидкість видалення газів з металу описується рівнянням першого порядку. Тому приймають, що процес дегазації рідкого металу лімітує дифузійно-адсорбційна стадія, швидкість котрої описується кінетичним рівнянням (4.9). Його інтегрування призводить до наступного рівняння:

$$C = C_p + (C_0 - C_p) \exp\left(-\frac{kF}{V} \tau\right), \quad (4.11)$$

де C , C_0 , C_p – відповідно поточна, початкова (при $\tau = 0$) і рівноважна концентрація розчиненого газу;

τ – час, с;

k – константа швидкості;

F – площа міжфазної поверхні метал-газ, м²;

V – об'єм металу, м³.

Як видно з рівняння (4.11), час τ дегазації сталі до заданої концентрації домішки зменшується із збільшенням константи швидкості k і величини відносної поверхні F/V . Константу швидкості k можна збільшувати підвищенням інтенсивності перемішування, а відносну поверхню – зменшенням об'єму металу.

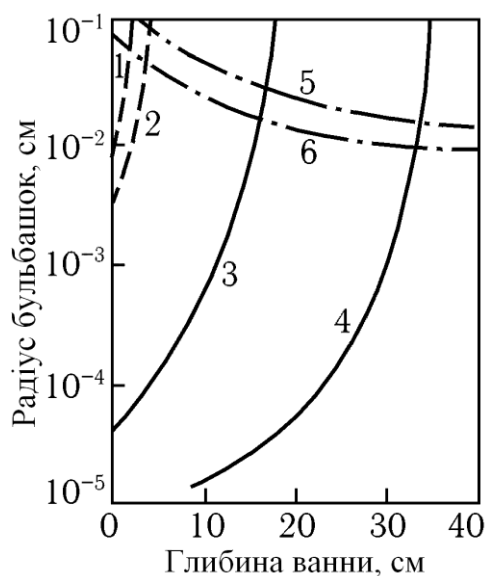
Утворення бульбашок на твердій міжфазній поверхні (третій механізм) відбувається при наявності на ній пір, розмір яких повинен бути достатньо великий для утворення бульбашки, яка має радіус не менше критичного, тобто здатного до самовільного зростання і, разом з тим, досить малий, щоб він не заповнювався рідким металом. Перша з цих умов була розглянута при вивченні реакції окислення вуглецю, друга визначається кутом змочування твердої поверхні рідким металом.

Умови утворення бульбашок газу на твердій поверхні показані графічно на рис. 4.3. Вони сприятливі в області лівіше суцільних ліній 1–4, що визначають умови зародження бульбашок, відповідно H_2 або CO , не менше критичного радіуса, і нижче штрих-пунктирних ліній 5, 6, що визначають можливість наявності пір, не заповнених рідким металом [13].

Як видно на рис. 4.3, утворення бульбашок водню (криві 1, 2 і 5, 6) на твердій поверхні унеможлиблюється вже на глибині в декілька сантиметрів. Проте бульбашки CO можуть утворюватися на глибині в десятки сантиметрів (криві 3, 4 і 5, 6).

Підвищення інтенсивності перемішування металу сприяє доставці реагентів до пір і відриву бульбашок від твердої поверхні, що прискорює процес. Це ж відбувається при збільшенні відносної поверхні контакту рідкої і твердої фаз, а також шорохуватості останньої.

Окрім трьох зазначених механізмів дегазації можливий ще один – перехід газів із розчину (водень, азот) або внаслідок хімічної реакції (CO) у готові газові бульбашки. Цей механізм в значній мірі реалізується при продувці рідкої сталі аргоном.



Рівноважний вміст водню: $4 \cdot 10^{-3} \%$ (1), $5 \cdot 10^{-4} \%$ (2); рівноважний тиск CO p_{CO} : 13 кПа (3), 26 кПа (4); кут змочування, град.: 10 (5), 60 (6)

Рисунок 4.3 – Залежність радіусу бульбашок, що утворюються в вогнетривкій кладці, від глибини ванни і рівноважного вмісту водню в металі або рівноважного тиску монооксиду вуглецю [13]

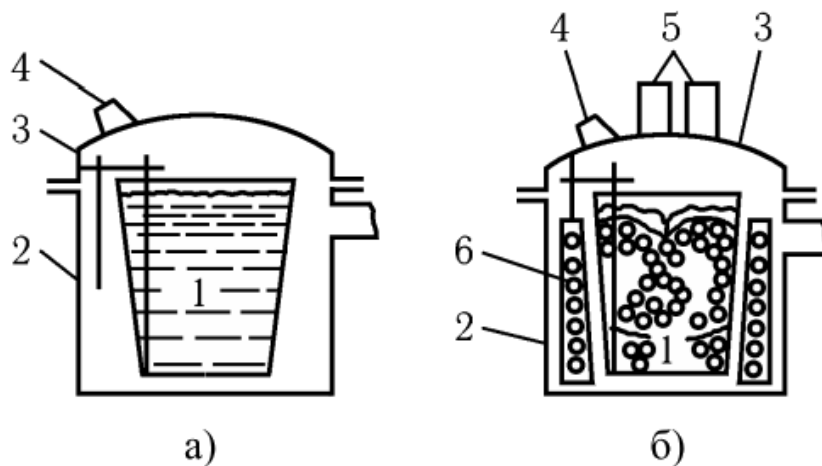
4.3 Вакуумна обробка сталі в ковші

Вакуумування сталі в ковші є найбільш простим способом її позаагрегатної обробки вакуумом. Його здійснюють на установках, що складаються з вакуумної камери і з'єднаної з нею вакуум-проводами станції вакуумних насосів, як показано на рис. 4.4.

При випуску сталі, призначеної для вакуумування в ковші, необхідно вжити заходів щодо попадання якомога меншої кількості шлаку в ківш.

Збільшення товщини шару шлаку в ковші викликає підвищення його гідростатичного тиску на метал, який сумується з феростатичним, і зменшує ефект вакуумування. Бажано, щоб шар шлаку в ковші не перевищував 25 мм. Попадання окислювального шлаку в ківш з металом слід взагалі уникати, оскільки у відновлювальних умовах вакуумної камери можливе відновлення фосфору в сталь.

Сталерозливні ковші, в яких виконують вакуумну обробку, футерують звичайною шамотною цеглою. Можливо також використання інших вогнетривів: високоглиноземних, доломіту, магнезиту.



а – без примусового перемішування; б – з електромагнітним перемішуванням: 1 – ківш з металом; 2 – вакуумна камера; 3 – кришка вакуумної камери; 4 – оглядове вікно; 5 – люк для розкислювачів і легуючих; 6 – індуктор

Рисунок 4.4 – Схема установок вакуумування в ковші [14]

Для вакуумування сталі ківш з металом 1 встановлюють в вакуум-камері 2, яку герметично закривають кришкою 3. З пониженням тиску в камері відбувається процес дегазації сталі, що викликає перемішування металу і шлаку бульбашками газу.

Вакуумування розкисленої сталі в ковшах місткістю 12–22 т при залишковому тиску 2–4,5 кПа викликає зниження вмісту водню в сталі на $(3–18) \cdot 10^{-5} \%$, а в 12-т ковшах при залишковому тиску 0,25–0,60 кПа – на $(1,2–3,3) \cdot 10^{-4} \%$ (кінцевий вміст водню $(4,3–5,6) \cdot 10^{-4} \%$). Кисень і азот з металу

практично не видаляються.

При вакуумуванні нерозкисленої сталі відбувається видалення і кисню з металу внаслідок взаємодії його з вуглецем з утворенням CO. Це впливає і на ефективність дегазації, оскільки спливаючі бульбашки CO викликають виникнення ефекту кипіння, яке підсилює масоперенос в шарі металу, де відбувається окислення вуглецю, і на деякій глибині нижче цього шару. Крім того, бульбашки CO екстрагують з металу водень, інтенсифікуючи його видалення.

При евакуації повітря з вакуумної камери кипіння нерозкисленого металу починається при зниженні тиску до 80–65 кПа і досягає максимуму при 1,5–4 кПа. Подальше зниження тиску в камері не викликає суттєвої інтенсифікації кипіння внаслідок описаного вище визначального при цьому впливу капілярного тиску поверхневого натягу на умови зародження бульбашки, а також феростатичного тиску.

При вакуумній обробці нерозкисленої сталі в ковшах ємністю 10–30 т вміст водню може бути знижений до $(3-4) \cdot 10^{-4} \%$, а кисню – до 0,003–0,009 %. Вміст вуглецю при цьому може бути знижений на 0,02–0,07 %. Проте наприкінці вакуумування нерозкисленої сталі в неї необхідно вводити розкислювачі. Але без штучного перемішування розподіл їх в об'ємі металу в ковші нерівномірний, що робить такий спосіб позаагрегатної обробки сталі непридатним для практичного використання. Вакуумуванню в ковші піддають лише повністю розкислену сталь.

Ефективність вакуумування в ковші зменшується із збільшенням маси сталі внаслідок значного збільшення феростатичного тиску і розвитку процесів дегазації і розкислення вуглецю лише у верхньому шарі металу. Для вакуумування великих мас металу (50–100 т і більше) цей спосіб непридатний. Поліпшити результати вакуумної обробки сталі в ковші і забезпечити можливість ефективного вакуумування великих мас сталі можна, застосовуючи примусове перемішування металу.

В результаті перемішування верхній шар, де власне і протікають процеси вакуумної обробки, безперервно змінюється новими порціями сталі, і ефект вакуумування поширюється на весь обсяг металу в ковші. При цьому створюється також можливість вакуумування нерозкисленої сталі з подальшою присадкою розкислювачів в ківш, де вони в результаті перемішування рівномірно розподіляються в об'ємі металу.

Для підвищення ефективності вакуумування в ковші застосовують електромагнітне перемішування і продувку металу інертними газами. Вакуумну обробку сталі з електромагнітним перемішуванням ведуть на установках, обладнаних індукторами для створення рухомого магнітного потоку (рис. 4.4, б). Взаємодія цього потоку з вихровими струмами, що наводяться ним в рідкому металі, викликає перемішування металу в ковші. Для збільшення глибини проникнення в метал електромагнітного змінного поля застосовують низьку частоту (2–5 Гц), що забезпечує глибину проникнення 30–40 мм при використанні в зоні дії поля кожуха ковша з немагнітної корозійностійкої сталі.

Вакуумування в ковшах з електромагнітним перемішуванням успішно застосовують для обробки сталі масою 70–180 т. Більш простим по устаткуванню є спосіб вакуумування сталі з перемішуванням інертним газом, зазвичай аргонем. Аргон подають в метал в процесі вакуумування через встановлені в днищі сталерозливного ковша пористі пробки або блоки, виготовлені з високоглиноземних (муллїт, корунд) або магнезитових вогнетривів. Продувка аргонем забезпечує більш інтенсивне перемішування металу, ніж електромагнітні індуктори. До того ж бульбашки аргону, що є готовими центрами газової фази, сприяють розвитку реакції окислення, зневуглицюванню й дегазації сталі.

При вакуумній обробці в ковші з перемішуванням найбільш інтенсивно видаляється з металу водень. При залишковому тиску 13–130 Па видаляється 55–75 % всього водню з металу, причому більше водню видаляється при більшому вихідному вмісті його в металі і при обробці нерозкисленої сталі. В

результаті такого вакуумування вміст водню може бути знижений до $(1,5-2,0) \cdot 10^{-4} \%$, що робить сталь нечутливою до утворення флокенів – неприпустимих дефектів у сталевих виробках. Таким чином, вакуумування усуває необхідність проведення спеціальної протифлокеної термічної обробки.

В процесі вакуумної обробки метал охолоджується. Це викликає необхідність перегріву сталі в печі на $40-70 \text{ }^\circ\text{C}$, тобто нагріва її до температури на $150-180 \text{ }^\circ\text{C}$ вище температури ліквідус.

4.4 Вакуумування в струмені

Як видно з рівняння (4.9), великий вплив на швидкість дегазації чинить збільшення відносної поверхні (F/V) металу. Істотно збільшити цю поверхню можна дробленням металу на краплі. Наприклад, якщо рідку сталь помістити в кубічну ємність $V = 1 \text{ м}^3$, то $F = 6 \text{ м}^2$, а $F/V = 6 \text{ м}^{-1}$. Якщо ж роздробити метал на краплі, то відносна поверхня кожної краплі буде дорівнювати:

Радіус краплі r , мм	5	2,5	0,5
F , м^2	0,6	1,2	6
F/V , м^{-1}	600	1200	6000

Цьому ж буде дорівнювати відносна поверхня всього металу, що знаходився в ємності $V = 1 \text{ м}^3$. Тому ефективним методом вакуумування сталі є вакуумна обробка струменя, який, як буде показано нижче, дробиться на дрібні краплі з величезною питомою поверхнею. Оскільки ці краплі мають сферичну форму, можна записати:

$$F/V = 4\pi r^2 / \left[\frac{4}{3}\pi r^3 \right] = 3/r, \quad (4.12)$$

де F – площа поверхні крапель, м^2 ;

V – об'єм крапель, м^3 .

r – радіус краплі, м.

Тоді рівняння (4.9) прийме вид

$$\frac{dC}{d\tau} = \frac{3k}{r}(C_{\text{пов}} - C), \quad (4.13)$$

де C , $C_{\text{пов}}$ – концентрації розчинених газів відповідно в об'ємі металлу і на його поверхні, мас. %;

τ – час, с;

k – константа швидкості;

r – радіус крапель, м.

Константа швидкості k в рівнянні (4.13) визначає швидкість молекулярної дифузії через прикордонний шар товщиною δ і характеризується коефіцієнтом дифузії (D): $k = D/\delta$. При малому розмірі крапель r сумірне з товщиною прикордонного шару δ і, прийнявши коефіцієнт пропорційності α , можна записати $\alpha\delta = r$. Тоді рівняння (4.13) можна перетворити у наступне рівняння:

$$\frac{dC}{d\tau} = \frac{3D}{r\delta}(C_{\text{пов}} - C) = \frac{3\alpha D}{r^2}(C_{\text{пов}} - C), \quad (4.14)$$

де C , $C_{\text{пов}}$ – концентрації розчинених газів відповідно в об'ємі металлу і на його поверхні, мас. %;

τ – час, с;

D – коефіцієнт дифузії, м²/с;

δ – товщина прикордонного шару, м;

r – радіус крапель, м;

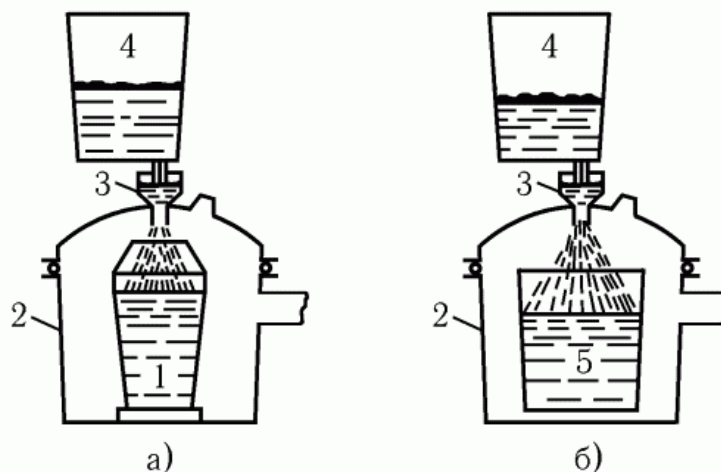
α – коефіцієнт пропорційності;

З рівняння (4.14) випливає, що швидкість дегазації обернено пропорційна r^2 , тобто істотно збільшується з підвищенням ступеню дроблення крапель металу при обробці у вакуумі. Дійсно, при дробленні рідкої сталі на краплі під час струменевого вакуумування процеси окислення вуглецю і дегазації завершуються протягом короткого часу, що обчислюється секундами.

Промислове застосування вакуумної обробки сталі в струмені почалося в першій половині 50-х років ХХ ст. при відливанні великих зливків з метою

видалення водню та надання сталі флокеностійкості. Це досягається при вмісті водню не більше $2 \cdot 10^{-4} \%$ і особливо важливо при виготовленні поковок із зливків масою 50–400 т, тому що дозволяє уникнути тривалої і дорогої протифлокеної термічної обробки. З цієї причини, а також внаслідок порівняльної простоти здійснення струменевої розливки в виливницю в наш час більше 90 % всіх великих злитків відливається у вакуумі.

Основні схеми установок струменевого вакуумування показані на рис. 4.5. Виливницю поміщають у вакуум-камеру 2, яку закривають кришкою з проміжною ємністю 3. Переливний отвір в проміжній ємності перекривають алюмінієвим листом товщиною 2–3 мм і в камері створюють вакуум. По досягненні необхідного розрідження сталь переливають з ковша 4 в проміжну ємність 3, звідки вона, розплавивши алюмінієвий лист, надходить у встановлену в камері виливницю 1. Проходячи розріджений простір камери, струмінь металу розривається бульбашками газу, що виділяються, на краплі діаметром 10–0,001 мм, і сталь піддається інтенсивній вакуумній обробці.



а – при виливці злитків; б – при переливі з ковша в ківш;
 1 – виливниця; 2 – вакуумна камера; 3 – проміжна ємність;
 4 – ківш з металом; 5 – сталерозливний ківш

Рисунок 4.5 – Схеми установок струменевого рафінування [1]

Ступінь видалення водню при струменевому вакуумуванні залежить від параметрів обробки. Вона підвищується з пониженням тиску приблизно до 1 кПа і різко зростає при збільшенні висоти падіння струменя до ~ 1 м. Подальше

збільшення висоти падіння струменя практично не впливає на ступінь видалення водню внаслідок того, що вже при падінні крапель з висоти ~ 1 м тривалість цього падіння достатня для завершення процесу дегазації.

При виробництві порівняно дрібних злитків метал вакуумують при переливі з ковша в ківш (рис. 4.5, б). У цьому випадку у вакуумну камеру встановлюють другий сталерозливний ківш 5, з якого після вакуумування сталь розливають.

Як вакуумування в ковші, так і вакуумування струменя більш ефективні при обробці неокисленої сталі. В результаті струменевого вакуумування при залишковому тиску 0,3–1 кПа вміст водню в сталі зменшується на 70–80 %, кисню на 50–60 %, азоту на 15–25 %.

Відливання злитків з вакуумуванням струменя металу, що потрапляє прямо в виливниці, має важливу перевагу в порівнянні з переливом з ковша в ківш у тому, що метал після обробки вакуумом не контактує з повітрям. Другою перевагою виливки злитків з вакуумуванням струменя є відсутність втрат тепла, пов'язаних з вакуумною обробкою сталі, що надходить в виливниці. Застосування другого сталерозливного ковша при вакуумуванні переливом з ковша в ківш викликає значні втрати тепла і необхідність перегріву металу перед зливом з печі на 40–90 °С. Недоліком способу є також необхідність подвоєної кількості ковшів.

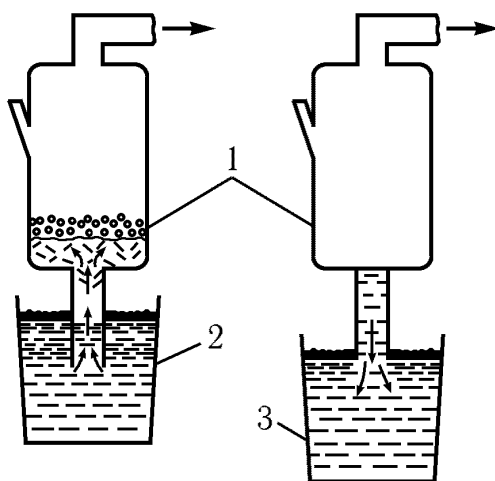
Для зменшення втрат тепла, що викликають особливі труднощі при обробці плавок невеликої маси (до 100 т), на деяких заводах застосовують струменевакуумування під час випуску з печі. У цьому випадку роль вакуум-камери виконує сталерозливний ківш, що герметизований щільно прилягаючою кришкою, на котру встановлена проміжна ємність. Сталь з печі через проміжну ємність і стопорний переливний отвір надходить у розріджений простір ковша, де піддається струменевому вакуумуванню. Зважаючи на порівняно малі втрати тепла, необхідний додатковий перегрів при випуску з печі становить лише 25–30 °С.

4.5 Порційне вакуумування

Збільшення відносної поверхні рідкого металу в процесі вакуумної обробки з метою підвищення її ефективності може бути досягнуто, якщо одночасно вакуумуванню піддавати не всю масу металу в ковші, а невелику її частину. З цією метою були розроблені способи порційного та циркуляційного вакуумування в спеціальних камерах.

Спосіб порційного вакуумування з засмоктуванням в вакуум-камеру одночасно лише ~10 % всього металу у ковші був розроблений в 1956 г. За початковими буквами фірми-розробника (Dortmunder Herder Hüttenunion – Німеччина) він зазвичай називається процесом ДН.

Обробка сталі відбувається в футерованій вакуум-камері (рис. 4.6), в яку метал засмоктується через футерований зсередини і ззовні патрубков внаслідок створення в камері розрідження. Одночасно засмоктується 8–12 % загальної маси металу в ковші. Рівень металу в вакуум-камері приблизно відповідає зовнішньому атмосферному тиску.



1 – вакууматор; 2 – ківш у верхньому положенні; 3 – ківш в нижньому положенні

Рисунок 4.6 – Схема установки порційного вакуумування сталі [1]

При русі ковша вниз або вакуум-камери вгору метал витікає з вакуум-камери в ківш (залишається лише в патрубку), а при зворотному русі знову засмоктується в камеру, де піддається вакуумній обробці. Таким чином, сталь,

що знаходиться в ковші, і порція вакуумованої сталі, що надходить з вакууматора, перемішуються, і досягається однорідність обробленого металу.

В процесі вакуумування вакуум-камера рухається у встановлених межах автоматично із заданою нерівномірною швидкістю. Вона менша при русі камери вниз, коли відбувається інтенсивна дегазація, і більша при русі вгору, коли дегазація менш інтенсивна. З цієї ж причини швидкість руху камери менша на початку вакуумної обробки і більша в кінці.

Один цикл обробки, що включає наповнення та звільнення вакуум-камери до рівня з'єднання її з патрубком, продовжується 15–30 с. Кількість циклів, необхідних для досягнення визначеної мети обробки (видалення водню, вуглецевого розкислення, окислення вуглецю, перемішування), оцінюється коефіцієнтом рециркуляції. Він дорівнює відношенню сумарної маси металу, що пройшла через камеру за час обробки, до маси металу в ковші. Зазвичай при порційному вакуумуванні сталі коефіцієнт рециркуляції дорівнює 3–4.

Тиск у вакуум-камері по ходу обробки змінюється (рис. 4.7). Протягом 15–30 циклів він ступінчасто знижується до 50–100 Па. Такий характер зміни тиску викликаний тим, що під час засмоктування сталі в камеру відбувається інтенсивна дегазація з виділенням великої кількості газу та підвищенням тиску. Під час витікання металу при русі камери вниз зменшується дегазація, і внаслідок безперервної роботи вакуум-насосів тиск у камері падає. Зважаючи на зменшення вмісту газів в сталі і інтенсивності їх видалення висота піків на кривій тиску безперервно знижується кожним наступним циклом, і через 20–25 циклів затікання нових порцій в камеру практично не призводить до зміни тиску в ній. Це свідчить про досить глибоку дегазацію (розкислення).

Для зменшення втрат тепла вакуум-камеру перед вакуумуванням прогрівають до 1500–1560 °С з використанням системи електронагріву або газокисневих пальників. За час вакуумування температура металу знижується всього на 10–30 °С. Додаткове охолодження металу може відбуватися у разі присадки значної кількості деяких феросплавів (феромарганцю, ферохрому).

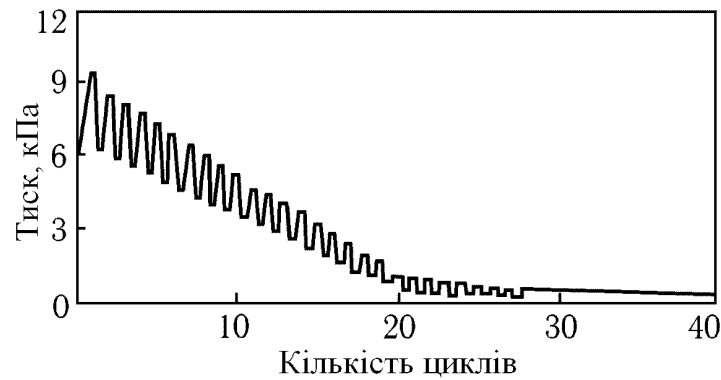
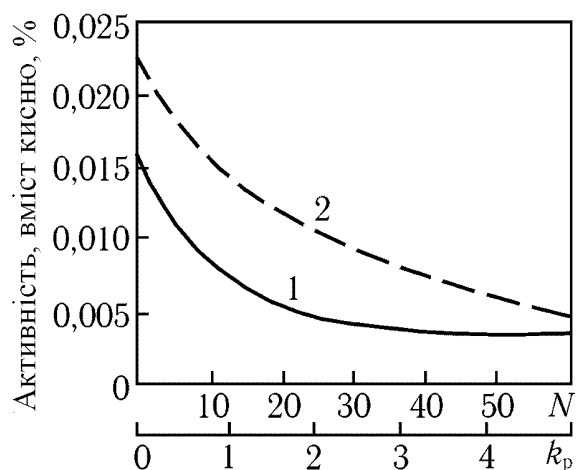


Рисунок 4.7 – Зміна тиску у вакуум-камері при порційному вакуумуванні сталі [1]

Одним з основних процесів, що забезпечують поліпшення якості сталі при порційному вакуумуванні, є зниження вмісту кисню в результаті вуглецевого розкислення. Воно відбувається інтенсивно на початку вакуумної обробки і в основному завершується вже через 10–15 циклів, тобто при коефіцієнті рециркуляції менше 2 (рис. 4.8). При вакуумуванні сталі, що містить 0,15–0,20 % і більше вуглецю, вміст (активність) розчиненого в неї кисню знижується до рівня 0,004–0,005 %. У процесі подальшої обробки вміст кисню практично не знижується.

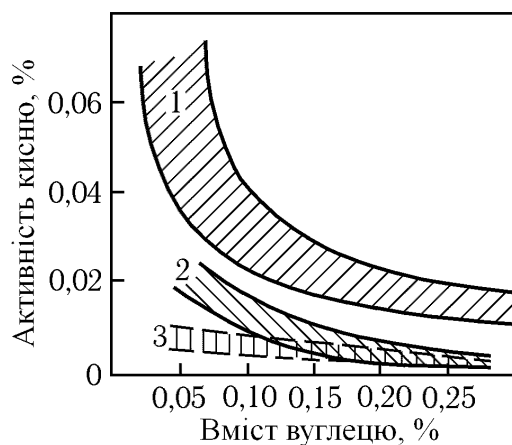
Слід зазначити, що активність кисню, що досягається, унеможливорює реакцію окислення вуглецю в процесі кристалізації сталі при звичайному атмосферному тиску і забезпечує отримання якісного зливка спокійної сталі. Вона знаходиться практично на тому ж рівні, що й при розкислюванні алюмінієм. Але і в цьому випадку присадка алюмінію після вакуум-вуглецевого розкислення необхідна для попередження можливості погіршення якості зливка в результаті вторинного окислення, а також для усунення схильності сталі до старіння.



N – число циклів; k_p – коефіцієнт рециркуляції

Рисунок 4.8 – Зміна активності (1) і загального вмісту (2) кисню при порційному вакуумуванні сталі (0,2 % C, 0,25 % Si, 0,5 % Mn, без Al) [1]

Ступінь пониження активності (вмісту розчиненого у сталі) кисню і його кінцевий вміст у розчині при вакуумуванні нерозкисленої сталі залежать від вмісту вуглецю (рис. 4.9). Це цілком закономірно, оскільки вуглець в процесі вакуумної обробки грає роль розкислювача, і з підвищенням його вмісту активність кисню знижується. Разом з тим, при низькому вмісті вуглецю початковий вміст кисню в нерозкисленій сталі перед вакуумуванням вище. Це призводить до того, що при вуглецевому розкисленні у вакуумі маловуглецевої сталі (< 0,15–0,20 % C) вміст розчиненого в металі кисню і його активність вище, ніж при розкислюванні алюмінієм.



1 – в нерозкисленій сталі при випуску з печі або конвертера; 2 – після порційного вакуумування; 3 – після розкислення алюмінієм

Рисунок 4.9 – Залежність активності кисню в сталі від вмісту вуглецю [1]

Вельми низький ефект розкислення вуглецем в вакуумі має місце при обробці особливо низьковуглецевої сталі. При порційному вакуумуванні сталі з початковим вмістом вуглецю $< 0,03\%$ наприкінці вакуумування (до розкислення) не вдається отримати вміст кисню менше $0,06\text{--}0,08\%$. Але вже при початковому вмісті вуглецю в сталі $0,04\text{--}0,06\%$ вміст кисню в сталі після вакуумування знижується майже вдвічі – до $0,03\text{--}0,04\%$.

Поруч із зниженням активності кисню, тобто зниженням вмісту розчиненого в металі кисню, при порційному вакуумуванні зменшується і загальний його вміст, що визначається методом вакуум-плавлення (див. рис. 4.8), що є свідченням видалення зі сталі оксидних неметалічних включень. Цьому сприяє інтенсивне перемішування металу при засмоктуванні його в вакуум-камеру і зливі з неї в ківш під час кожного з $30\text{--}60$ циклів обробки. У результаті перемішування включення швидко переносяться до міжфазних поверхней і видаляються з металу. Таким чином, кисень зі сталі видаляється механічним шляхом, і при вакуумній обробці повністю розкисленої сталі такий шлях є по суті єдиним, оскільки вуглецеве розкислення такої сталі практично неможливо.

Проте слід зазначити, що видалення кисню у вигляді оксидних включень механічним шляхом відбувається повільніше, ніж в результаті вуглецевого розкислення. Про це свідчать, наприклад, результати, наведені на рис. 4.8: зниження загального вмісту кисню (в даному випадку переважно у включеннях) до $< 0,005\%$ відбувається значно повільніше і воно практично недосяжне. У цьому полягає основний недолік вакуумування повністю розкисленої сталі.

При порційній обробці сталі (порівняно зі звичайною плавкою без такої) отримують не тільки меншу кількість оксидних неметалічних включень, але й менші їх розміри (бал) у готовій сталі. При вакуумуванні нерозкисленої або неповністю (без алюмінію) розкисленої сталі це пояснюється вельми низьким вмістом кисню в момент присадки алюмінію або всіх розкислювачів. При

вакуумній обробці повністю розкисленої сталі це є наслідком інтенсивного видалення великих (більше 10 мкм) неметалічних включень.

Оскільки при вакуумній обробці нерозкисленої або не повністю розкисленої сталі видалення з неї кисню відбувається в результаті окислення вуглецю, одночасно з пониженням вмісту кисню знижується і вміст в ній вуглецю. Це не має істотного значення при вакуумній обробці високо- і навіть низьковуглецевої сталі, але дуже важливо при обробці сталі з особливо низьким вмістом вуглецю (< 0,03 %).

Переконаємося в цьому на прикладі, порівнявши ступінь зниження вмісту вуглецю в сталі з різним початковим вмістом вуглецю і, відтак, кисню:

[C, %] _{поч}	[O, %] _{поч}	[O, %] _{кін}	Δ[O, %]	Δ[C, %]	[C, %] _{кін}
0,250	0,017	0,005	0,012	0,009	0,241
0,030	0,080	0,060	0,020	0,015	0,015

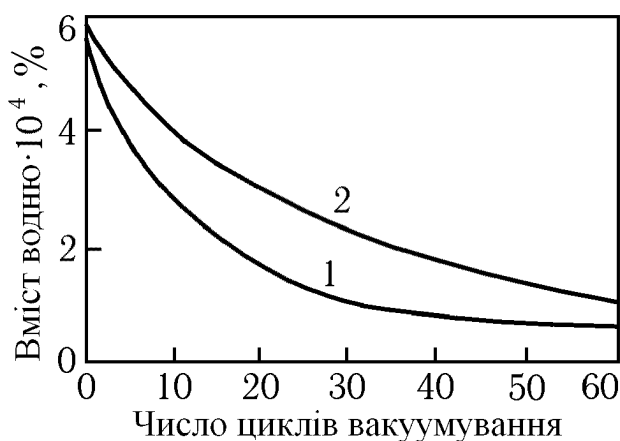
Тут прийняті реальні величини абсолютного вмісту кисню і його зміни при порційному вакуумуванні при різному вмісті вуглецю. За цими змінами розраховані величини зниження вмісту вуглецю в результаті взаємодії його з киснем відповідно співвідношенню $\Delta[C, \%] / \Delta [O, \%] = 12/16$.

Як видно з наведеного прикладу, при вмісті вуглецю 0,25 % зниження його на 0,009 % [3,6 % (відн.)] не має істотного значення, хоча й повинно іноді враховуватися. Зниження вмісту вуглецю з 0,030 на 0,015 % вже становить 50 %, тобто досить суттєво. Таким чином, порційне вакуумування в результаті вуглецевого розкислення дозволяє отримувати сталь з особливо низьким вмістом вуглецю (<0,01 %), що має важливе значення при виробництві сталі, в якій вуглець є шкідливою домішкою навіть при такому низькому вмісті.

У процесі порційного вакуумування зі сталі інтенсивно видаляється водень. За 40–45 циклів (коефіцієнт рециркуляції більше 4) при залишковому тиску в камері наприкінці обробки 0,07–0,15 кПа його вміст знижується до $(1,5–1,8) \cdot 10^{-4}$ % (рис. 4.10). Як і при інших способах вакуумної обробки, інтенсивніше і повніше водень видаляється при вакуумуванні нерозкисленої

сталі, коли він екстрагується бульбашками монооксиду вуглецю, що утворюється. Однак при порційному вакуумуванні ця різниця несуттєва внаслідок розбризкування металу у вакуум-камері та інтенсивного перемішування. До того ж, на відміну, наприклад, від струменевого вакуумування, що застосовується для видалення зі сталі водню, можна збільшити час порційної обробки і довести вміст водню до допустимого рівня.

Зазвичай для отримання в сталі вмісту водню $(1,5-2,0) \cdot 10^{-4} \%$ і надання їй імунітету до утворення флокенів в процесі вакуумування при 0,07–0,14 кПа потрібна 3–4-кратна рециркуляція металу через вакуум-камеру нерозкисленої сталі і 4–5-кратна рециркуляція повністю розкисленої сталі.



1 – нерозкислена сталь; 2 – сталь, розкислена алюмінієм

Рисунок 4.10 – Зміна вмісту водню в процесі порційного вакуумування сталі в 250-т ковші

Інтенсивне перемішування металу при потраплянні в вакуум-камеру і назад в ківш створює й інші переваги порційного вакуумування в порівнянні зі способами, описаними вище.

У процесі вакуумування в метал можна вводити значну кількість феросплавів через спеціальний завантажувальний патрубок зі шлюзом, здійснюючи легування і розкислення. При цьому суттєво зменшується вигар легуючих елементів і розкислювачів. Засвоєння елементів збільшується і приблизно становить: кремнію і марганцю 95 %, алюмінію 80 %, титану 70 %, хрому – до 100 %. Малий вигар і сприятливі умови контролю дозволяють

одержувати сталь з вузькими межами коливань вмісту елементів: вуглець $\pm 0,015$ %, марганець $\pm 0,050$ %, алюміній $\pm 0,005$ %, титан $\pm 0,015$ %, ванадій $\pm 0,010$ %.

Незважаючи на простоту загальної схеми (рис. 4.6), промислові установки порційного вакуумування представляють собою складні споруди. Вони складаються з комплексу пристроїв, що забезпечують опускання і підйом вакуум-камери або ковша, системи вакуум-проводів з шарнірними з'єднаннями, пристрою для автоматичного зважування та завантаження у вакуум-камеру розкислювачів і легуючих матеріалів, а також пристроїв, що забезпечують нагрів вакуум-камери, охолодження відсмоктуваних газів та інші функції.

Оскільки сталь обробляють окремими порціями, маса металу в ковші при порційному вакуумуванні практично не обмежується. При цьому можна використовувати вакуумні насоси невеликої продуктивності.

Важливим питанням роботи порційних вакууматорів є вибір вогнетривкої футерівки вакуум-камери. Це зумовлено складними умовами служби цієї футеровки, що зазнає хімічний вплив металу, зокрема дуже активного при розрідженні розчиненого в сталі вуглецю, ерозійний знос рухомого металу, а також термічні удари. Зазвичай для футеровки вакуум-камери застосовують мулітові і магнезітохромітові вогнетриви. Стійкість футерівки вакуум-камер становить 600–800 плавов, а стійкість патрубків в два рази менше.

4.6 Циркуляційне вакуумування

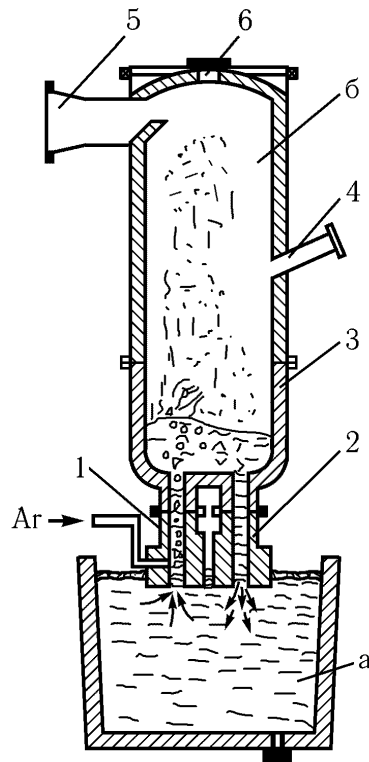
Іншим способом обробки рідкої сталі у вакуумі малими порціями є циркуляційне вакуумування, розроблене в 1959 р. фірмами Ruhrstahl і Heraeus (Німеччина) і по початковим буквам цих фірм назване процесом RH.

Схема установки циркуляційного вакуумування наведена на рис. 4.11. Вакуум-камера, футерована вогнетривкими матеріалами, має два патрубки, які занурюються в метал, що знаходиться в ковші. При створенні вакууму метал підіймається по цих патрубках в камеру, після чого в підйомний патрубок подають аргон, що грає роль транспортуючого газу. Виникає інтенсивний рух

металу в підйомному патрубку і відповідно, через камеру, в зливному патрубку. Він викликаний тим, що аргон при входженні до підйомного патрубку утворює з металом газометалічну піну. Об'єм цієї піни сильно збільшується внаслідок розширення газу при його нагріванні до температури рідкого металу. У цій піні на одну частину металу (за об'ємом) припадає більше десяти частин газу. Маючи в порівнянні з металом дуже малу щільність, газометалічна піна швидко підіймається в підйомному патрубку, відтак переміщаючи сталь в вакуум-камеру. Пройшовши вакуум-камеру, сталь з тією ж самою масовою швидкістю, що і в підйомному патрубку, надходить в ківш через зливний патрубок. Таким чином, відбувається циркуляція рідкої сталі.

Швидкість руху металу в підйомному патрубку залежить від питомої витрати транспортуючого газу – аргону, тобто витрати його на одиницю площі поперечного перетину цього патрубку. При збільшенні питомої витрати аргону з $1,2 \cdot 10^{-2}$ до $2,4 \cdot 10^{-2}$ м³/(см²·год) швидкість циркуляції металу в підйомному патрубку збільшується 0,4–0,7 до 0,8–1,4 м/с. Подальше збільшення витрати транспортуючого газу до $(3,0–3,6) \cdot 10^{-2}$ м³/(см²·год) не викликає істотного підвищення швидкості циркуляції рідкого металу.

Наявність деякого оптимального значення питомої витрати транспортуючого газу, вище якого його витрата не чинить істотного впливу на швидкість циркуляції рідкої сталі, обумовлена тим, що при великій витраті аргону збільшуються втрати енергії на тертя сталі об стінки підйомного патрубку і пов'язаного з цим збільшенням турбулентності потоку.



а – ківш с металом; б – вакууматор; 1 – підйомний патрубкок; 2 – зливний патрубкок; 3 – нижня знімна частина; 4 – завантажувальний патрубкок; 5 – вакуум-провід; 6 – отвір для пальника

Рисунок 4.11 – Схема установки циркуляційного вакуумування та устрій вакууматора [1]

Інтенсивний рух металу через вакуум-камеру викликає виникнення в ній потужних турбулентних пульсацій, що прискорює масообмінні процеси і, відтак, фізико-хімічні процеси у ванні. Цьому сприяє наявність у ванні великої кількості бульбашок аргону, що виключає необхідність зародження нової газової фази. Під час циркуляції відбувається фонтанування та розбризкування металу у вакуум-камері. Над підйомним патрубком висота польоту бризок досягає 5–10 м. Такі викиди крапель металу в робочий простір вакууматора сприяють розвитку процесів вуглецевого розкислення і дегазації сталі.

Іншою важливою обставиною, що прискорює розвиток процесів вуглецевого розкислення і дегазації, є збільшення поверхні металевої фази. При циркуляційному вакуумуванні масообмін відбувається на поверхні 17–100 м². Ця величина може бути ще більше зі збільшенням кількості транспортуючого газу, а також газів, що виділяються із сталі в процесі вакуумування.

Впливаючи зі зливного патрубку з великим динамічним напором, струмінь металу інтенсивно перемішує всю масу рідкої сталі в ковші і забезпечує однорідність складу металу. Швидкість руху металу в ковші і коефіцієнт масопереносу збільшуються зі збільшенням витрати аргону і діаметра підйомного патрубку. Одночасно збільшується швидкість циркуляції сталі (рис. 4.12). Це є ефективним засобом інтенсифікації процесу і збільшення маси сталі, що обробляється в циркуляційному вакууматорі.

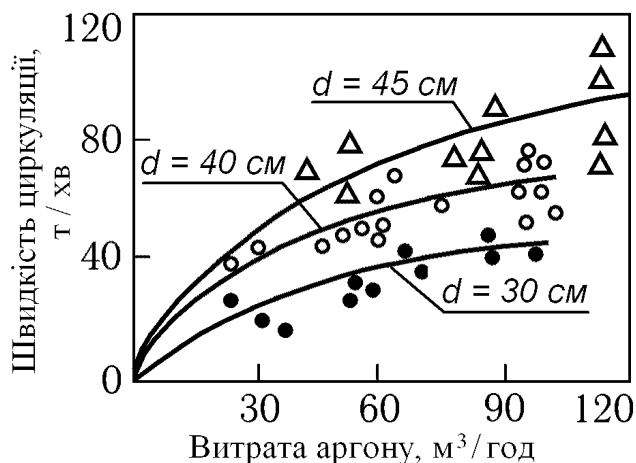


Рисунок 4.12 – Залежність швидкості циркуляції металу при обробці сталі в 250-т ковші від витрати аргону і діаметра підйомного патрубку d

При збільшенні маси металу в ковші від 40 до 400 т діаметр підйомного патрубку збільшують з 20 до 60–70 см. Одночасно збільшують витрату аргону з 24 до 72 м³/год. Це, однак, вимагає збільшення потужності вакуумних насосів для підтримання досить низького тиску у вакуум-камері (~60–100 Па), що обмежує можливість збільшення діаметра патрубку і швидкості циркуляції.

Характерні для циркуляційного вакуумування зміни витрати аргону і тиску в вакуум-камерах показані на рис. 4.13, а. Вони отримані за результатами контролю ходу процесу при масі металу в ковші 260 т, внутрішньому діаметрі вакууматора 2000 мм і внутрішньому діаметрі кожного з патрубків 600 мм. На рис. 4.13, б показана зміна концентрацій вуглецю і кисню в металі по ходу вакуумування цієї ж плавки.

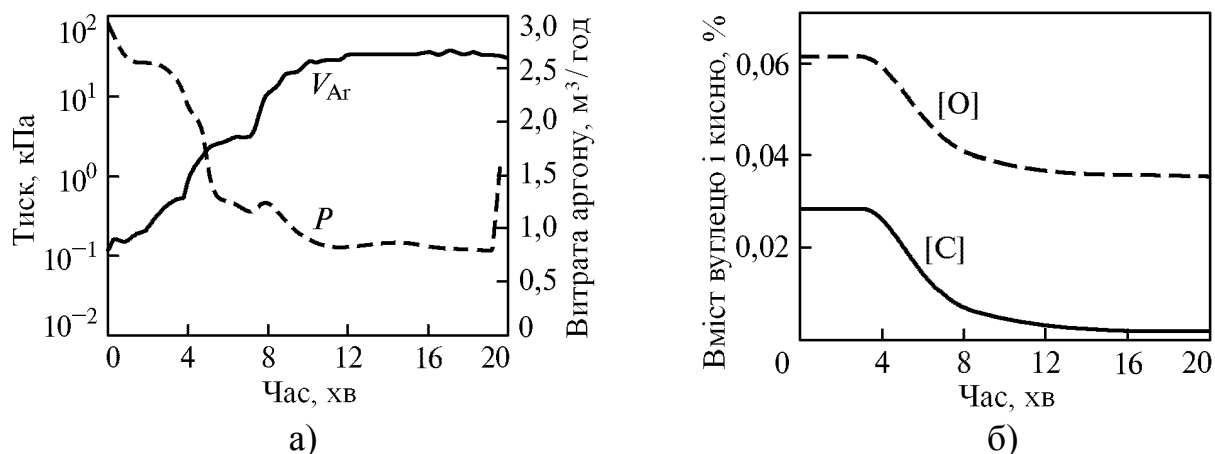


Рисунок 4.13 – Зміна витрати аргону і тиску у вакуум-камері (а), концентрацій вуглецю і кисню в металі (б) по ходу циркуляційного вакуумування

Як видно, окислення вуглецю і, відповідно, вуглецеве розкислювання починається через деякий час, протягом якого тиск знижується приблизно до 6,5–7,0 кПа. Далі при швидкому зниженні тиску до 0,6–0,7 кПа протягом близько 5 хв вміст розчиненого в сталі кисню знижується до мінімуму, що відповідає 0,002–0,004 %. Процес вуглецевого розкислення завершується через 10 хв від початку циркуляційного вакуумування. При цьому коефіцієнт рециркуляції досягає 3,5–4,0.

В процесі вакуумної обробки спостерігається зниження і загального вмісту кисню, причому відбувається воно в значній мірі після стабілізації вмісту розчиненого кисню на мінімальному рівні (рис. 4.14). Це свідчить про те, що при циркуляційному вакуумуванні відбувається видалення зі сталі оксидних неметалічних включень. Таке видалення і, як видно, дуже швидке, обумовлено інтенсивним рухом металу при його циркуляції. Таким чином, створюються сприятливі умови виносу неметалічних включень до поверхні розділу шлак-метал в ковші і переходу їх до шлаку. Істотне значення може мати й укрупнення включень при їх зіткненнях і коалесценції (злитті) рідких частинок або коагуляції твердих частинок. Утворені великі, особливо в результаті коалесценції, частинки можуть швидко видалятися зі сталі внаслідок спливання.

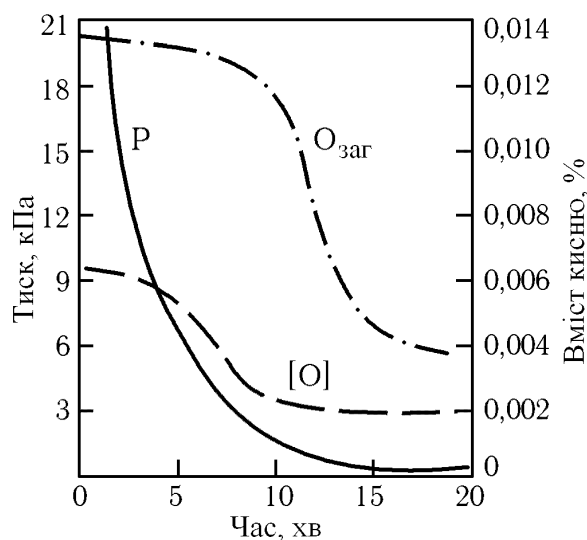


Рисунок 4.14 – Зміна тиску і вмісту загального і розчиненого в сталі кисню по ходу циркуляційного вакуумування сталі (0,38 % C; 0,11 % Si; 0,65 % Mn; 0,003 % Al) в 150-т ковші

Видалення неметалічних включень до мінімуму в процесі обробки завершується пізніше, ніж вуглецеве розкислення. Тому циркуляційне вакуумування частково або повністю розкисленої сталі з метою видалення оксидних неметалічних включень вимагає витрат значного часу на обробку (15–25 хв) і багаторазового проходження металу через вакууматор (коефіцієнт рециркуляції $\geq 4-5$).

Швидкість і ступінь вуглецевого розкислення в певній мірі залежать від відносної кількості газоподібної фази в газометалічній піні, що надходить у вакуум-камеру, і інтенсивності перемішування. Остання впливає на швидкість і ступінь видалення неметалічних включень із сталі. Зі збільшенням витрати аргону і діаметра підйомного патрубку, що викликає підвищення швидкості руху металу, видалення кисню з розчину і у вигляді включень відбувається швидче і до більш низького вмісту.

Вуглецеве розкислення при циркуляційному вакуумуванні має велике значення при обробці сталі з вмістом вуглецю 0,2 % і більше, тобто коли вміст вуглецю значно більше вмісту кисню і його досить для глибокого розкислення ($[O] < 0,004$ %). При цьому сталь виходить вельми чистою по оксидним неметалевим включенням, особливо великим.

Зниження вмісту вуглецю в сталі в результаті його взаємодії з розчиненим в сталі киснем при порційній вакуумній обробці і при циркуляційному вакуумуванні має суттєве значення при виробництві сталі з особливо низьким вмістом вуглецю ($< 0,004\%$). Циркуляційне вакуумування, при якому в метал вводиться величезна кількість бульбашок транспортуючого газу, що служать готовими центрами розвитку реакції з утворенням газу CO, є ідеальним способом отримання такої сталі.

У процесі циркуляційного вакуумування відбувається інтенсивне видалення водню зі сталі (рис. 4.15). Цьому сприяє велика поверхня контакту металу з розрідженою газовою фазою внаслідок спливання в ньому великої кількості бульбашок транспортуючого газу і фонтанування металу з викидами значної його частини у вигляді крапель в розріджений простір вакуум-камери. У разі окислення вуглецю через утворення CO кількість газових бульбашок, які пронизують метал під час вакуумної обробки, збільшується, що сприяє більш інтенсивному і більш повному видаленню водню. Тому при циркуляційному вакуумуванні неокисленої сталі можна протягом більш короткої обробки отримати менший вміст водню в металі. Для отримання вмісту водню в сталі менше $2 \cdot 10^{-4}\%$, що забезпечує імунітет до утворення флокенів, зазвичай при обробці нерозкисленої сталі потрібно циркуляційне вакуумування з коефіцієнтом рециркуляції 3–4.

В умовах інтенсивного перемішування металу при циркуляційному вакуумуванні можливе введення в сталь значної кількості феросплавів, що обмежується лише її охолодженням. Це дозволяє проводити розкислення і легування наприкінці вакуумування. Феросплави та легуючі вводять через спеціальний патрубок-шлюз у вакуум-камері. Перед вакуумуванням вакуум-камеру нагрівають до $1300\text{--}1450\text{ }^\circ\text{C}$. За час вакуумування і в результаті введення феросплавів температура знижується на $30\text{--}50\text{ }^\circ\text{C}$, що вимагає перегріву сталі в печі.

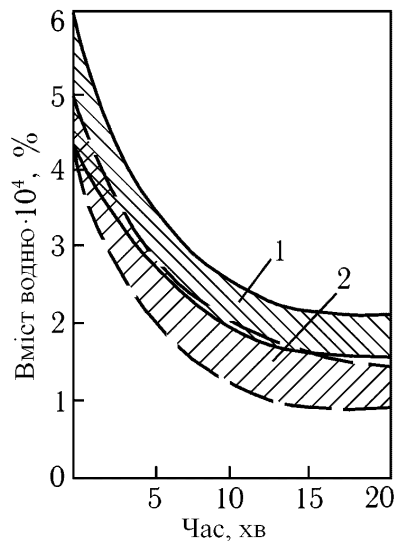


Рисунок 4.15 – Зміна вмісту водню в металі в процесі циркуляційного вакуумування розкисленої (1) і нерозкисленої (2) сталі

По ефективності вакуумування циркуляційне вакуумування майже не відрізняється від порційного. Користуючись ним, можна проводити глибоке знеуглецювання ($< 0,010-0,005\% [C]$), розкислення ($< 0,005-0,003\% [O]$), отримувати метал з низьким вмістом оксидних включень сприятливого типу і низький вміст водню ($< 2 \cdot 10^{-4}\%$).

Вакуумна камера для циркуляційного вакуумування (див. рис. 4.11) являє собою витягнутий циліндр, що складається двох частин, з'єднаних фланцями. Кладка нижньої частини, в якій в процесі вакуумної обробки циркулює метал, піддається інтенсивному зносу і вимагає більш частої зміни, ніж кладка верхньої частині. Тому нижня частина, що займає приблизно 1/3 висоти внутрішнього об'єму камери, робиться знімною.

Підйомний і зливний патрубків прикріплюються до вакуум-камери фланцями і розташовуються паралельно. Зазвичай вони мають однаковий діаметр.

Стійкість верхньої частини циліндричної частини камери досягає 3–4 тисяч плавок, верхньої конічної – до 2 тисяч. Стійкість нижньої циліндричної частини – до 1 тисячі плавок, а подини в 3–4 рази менше. Стійкість футеровки в підйомному патрубку 80–150 плавок, а в зливному – в 1,5–2 рази більше.

4.7 Окислювальне вакуумування в ковші

Для отримання дуже низького вмісту вуглецю в сталі (до 0,01 %) використовують продувку металу киснем у вакуумі. Знайшли застосування два способи такої позаагрегатної обробки:

1. Циркуляційне вакуумування з окисленням.
2. Окислювальне вакуумування в ковші.

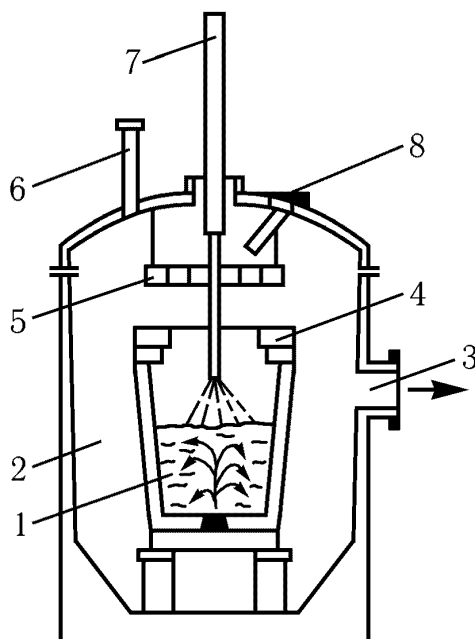
Перший з цих способів застосовують, головним чином, для виробництва нержавіючої високохромистої сталі, а другий спосіб – для виробництва високоякісної сталі вельми широкого сортаменту – вуглецевої, середньо-, низько- та високолегованої, в тому числі нержавіючої сталі.

З метою вакуум-кисневої обробки сталі в ковші в Німеччині був розроблений процес VOD (англ.: *vacuum oxygen decarburisation* – вакуум-кисневе зневуглецювання) і у Франції процес ASV (франц.: *affinage sous vide* – рафінування вакуумом).

Процес ведуть на установці, схема якої показана на рис. 4.16. Отриманий у конвертері або, частіше, в дуговій печі розплав, що містить до 0,5–1,0 % вуглецю, зливають в спеціальний сталерозливний ківш, який одночасно служить і для вакуум-кисневої обробки. Для забезпечення можливості інтенсивного окислення вуглецю у вакуумі вільний простір над металом в ковші повинен бути 1,0–2,0 м.

Ківш з розплавом встановлюють у вакуумну камеру і до нього підключають аргонопроводи. Усередині камера має захисну футерівку з шамоту, що дозволяє вести продувку металу киснем (з можливими при цьому виплесками). У днищі ковша встановлюють пористу пробку для продувки аргоном. Продувку киснем проводять через водоохолоджувальну фурму, що вводиться зверху. На поверхню металу дають вапно (5–8 кг/т сталі) для ошлакування SiO_2 , що утворюється при окисненні розчиненого в металі кремнію. На ківш у вакуум-камері встановлюють водоохолоджуваний екран, який захищає вакуум-камеру від бризок металу та шлаку, і накривають її

вакуум-щільною кришкою. Включають насоси і починають вакуумування. Для забезпечення достатнього вакууму в умовах виділення при продувці киснем значної кількості газів потрібні вакуумні насоси підвищеної потужності.



1 – ківш з металом; 2 – вакуум-камера; 3 – вакуум-провід; 4 – захисний екран; 5 – водоохолоджуваний екран; 6 – патрубок для відбирання проб і вимірювання температури; 7 – киснева фурма; 8 – люк для присадки легуючих

Рисунок 4.16 – Схема установки для окислювального вакуумування в ковші

Кінетична схема процесу VOD показана на рис. 4.17. Процес проводять у два періоди. У перший період при розрідженні на рівні 5 кПа виконують продувку металу киснем зверху при одночасній продувці аргоном знизу. Витрата кисню становить 10–20 м³/(т·год). При цьому температура металу лінійно підвищується внаслідок виділення тепла екзотермічних реакцій окислення вуглецю, а також, при необхідності, кремнію і алюмінію, що попередньо вводяться в сталь для нагріву. Таким чином, запасу тепла, отриманого в першому періоді, достатньо для проведення наступного періоду, протягом якого метал охолоджується. Утворення при продувці шлаку з оксидів заліза і вапна, що вводиться в ківш, в умовах перемішування аргоном сприяє десульфуратії. Одночасне продування киснем і аргоном у вакуумі забезпечує отримання низького вмісту вуглецю (не більше 0,01 %) при малому

вигарі легуючих.

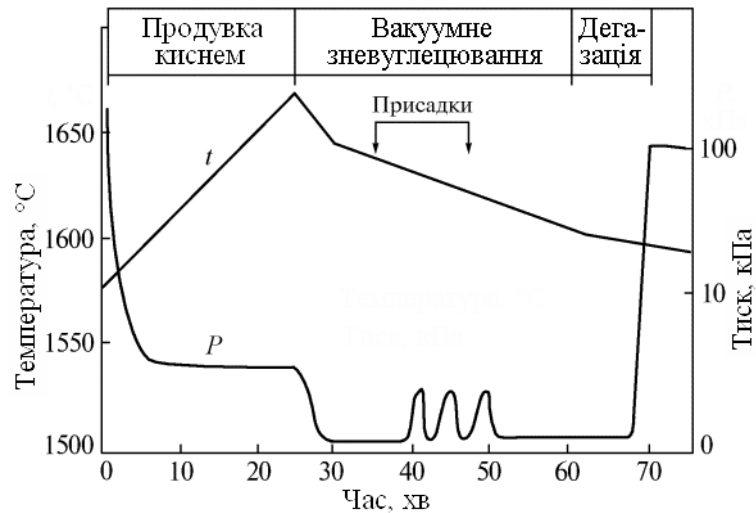


Рисунок 4.17 – Кінетична схема процесу вакуум-кисневого знеуглецювання

Після закінчення окислювального періоду продувку киснем припиняють і починають другий період. Тиск знижують до 0,2 кПа з метою глибокого вакуумного знеуглецювання. У цей час при необхідності роблять присадки вапна і легуючих, дегазація яких викликає короточасні стрибки тиску, а наприкінці періоду вводять розкислювачі. Під час усього другого періоду продовжують продувку аргоном через пористі пробки в днищі ковша при витраті його 1,0–1,5 л/(т·хв). Для отримання сталі, що містить менше 0,01 % вуглецю, витрату аргону через донні пробки збільшують до 15–20 л/(т·хв). Другий період завершується дегазацією, під час якої будь-які присадки виключені. Зважаючи на нагрів металу при продувці киснем, необхідність його перегріву в печі відпадає.

Засвоєння легуючих елементів, уведених в сталь після окислювального вакуумування, виявляється дуже високим: хрому 97–99 %, марганцю 93–96 %, алюмінію 85–90 %, титану 80–90 %, ніобію 92–95 %.

Внаслідок вуглецевого розкислення у другому періоді, коли проводиться вакуумна обробка сталі з продувкою аргоном, після окислювального вакуумування в ковші сталь містить малу кількість оксидних неметалічних включень, особливо великих (> 10–15 мкм). В результаті дегазації металу при

окислювальному вакуумуванні в обробленій сталі вміст водню становить менше $2,0 \cdot 10^{-4}$ %, що робить її нечутливою до утворення флокенів. Вміст азоту знижується на 25–40 %.

При окислювальному вакуумуванні сталі в ковші в період інтенсивної продувки киснем відбуваються викиди з ковша бризок металу і шлаку. Поміщений над ковшем екран повністю не виключає потрапляння цих бризок в вакуум-камеру, тому вакуумна камера всередині футерована. Киснева фурма вводиться в ківш через вакуум-щільний затвор, в якому вона може переміщатися по сигналах, що передаються за допомогою дистанційного керування. Розкислювачі і легуючі подають в ківш через вакуум-щільний шлюз на кришці вакуум-камери.

Футерівка сталерозливного ковша, в якому проводиться вакуумування з продувкою киснем і аргоном, протягом тривалого часу обробки (до 2 год і більше) відчуває руйнівну дію інтенсивних потоків металу при температурі 1650 °С. Тому футеровку роблять з хромомагнетитової або доломітової цегли на керамічній зв'язці. Цей робочий шар ковша по стінкам викладається на магнетитній набивці, яка виконується на шарі магнетито-хромитової цегли, прилеглої до металевому кожуху. Днище ковша виконано з покладеної на торець магнетитової цегли; під ним укладається на металевому кожусі магнетитохромітова цегла на плашку.

Хід процесу контролюється за результатами визначення вихідних мас, температури і необхідного вмісту вуглецю і температури, а також кількості та складу газів, що відходять. Ця інформація вводиться в комп'ютер і використовується для регулювання ходу процесу та його завершення.

4.8 Контрольні питання

1. Розкислення вуглецем в вакуумі. Рівняння реакції, константа рівноваги та її температурна залежність.
2. Умова утворення бульбашок CO в процесі вакуумування. При яких тисках вуглець стає більш сильним розкислювачем, ніж кремній і алюміній?
3. Кінетичні рівняння видалення вуглецю і кисню при вакуумуванні.
4. Стадії процесу десорбції водню і азоту з рідкої сталі.
5. Зобразити схематично залежність активності кисню в сталі від активності розкислювача. Відзначити область активностей [O], що досягаються при вакуумуванні сталі.
6. Охарактеризувати зміну вмісту водню в металі в процесі циркуляційного вакуумування.
7. Зміна тиску у вакуум-камері, активності та загального вмісту кисню по ходу порційного вакуумування.
8. Видалення оксидних включень при циркуляційному вакуумуванні. Зобразити зміну загального і розчиненого кисню по ходу процесу.
9. Характерні зміни витрати аргону, тиску, концентрації вуглецю і кисню по ходу циркуляційного вакуумування.
10. Зобразити схематично установку вакуумування в ковші без перемішування і з електромагнітним перемішуванням і описати принцип її роботи.
11. Зобразити схематично установку для окислювального вакуумування в ковші і описати принцип її роботи.
12. Зобразити кінетичну схему процесу VOD і охарактеризувати його стадії.
13. Зобразити схематично установку порційного вакуумування і описати принцип її роботи.
14. Зобразити схематично установку циркуляційного вакуумування і описати принцип її роботи.

5 КОМБІНОВАНА ОБРОБКА СТАЛІ В КОВШІ З НАГРІВОМ

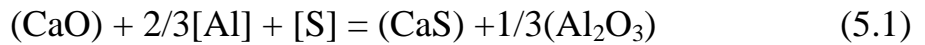
5.1 Фізико-хімічні процеси десульфурації сталі в ковші

Виробництво сталі високої якості вимагає отримання високого ступеня чистоти не тільки за оксидними включеннями і газами, що досягається вакуумною обробкою, але й за сульфідними включеннями, тобто за вмістом сірки. Сірка має великий вплив на якість сталі, істотно зменшуючи її пластичні властивості і ударну в'язкість. Зниження вмісту сірки до рівня, що не перевищує її розчинність у твердому металі ($\sim 0,003\%$), викликає значне підвищення пластичних властивостей, зокрема відносного подовження і звуження при розтягуванні.

Видалення сірки з металу відбувається в результаті її переходу в шлак. Для досягнення великого значення коефіцієнта розподілу сірки між металом і шлаком ($L_S = (S)/[S]$), який визначає ступінь її видалення з металу, потрібно наведення шлаку з вмістом $(FeO) < 1\%$. В окислювальних умовах плавки в конвертері або дугової печі це неможливо, а плавка в дугової печі під відновлювальним шлаком недоцільна. Тому для глибокої десульфурації застосовують позапичну обробку шлаками в ковші-печі або в процесі ASEA-SKF. Така обробка вимагає додаткового нагрівання для плавлення і формування шлаку, а також компенсації втрат тепла при обробці.

В умовах позаагрегатної обробки існує велика, порівняно з плавкою в конвертері або дугової печі, можливість вибору складу шлаку. Тому в ковші десульфурацію проводять шлаками на основі алюмінатів кальцію. В рівновазі з таким шлаком коефіцієнт розподілу сірки L_S може досягати величин, більших, ніж в конвертері або дуговій печі, на два і більше порядків при обробці сталі, розкисленої алюмінієм.

У присутності наявного в результаті розкислення в сталі алюмінію десульфурацію під шлаком на основі алюмінатів кальцію можна записати реакцією



з константою рівноваги K , яка визначається рівнянням:

$$K = \frac{a_{(\text{CaS})} a_{(\text{Al}_2\text{O}_3)}^{1/3}}{a_{(\text{CaO})} a_{[\text{Al}]}^{2/3} a_{[\text{S}]}}. \quad (5.2)$$

де K – константа рівноваги;

$a_{(\text{CaS})}$, $a_{(\text{CaO})}$, $a_{(\text{Al}_2\text{O}_3)}$ – активності відповідно CaS , CaO і Al_2O_3 в шлаку;

$a_{[\text{Al}]}$, $a_{[\text{S}]}$ – активності алюмінію і сірки в металі;

Приймаючи коефіцієнти активності алюмінію і сірки в металі та CaS в шлаку рівними одиниці, рівняння (5.2) можна вирішити відносно коефіцієнта розподілу сірки між шлаком і металом:

$$L_S = \frac{(\%S)}{[\%S]} = KC \frac{a_{(\text{CaO})} [\%Al]^{2/3}}{a_{(\text{Al}_2\text{O}_3)}^{1/3}}, \quad (5.3)$$

де L_S – коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом;

$(\%S)$ – концентрація сірки в шлаку, мас. %;

$[\%S]$, $[\%Al]$ – концентрація сірки і алюмінію в металі, мас. %;

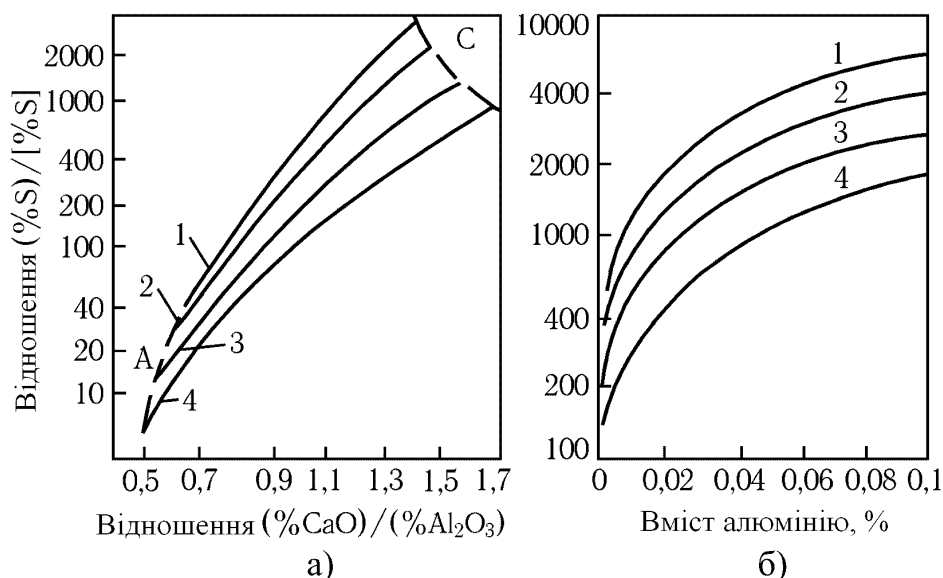
K – константа рівноваги;

C – відношення атомних мас сірки і CaS ;

$a_{(\text{CaO})}$, $a_{(\text{Al}_2\text{O}_3)}$ – активності CaO і Al_2O_3 в шлаку.

З рівняння (5.2) і отриманого з нього рівняння (5.3) для L_S випливає, що найкращі термодинамічні умови десульфурзації створюються, коли в ковші утворюється шлак на основі алюмінатів кальцію, насичений CaO (рис. 5.1, а).

В реальних умовах в шлаку на основі алюмінатів кальцію міститься MgO , який мало впливає на десульфурзацію, і SiO_2 , що підвищує розчинність CaO і погіршує десульфурзацію. Зазвичай для десульфурзації в ковші використовують покривний шлак, що містить: CaO 50–70 %, Al_2O_3 20–30 %, SiO_2 5–10 %, MgO 4–8 %.



а – при 0,04 % [Al]; б – під шлаком, насиченому CaO; при температурі, °С: 1 – 1500, 2 – 1550, 3 – 1600, 4 – 1650. Область насичення: А – Al₂O₃, С – CaO

Рисунок 5.1 – Рівноважний розподіл сірки між рідким шлаком CaO–Al₂O₃ і низьковуглецевою сталлю

Особливе значення для глибокої десульфурзації має окислювальний потенціал шлаку. Саме можливість отримання покривного шлаку з вмістом (FeO) менше 0,3–0,5 % (одночасно глибокому розкисленні сталі алюмінієм) дозволяє отримувати в процесі позаагрегатної обробки в ковші сталь із вмістом сірки $\leq 0,003$ %.

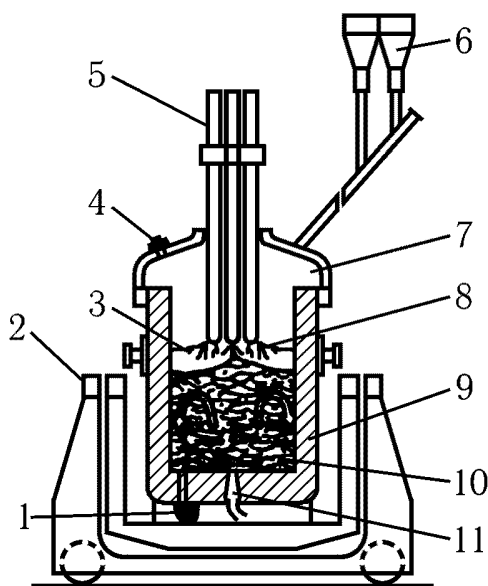
Згідно з рівнянням (5.3) значний вплив на розвиток процесу десульфурзації чинить вміст алюмінію в сталі. Як видно з рис. 5.1, б, з підвищенням вмісту алюмінію в сталі коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом зростає. Наприклад, при температурі 1600 °С при вмісті в сталі 0,05 % алюмінію і шлаку, насиченому CaO, коефіцієнт рівноважного розподілу L_S дорівнює приблизно 1500. Відтак, якщо такий шлак містить 1 % сірки (близько половини насичення), то рівноважний вміст сірки в сталі дорівнює 0,0007 %.

5.2 Обробка сталі в ковші-печі

Широке розповсюдження для позаагрегатної обробки сталі отримав розроблений в 1971 р. фірмою Daido Steel (Японія) процес рафінування в

ковші-печі (процес LF – Ladle Furnace).

Ківш-піч (рис. 5.2) футерований вогнетривкою кладкою: в зоні шлакового поясу магнезито-доломітовою цеглою (87 % MgO і 7–10 % CaO), решта стін і днища – високоглиноземною цеглою (86–87 % Al₂O₃ і 9 % SiO₂). У днищі ковша встановлюються одна, дві або три пористі пробки, наприклад, корундові (96 % Al₂O₃ і 2 % TiO₂, пористість 31 %).



1 – шиберний затвор; 2 – візок; 3 – шлак; 4 – оглядове вікно; 5 – електроди; 6 – дозатори для легуючих; 7 – інертна атмосфера; 8 – дуги; 9 – рідка сталь; 10 – перемішування; 11 – пориста пробка

Рисунок 5.2 – Ківш-піч [15]

Стійкість футеровки ковша в зоні шлакового поясу 15–25 плавок, решті частини ковша до 50 плавок, пористої пробки – 3–5 плавок.

Ківш накривається кришкою з патрубками для подачі присадок і контролю процесу і з трьома отворами для графітових електродів. Потужність трансформаторів установок ківш-піч порівняно з дуговими печами невелика і становить 100–160 кВ·А/т. Вона обмежується підвищеним зносом кладки ковша вище рівня металу через малий, порівняно з дугового піччю, діаметр ковша.

Основні вимоги до ковша-печі:

1. Контроль атмосфери над ванною – вона повинна бути нейтральною або злегка відновлювальною.

2. Регульований нагрів металу без сильного зносу футеровки і негативного впливу на склад металу, наприклад, науглецювання.

3. Інтенсивне перемішування ванни без забруднення металу під впливом атмосфери (вторинного окислення, азотування).

Після зливу сталі у ківш-піч і установки його під кришкою в ковші-печі наводять шлак на основі алюмінатів кальцію, які мають високу десульфуруючу здатність і захищають метал від вторинного окислення. Типовий його склад: 55–60 % CaO; 32–36 % Al₂O₃; 2–7 % SiO₂; 3–5 % MgO. Витрата шлакової суміші 15–20 кг/т, витрата аргону 0,12–0,20 м³/(т·хв). Працюють з короткими дугами шляхом занурення електродів в шлак (небезпека науглецювання) або з довгими дугами (посилений знос футеровки).

Внаслідок наявності в ковші-печі активного шлаку з високою десульфуруючою здатністю і інтенсивного перемішування аргонном коефіцієнт розподілу сірки досягає величини 500–1000. При цьому може бути отриманий вміст сірки 0,003 % і менше. Вміст кисню, зв'язаного у включеннях, знижується приблизно на 30 %, а водню – на 35 %. Підвищується точність отримання заданого складу сталі.

Легування можна повністю проводити в ковші-печі, використовуючи дугову піч лише для розплавлення брухту. При виплавці високолегованої хромом сталі в дуговій печі розплавляють лом і феросплави і розкислюють шлак феросіліцієм. Потім розплав зливають у ківш-піч, де завершують відновлення і десульфурацію. При цьому засвоєння легуючих елементів істотно підвищується:

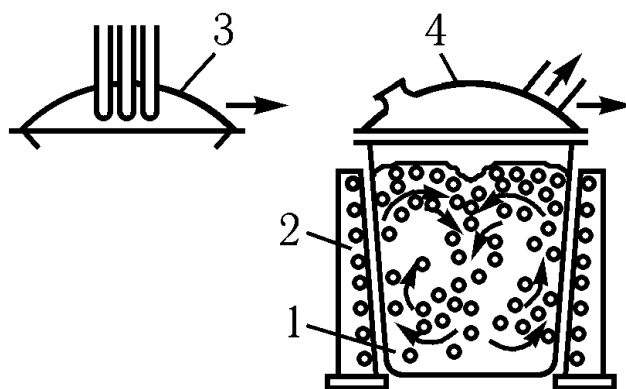
Елемент	Cr	Mn	V
В дуговій печі, %	90–92	85–86	94–95
В ковші-печі, %	96–97	94–95	98–99

5.3 Процес ASEA–SKF

Перспективний і отримавший широке розповсюдження спосіб комбінованої обробки сталі в ковші був розроблений в 1965 р. у Швеції, і по

найменуванню фірм-розробників отримав назву ASEA-SKF.

Установка ASEA-SKF (рис. 5.3) складається з ковша (1), кожух якого виготовлений з немагнітної нержавіючої сталі, що встановлюється після зливу в нього металу на сталевіз з індуктором для електромагнітного перемішування. Ківш обладнаний двома знімними кришками: кришкою-склепінням з трьома електродами (3) для дугового обігріву та вакуум-щільною кришкою (4), з'єднаною з системою вакуумних насосів. Установка обладнана системою автоматичного зважування й присадки в ківш необхідних матеріалів.



1 – ківш з металом; 2 – індуктор; 3 – кришка-склепіння з електродами; 4 – вакуум-щільна кришка

Рисунок 5.3 – Схема установки ASEA-SKF [16]:

У дугової печі метал розплавляють і проводять короткий окислювальний період до одержання необхідного вмісту вуглецю і фосфору, а також температури сталі. Метал зливають у ківш з якомога меншою кількістю пічного шлаку. У ковші наводять шлак вапном і плавиковим шпатом (кількість шлаку до 0,8 % від маси металу). Ківш встановлюють на сталевіз з індуктором і перевозять під кришку-склепіння, де здійснюють нагрів до 1580 °С, присаджують легуючі і знову нагрівають до цієї ж температури. Ківш на сталевозі переміщують під вакуум-щільну кришку і проводять обробку вакуумом. Потім цикли нагріву і вакуумної обробки при використанні відповідних кришок ковша можуть повторюватися. Після завершення вакуумування в метал вводять алюміній, нагрівають до необхідної температури і розливають.

Протягом всієї обробки, при нагріві і вакуумуванні, проводять електромагнітне перемішування металу. Це забезпечує достатній розвиток процесів дегазації, видалення неметалічних включень, рівномірний розподіл елементів і температури в об'ємі металу. При необхідності глибокої десульфурації з отриманням вмісту сірки менше 0,015–0,020 % наводять високоосновний шлак (основність 3,5–4,5).

У разі необхідності більш глибокої десульфурації в сталь присаджують рідкоземельні метали (0,1 %), що забезпечує отримання вмісту сірки 0,003–0,005 %. При цьому сульфіди рідкоземельних металів видаляються завдяки перемішуванню і флотації. Процес зручний для глибокого знеуглецювання. Якщо для цього недостатньо кисню в розплаві, його вводять у вигляді газоподібного кисню або залізної руди. Проте застосування графітових електродів для дугового нагріву викликає небезпеку науглецювання сталі. У процесі вакуумування вміст кисню в сталі знижується до 0,003–0,001 %, а водню – до $2 \cdot 10^{-4}$ % і менше. Тривалість всієї позаагрегатної обробки становить 2–3 години.

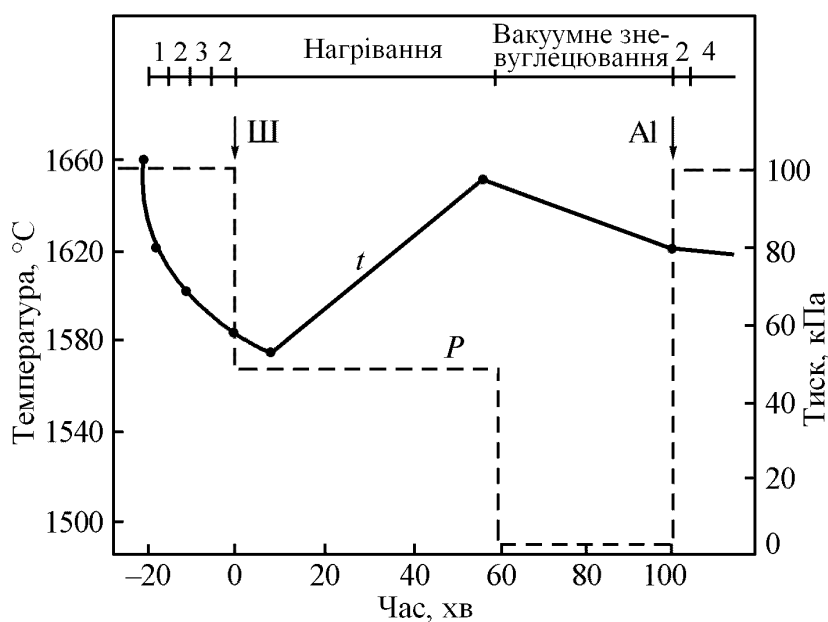
Таким чином, процес ASEA-SKF досить складний і триває значний час. Проте його гнучкість, можливість легування і обробки шлаком і вакуумом в ковші з отриманням сталі високого ступеня чистоти і з вузькими межами вмісту елементів, забезпечили цьому процесу поширення в різних країнах. Значною мірою цьому сприяло й істотне збільшення продуктивності дугових печей, що досягається при використанні процесу ASEA-SKF.

5.4 Вакуумна обробка в ковші з дуговим нагрівом

У 1968 р. на заводі Finkl (США) був розроблений і застосований процес вакуумної обробки сталі в ковші з дуговим нагрівом – процес VAD за початковими буквами англійського Vacuum Arc Degassing. Цей процес незабаром набув широкого розповсюдження. Його ведуть у вакуумній камері, встановленій на саморушному візку. Ківш з металом переносять в камеру, яку закривають вакуум-щільним склепінням, сполученим вакуум-проводом із

системою вакуумних насосів. Через склепіння опускають електроди, за допомогою яких здійснюють дуговий нагрів. Через розташовані в дні ковша пористі пробки метал протягом всього процесу продувають аргоном.

Потужність трансформатора установки VAD 120–150 кВ·А/т. Діаметр електродів для ковшів ємністю 50 і 100 т становить відповідно 300 і 400 мм. Кінетична схема вакуумної обробки в ковші з дуговим нагрівом (VAD), починаючи від випуску до розливання, наведена на рис. 5.4.



1 – випуск; 2 – транспортування; 3 – зкачування шлаку; 4 – розливання

Рисунок 5.4 – Кінетична схема вакуумної обробки сталі в ковші з дуговим нагрівом (VAD)

Сталь для обробки зливають у ківш, по можливості, без шлаку. У разі потрапляння шлаку в ківш його скачують. Перед початком вакуумної обробки на поверхню металу в ковші дають вапно і глинозем, іноді з плавиковим шпатом. Камеру накривають склепінням, тиск у камері знижують до 50 кПа, і, включивши дуги, здійснюють нагрівання металу і шлаку, що формується, при безперервній донній продувці аргоном.

Протягом 50–60 хв температура металу, яка при зливі в ківш, транспортуванні ковша і присадок шлакоутворюючих матеріалів знижується приблизно з 1660 °C до 1570 °C, в результаті нагрівання підвищується

приблизно до 1630 °С. По закінченні періоду нагріву тиск у камері знижують до < 0,1 кПа і, продовжуючи протягом всього процесу продувку аргоном, проводять період вакуумного знеуглецювання. При вихідному вмісті вуглецю 0,035–0,040 % в період вакуумного знеуглецювання за 30–40 хв він знижується до 0,001–0,002 % (рис. 5.5). При вмісті вуглецю менше 0,01 % процес знеуглецювання сповільнюється.

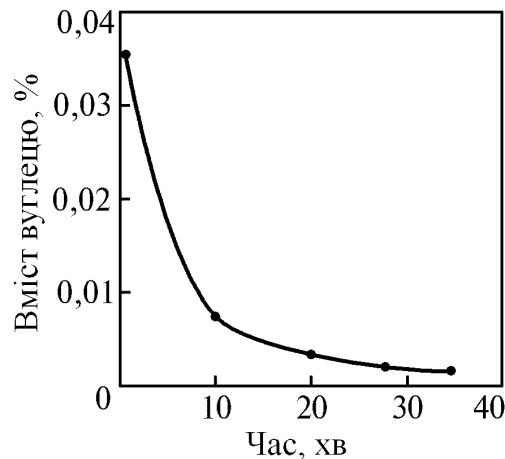


Рисунок 5.5 – Зміна вмісту вуглецю по ходу процесу VAD в період вакуумного знеуглецювання

В результаті нагрівання при низькому тиску, головним чином в результаті вуглецевого розкислення, в процесі VAD при обробці сталі із вмістом вуглецю 0,001–0,002 % вміст кисню в металі знижується до 0,0015–0,0028 %. Вміст водню зменшується до $(1,0–2,0) \cdot 10^{-4}$ %, а азоту – до $(6–8) \cdot 10^{-3}$ %.

Наводка відновлювального шлаку на основі алюмінатів кальція в кількості 0,20–0,28 % від маси металу дозволяє видалити до 80–90 % сірки з металу, доводячи її вміст до 0,003–0,005 %.

Для підвищення економічності процесу був розроблений альтернативний варіант VAD. Процес проводять при неглибокому вакуумі при залишковому тиску 13–65 кПа. Для створення такого вакууму використовуються не парові, а більш дешеві повітряні ежектори. Вже при такому слабкому вакуумі створюється атмосфера, що викликає дегазацію сталі, вакуумне знеуглецювання і навіть відновлення Al_2O_3 вуглецем. В результаті вуглецевого розкислення з металу видаляється 50–60 % кисню, і вміст його

знижується до 0,003–0,004 %. Вміст водню після вакуумування становить менше $3 \cdot 10^{-4}$ %. Видаляється до 12 % азота, і його вміст знижується до 0,006–0,008 %.

Залежно від вимог до якості сталі і економічної доцільності застосовують вакуумну обробку в ковші з дуговим нагрівом в глибокому вакуумі, створюваному пароежекторними насосами, або в слабкому вакуумі, створюваному повітряними ежекторами.

5.5 Контрольні питання

1. Чим зумовлена необхідність глибокої десульфурації сталі? Яким чином сірка видаляється з металу?

2. . Реакція десульфурації сталі під шлаком на основі алюмінатів кальцію та її константа рівноваги. Виведення коефіцієнта розподілу сірки.

3. Типовий склад покривного шлаку, що використовується для десульфурації. Роль його окислювального потенціалу. Інші фактори, що впливають на розвиток процесу десульфурації.

4. Зобразити і пояснити залежність коефіцієнта розподілу сірки між шлаком і низьковуглецевою сталлю від співвідношення $(\% \text{CaO})/(\% \text{Al}_2\text{O}_3)$ і вмісту алюмінію в сталі.

5. Основні вимоги до ковша-печі. Зобразити схематично установку ківш-піч (LF) і описати принцип її роботи.

6. Діапазон коефіцієнтів розподілу сірки, що досягаються при обробці сталі в ковші-печі. Ступінь зниження вмісту кисню і водню. Коефіцієнти засвоєння легуючих елементів.

7. Зобразити схематично установку ASEA-SKF і описати принцип її роботи.

8. Результати рафінування металу, що досягаються в процесі обробки металу в установці ASEA-SKF. Переваги і недоліки процесу.

9. Зобразити схему вакуумної обробки сталі в ковші з дуговим нагрівом (VAD) в координатах P, t – час обробки. Зміна вмісту вуглецю по ходу процесу.

6 ОБРОБКА СТАЛІ ПОРОШКАМИ ЛУЖНОЗЕМЕЛЬНИХ МЕТАЛІВ ТА ЇХ СПОЛУК

6.1 Умови введення порошкоподібних реагентів в метал

Лужноземельні метали, особливо кальцій, є не тільки розкислювачами, але й елементами, що активно зв'язують сірку. Проте низька температура кипіння цих металів (Ca – 1440 °С, Mg – 1103 °С, Ba – 1540 °С) і висока пружність пари при температурі рідкої сталі ускладнюють їх ефективне використання. Значна частина кальцію та інших елементів при звичайному введенні їх в сталь випаровується і окислюється поза металом. Розроблено ряд методів введення лужноземельних металів та їх сплавів, що забезпечують тривалий контакт їх з рідкою сталлю і досить високий ступінь використання.

Для досягнення цієї мети кальцій, який отримав найширше застосування з лужноземельних металів, необхідно вводити на таку глибину, де зовнішній тиск більше пружності його пари. Цю глибину можна визначити з графіка на рис. 6.1, де нанесені криві зміни пружності пари кальцію в залежності від температури і тиску шару металу (разом з атмосферою) на різній глибині.

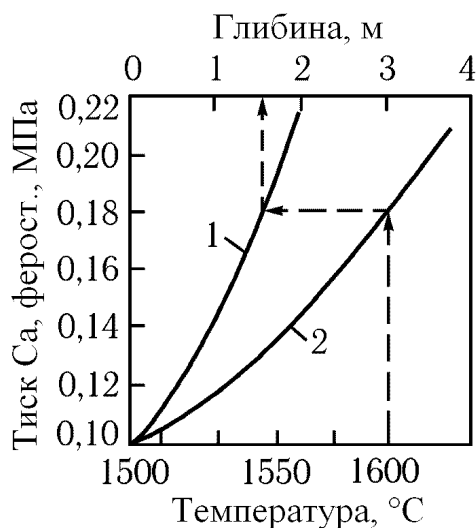


Рисунок 6.1 – Зміна феростатичного тиску (1) на різній глибині h і пружності пари кальцію з температурою (2)

Вибравши на цьому графіку температуру, наприклад 1600 °С, проводимо вертикальну лінію до перетину її з кривою пружності пари кальцію. Потім цю лінію при отриманому тиску пари продовжуємо горизонтально до перетину з

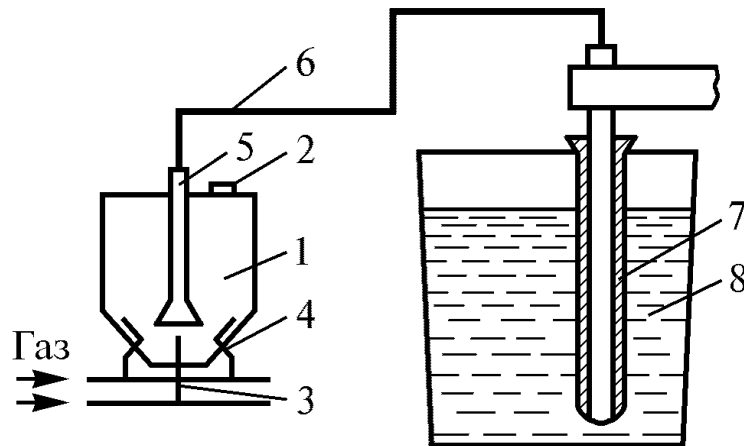
кривою феростатичного тиску. Точка перетину показує глибину, на якій тиск атмосфери і металу дорівнює пружності пари кальцію. Як видно, при 1600 °С вона дорівнює приблизно 1,5 м. На такій глибині кальцій кипіти не буде.

Але такої глибини недостатньо для ефективного використання кальцію, оскільки він лише незначною мірою розчиняється в сталі, і утворені краплі кальцію, що має меншу щільність, ніж сталь, швидко спливають в більш високі горизонти, де відбувається його кипіння і миттєве видалення у вигляді бульбашок. Тому глибину введення кальцію збільшують до 2,5–3 м. У цьому випадку краплі кальцію до скипання спливають через шар товщиною більше 1,5 м і під час спливання взаємодіють з рідкою сталлю. Крім того, для зниження пружності пари кальцію і збільшення тривалості взаємодії його з рідким металом застосовують сплави кальцію, переважно силікокальцій.

Ефективним способом обробки сталі лужноземельними металами (у вигляді їх сплавів) і їх сполуками виявився розроблений в 1970-х роках метод вдування в злитий в ківш метал порошкоподібних реагентів в струмені інертного газу. Утворення великої реакційної поверхні контакту твердих часток з рідкою сталлю при вдуванні порошку через занурену в метал фурму забезпечують інтенсивну взаємодію кальцію зі сталлю.

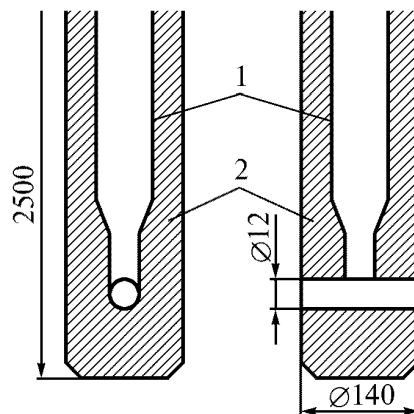
Схема установки для обробки сталі в ковші порошкоподібними матеріалами наведена на рис. 6.2. Порошок завантажують у пневмонасос, де відбувається його аерація шляхом подачі газу через центральні і бічні сопла. Аерований порошок надходить у приймальну трубу і далі по трубопроводу в метал через фурму, яка має занурювальний в метал наконечник, що складається зі змінної частини довжиною 2,5–3 м і подовжувача багаторазового використання довжиною ~2 м. Порошок вдувається горизонтально з двох отворів, перпендикулярних осі фурми (рис. 6.3). У порівнянні з вертикальною або похилою продувкою це забезпечує більш інтенсивний масоперенос і видаляє спливаючі частинки від фурми. В якості несучого газу зазвичай застосовують аргон, що подається під тиском 0,3–0,4 МПа. Витрата аргону

становить 0,2–0,4 м³/хв; тривалість обробки 5–15 хв.



1 – пневмонасос; 2 – люк для завантаження порошку; 3 – центральне сопло; 4 – бічні сопла; 5 – приймальна труба; 6 – трубопровід; 7 – занурювальна фурма; 8 – розливний ківш

Рисунок 6.2 – Схема установки для обработки стали в ковше порошком



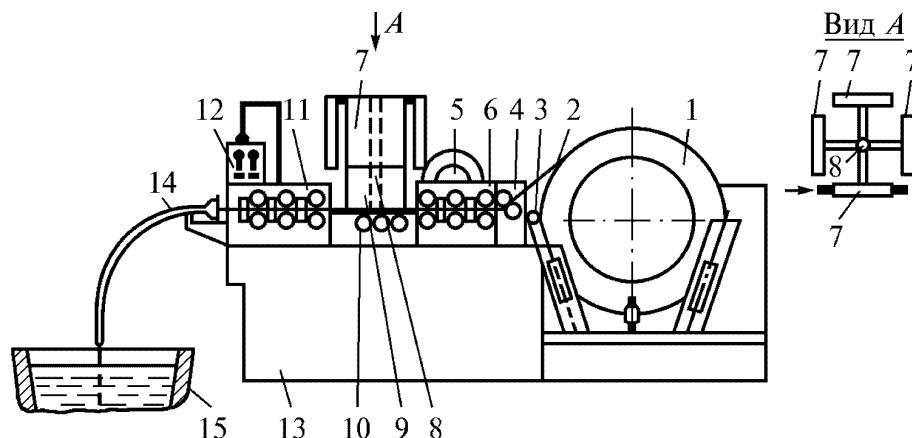
1 – сталевая труба; 2 – высокоглиноземный вогнетрив

Рисунок 6.3 – Фурма для вдування порошку в метал

Після випуску плавки з печі ківш з металом поміщають під занурювальну фурму і починають продувку. З появою на виході фурми стійкого газопорошкового струменя фурму занурюють в метал.

Іншим ефективним способом введення кальцію і його сплавів в рідку сталь є метод присадки порошку, що закатаний сталевим листом в дріт. Діаметр цього дроту 8–14 мм, маса порошку в 1 м 100–500 г. Дріт поставляють в цех в бухтах (котушках) місткістю 1100–3300 м, які поміщають в систему видачі

(трайб-апарат). Застосовують також агрегати, в яких заочухвання порошку в дрiт вiдбувається по ходу його введення в метал (рис. 6.4). У цих агрегатах розмотується сталевий стрiчка, на яку з бункера-дозатора безперервно подається порошок. У формувальнiй клiтi стрiчка згортається, утворюючи дрiт iз сердечником з порошку, що вводиться.



1 – розмотувач; 2 – стрiчка; 3 – натяжний пристрiй; 4 – задаючi роликi; 5 – привiд; 6 – формувальна клiт; 7 – бункер-дозатор; 8 – поворотна турель; 9 – захисний кожух; 10 – пiдтримувальнi роликi; 11 – формувальнo-калiбрувальна клiт; 12 – пульт управлiння; 13 – рама; 14 – направлюючий пристрiй; 15 – кiвш з металом

Рисунок 6.4 – Схема агрегату для отримання i введення в метал порошкового дроту

Через направлюючу трубу барабанными i роликowymi живильниками порошокiй дрiт подають в кiвш вертикально або пiд кутом до вертикалi не бiльше 30°. Швидкiсть подачi дроту в метал становить 100–300 м/хв протягом приблизно 2–3 хв при витратi силiкокальцiю 0,2–1,0 кг/т. Введення порошокiвого дроту обов'язково супроводжується продувкою аргоном через пористу пробку (100–150 л/хв) для гомогенiзацiї розплаву.

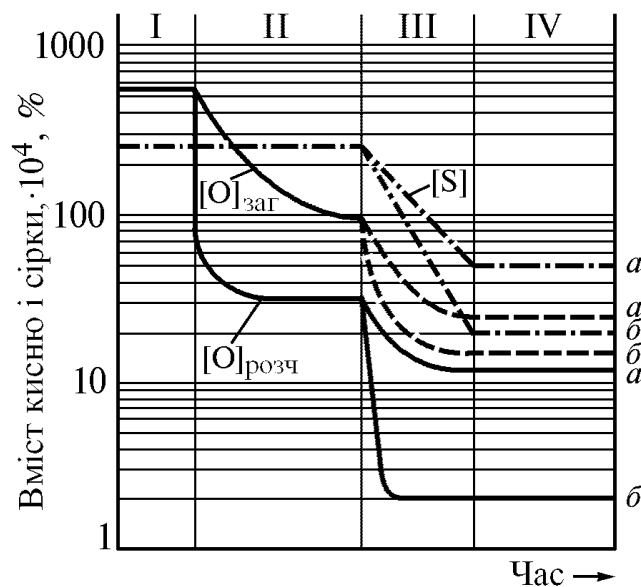
Тривалiсть плавлення в рiдкому металi сталевiй оболочкi дроту з сердечником з порошку становить 1–3 с. За цей час дрiт встигає проникнути на глибину не менше 3 м, де i вiдбувається плавлення кальцiю або його сплавiв.

Засвоєння кальцiю, тобто його кiлькiсть, яка перейшла у розчин, становить 10–15 %, а вiмст у готовiй сталi 0,001–0,002 %. Використання кальцiю, тобто

кількість, яка перейшла у розчин і використана на десульфурацію, розкислення і модифікацію включень, становить 60–65 %. Таким чином, втрати кальцію при введенні його у вигляді силікокальцію на глибину приблизно 3 м складають 35–40 %.

6.2 Хід процесу та якість сталі

Зміна вмісту кисню і сірки в сталі в процесі її продувки в ковші порошком кальцію наведена на рис. 6.5. Видно, що при такій обробці різко знижується вміст в сталі кисню, як розчиненого в металі, так і загального. При цьому абсолютне зниження загального вмісту кисню більше зниження його в розчині. Наприклад, при обробці в ковші з основною футеровкою за час обробки (область III) $[O]_{\text{заг}}$ знижується на 0,0085 %, а $[O]_{\text{розч}}$ – на 0,0018 %. Це пояснюється тим, що обробку порошком кальцію проводять після розкислення сталі алюмінієм, і кисень в ній знаходиться переважно в зв'язаному стані у вигляді оксидних включень. Тому при обробці сталі кальцієм кисень видаляється в основному у вигляді оксидних включень.



I – випуск і розкислення алюмінієм; II – транспортування ковша до місця обробки; III – обробка кальцієм; IV – розливання; а – кисла футеровка ковша, б – основна футеровка

Рисунок 6.5 – Зміна вмісту кисню і сірки в сталі в процесі її продувки в ковші порошком кальцію

При введенні кальцію (силікокальцію) в сталь вміст кисню в металі знижується на 25–55 % (до 0,0015–0,0025 %) і сірки на 20–80 % (до 0,001–0,002 %).

Слід зазначити, що такого ж ступеня десульфурації можна досягти, продуваючи сталь порошками сполук кальцію, наприклад з попередньо сплавленого флюсу складу: 65 % CaO; 20 % Al₂O₃; 15 % CaF₂, при витраті 2,5 кг/т. Ступінь десульфурації при цьому визначається головним чином складом покривного шлаку. Однак роль кальцію полягає не тільки в десульфурації й розкисленні, але й в модифікації сульфідних і оксидних включень, що залишаються в сталі. Маючи високу хімічну спорідненість до сірки і кисню, кальцій розкислює сталь і відновлює елементи-розкислювачі з утворених оксидних включень, утворюючи оксиди і окисульфіди кальцію. Це відбувається лише в разі введення в сталь кальцію в металевому стані, зазвичай у вигляді сплавів з іншими металами або, найчастіше, у вигляді силікокальцію.

В сталі сірка знаходиться переважно в сульфіді марганцю MnS. При введенні в рідку сталь кальцію він пов'язує сірку в сульфід кальцію CaS, замінюючи у вузлах кристалічної ґратки марганець. Утворені в результаті такої модифікації сульфіди вже при вмісті в них приблизно 10 % кальцію мають глобулярну форму і в процесі гарячої обробки тиском не деформуються, тобто не утворюють витягнутих включень, істотно знижуючих пластичність і ударну в'язкість сталі.

Кисень після остаточного розкислення алюмінієм знаходиться в сталі переважно у формі корунду Al₂O₃, який у вигляді строчок включень гострокутньої форми погіршує механічні властивості сталі і викликає утворення в ній дефектів. Кальцій відновлює алюміній, заміщуючи його в оксиді. Ступінь заміщення залежить від вмісту кальцію в сталі. Із збільшенням цього вмісту послідовно утворюються CaO·6Al₂O₃, CaO·2Al₂O₃, CaO·Al₂O₃, 12CaO·7Al₂O₃ з проміжними областями, де співіснують ці оксиди, а при низькому вмісті кальцію і CaO·6Al₂O₃ з Al₂O₃. Щоб видалити кластери Al₂O₃,

що утворюють при обробці тиском рядки, необхідно, щоб відношення $[Ca]/(Al_2O_3)$ було більше 0,032. Проте поліпшення властивостей відбувається тоді, коли в сталі відсутні тугоплавкі включення $CaO \cdot 6Al_2O_3$ і $CaO \cdot 2Al_2O_3$, а утворюються $CaO \cdot Al_2O_3$ і $12CaO \cdot 7Al_2O_3$ (відповідно з $t_{пл}$ 1600 і 1420 °С). Для їх утворення необхідно, щоб відношення $[Ca]/(Al_2O_3)$ в сталі було більше 0,20–0,25. Для цього необхідно вводити в сталь 0,05–0,20 % силікокальцію (0,5–2,0 кг/т). У цьому випадку утворюються глобулярні включення, які не деформуються при гарячій обробці тиском і практично не впливають на властивості сталі.

Утворення включень $CaO \cdot Al_2O_3$ і $12CaO \cdot 7Al_2O_3$ покращує також умови розливання сталі, тому що усуває можливість заростання сталерозливного стакану, що відбувається внаслідок відкладення на його поверхні включень Al_2O_3 і $CaO \cdot 6Al_2O_3$.

6.3 Контрольні питання

1. Чим зумовлена необхідність вдування порошків лужноземельних металів та їх сполук у рідкий метал?
2. Графічний метод визначення мінімальної глибини вдування порошку кальцію по температурі розплаву.
3. Додаткові заходи, що вживаються для збільшення тривалості взаємодії порошкоподібних реагентів з рідким металом.
4. Спосіб вдування порошків порошкоподібних реагентів в рідкий метал у струмені інертного газу.
5. Зобразити схематично установку для обробки сталі в ковші порошкоподібними і матеріалами і описати принцип її роботи. Конструкція фурми для вдування порошків.
6. Зобразити схематично і описати принцип роботи агрегату для отримання і введення в метал порошкового дроту.
7. Зміна вмісту кисню і сірки, кінцеві результати рафінування сталі в процесі її продувки в ковші порошком кальцію.

7 ОБРОБКА СТАЛІ В КОВШІ РІДКИМИ СИНТЕТИЧНИМИ ШЛАКАМИ

При рафінуванні в ковші рідким синтетичним шлаком велика реакційна поверхня контакту досягається в результаті взаємодії металу та шлаку. Запропоноване ще в 1920-х роках вітчизняним інженером А. С. Точінским, а потім Р. Перреном (Франція), таке рафінування було в достатній мірі розроблено і впроваджено у виробництво на багатьох заводах.

Для рафінування застосовують вапняно-глиноземний шлак, що містить 50–55 % CaO, 35–43 % Al₂O₃, ≤ 6,0 % SiO₂, ≤ 1,0 % FeO, ≤ 3 % MgO, ≤ 4 % TiO₂. Витрата шлаку становить 4–6 % від маси металу. Нагрітий до 1650–1750 °С шлак заливають в сталерозливний ківш за кілька хвилин до випуску плавки. Випуск проводять потужним щільним струменем при максимально можливій висоті падіння. Особливу увагу приділяють відділенню пічного шлаку і обмеженню його попадання в ківш.

Під час випуску сталь, падаючи в рідкий шлак з висоти 5–1,5 м, розбивається на дрібні краплі і утворюється велика поверхня контакту металу зі шлаком, що перевищує поверхню в конвертері або дугової печі в тисячі разів. На цій поверхні швидко відбуваються процеси десульфурації сталі і, певною мірою, розкислення і видалення неметалевих включень. Остаточне розкислення сталі здійснюють після рафінування її синтетичним шлаком. Кількість алюмінію, що вводиться в метал на штангах, в 2–3 рази менше звичайного.

Вапняно-глиноземний синтетичний шлак володіє високою десульфуруючою здатністю. Оскільки при обробці в ковші між металом і шлаком виникає велика поверхня контакту і реакція десульфурації наближається до рівноваги, коефіцієнт розподілу (S)/[S] досягає величини 100–120, тобто значно більше, ніж при плавці в конвертері або дугової печі. Це дозволяє знижувати вміст сірки в сталі на 50–80 % і отримувати готовий метал, який містить 0,005–0,008 % сірки, що є важливою особливістю і головною метою рафінування синтетичним шлаком, яке забезпечує істотне поліпшення якості сталі.

Внаслідок малого окислювального потенціалу шлаку ($\text{FeO} < 1\%$) при обробці відбувається і деяке розкислення металу. Засвоєння алюмінію, який присаджують для розкислення, становить майже 100%. Зменшується кількість і розміри неметалічних включень.

У 60–70-х роках минулого сторіччя обробка сталі рідким синтетичним шлаком широко застосовувалася на металургійних заводах СРСР і країн Східної Європи. Однак процес цей вельми громіздкий, що включає в технологічному циклі виплавку шлаку в шлакоплавильній печі і його транспортування точно до моменту випуску сталі до сталеплавильних агрегатів. Передчасне транспортування приводить до охолодження шлаку, а запізнення – до затримки випуску або випуску без обробки. Рафінуюча здатність цього процесу обмежена і, по суті, зводиться лише до десульфурації сталі. При цьому глибина десульфурації (до 0,005–0,008%) менше можливої глибини десульфурації сучасними методами позаагрегатної обробки (< 0,002–0,003%). Тому обробка рідким синтетичним шлаком не може конкурувати із сучасними способами позапічного рафінування, і поступово вона виводиться зі сталеплавильного виробництва.

7.1 Контрольні питання

1. В чому полягає принцип рафінування сталі в ковші рідким синтетичним шлаком?
2. Хімічний склад і питома витрата застосовуваних синтетичних шлаків.
3. Результати рафінування сталі синтетичним шлаком.
4. Недоліки процесу рафінування сталі синтетичним шлаком в порівнянні з іншими методами позаагрегатної обробки металу.

8 ПРАКТИЧНІ РОБОТИ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ БАГАТОФУНКЦІОНАЛЬНОЇ ПРОГРАМИ «EXCALIBUR»

8.1 Призначення й можливості програми

Якщо агрегат для обробки сталі представити у вигляді системи, на вході якої заданий вектор незалежних керуючих змінних X (як то: рідкий метал і шлак, феросплави, енергоносії, тиск і початкова температура), а на виході – вектор залежних змінних Y , таких як метал, шлак і газ певного кінцевого складу і маси, кінцева температура, то визначення функції $Y(X)$ становить *пряму задачу* фізико-хімічного моделювання такої системи. Відповідно, *зворотна задача* полягає у визначенні функції $X(Y)$ при виконанні ряду оптимізаційних обмежень.

Прикладом прямої задачі може бути задача визначення мас і хімічного складу сталі при її раскисленні і легуванні, а зворотної – визначення оптимального набору розкислювачів і легуючих для гарантованого отримання сталі заданого складу. Істотна їх відмінність полягає в тому, що пряма задача має єдине рішення, а зворотна – нескінченну безліч рішень, серед якої необхідно знайти оптимальне, наприклад, в сенсі мінімальної загальної вартості матеріалів, що використовуються.

У програмі «Excalibur» [17] реалізовані пряма і зворотна задачі, що працюють в тандемі. Алгоритм прямої задачі заснований на термодинамічній моделі багатокомпонентної конденсованої фази [18] і її наступних модифікаціях [19, 20], ентальпійному тепловому балансі [21] та врахуванні кінетичного запізнювання [22]. В алгоритмі зворотної задачі реалізований універсальний метод фазових операторів [23], окремим випадком яких є диференціальні коефіцієнти засвоєння (ДКЗ) в металі [24].

Програма «Excalibur» є розвитком інформаційно-технологічної системи «Форвард» [25] і програми «Оракул» [26]. Промислова реалізація одного з варіантів програми - система управління плавкою та позаагрегатної обробкою «Гіббс» ® [27] – впроваджена на Білоруському металургійному заводі.

За своїми можливостями «Excalibur» перевершує раніше створені програми термодинамічного моделювання системи «метал-шлак-газ». Її основні переваги:

- Термодинамічний розрахунок рівноваги в багатокomпонентній гетерогенній системі «метал-шлак-газ» з урахуванням тепла хімічних реакцій;
- Інтегрований термодинамічний розрахунок кінцевої температури системи на основі ентальпійного теплового балансу;
- Точний облік заданого зовнішнього тиску. Розрахунок парціальних тисків всіх атомарних та молекулярних складових газової фази;
- Обчислення і відображення всіх інтегральних і парціальних термодинамічних функцій складових системи, включаючи всі фази і окремі хімічні елементи, на основі єдиного стандарту;
- Точний облік тепла енергоносіїв і теплових втрат, температури і агрегатного стану матеріалів;
- Розрахунок і наочне відображення кінетики взаємодії фаз в сталеплавильному агрегаті на основі принципів нерівноважної термодинаміки і вирішення динамічної системи диференціальних рівнянь;
- Повний розрахунок плавки в ДСП, в тому числі: динаміки плавлення брухту, мас і хімічного складу металу, шлаку і газу, температури по ходу плавки. Облік кінетичного запізнювання, скачування шлаку, теплових втрат і геометричних параметрів печі;
- Термодинамічні розрахунки в широкому діапазоні складів і температур; принципова можливість використання програми у феросплавному і доменному виробництві.

В рамках повного і точного рішення зворотної задачі термодинамічного моделювання програма «Excalibur» забезпечує:

- Оптимізацію мас всіляких легуючих і шихтових матеріалів (у будь-якому агрегатному стані) і витрат енергоносіїв за критеріями їхньої сумарної

мінімальної вартості або максимальної продуктивності сталеплавильного агрегату;

- Задання і гарантоване виконання комплексу односторонніх і двосторонніх оптимізаційних обмежень за хімічним складом і масами кінцевих металу, шлаку і газу, масами матеріалів, витратою енергоносіїв, кінцевою температурою системи;
- Застосування матричної алгебри фазових операторів і швидкодіючого алгоритму двоїстого симплекс-методу;
- Розрахунок і врахування перехресного впливу вмісту одних елементів на засвоєння інших в кожній із фаз;
- Розрахунок консолідованої матриці впливу добавок матеріалів і енергоносіїв на масу і склад фаз, а також температуру системи;
- Облік невизначеності вихідних і розрахункових даних шляхом завдання відповідних довірчих інтервалів «нижня межа – верхня межа»;
- Практичну реалізацію принципу ситуаційного управління процесами на основі оперативної розробки альтернативних варіантів легування, розкислювання і позаагрегатної обробки сталі за відсутності суворого рішення зворотної задачі у первісному вигляді.

На рис. 8.1 показана концептуальна блок-схема програми «Excalibur».

При запуску програма зчитує файли проекту, констант, параметрів Вагнера, газів, матеріалів і завдань та проплавляє набір матеріалів із останнього відкритого завдання. Запуск прямої і зворотної задач здійснюється шляхом натискання кнопок на панелі інструментів або вибором відповідних пунктів меню.

Результатом розрахунків прямої задачі є маси і склади металу, шлаку і газу, парціальні тиски всіх складових газової фази і кінцева температура системи. Склади фаз можуть відображатися у вигляді масових відсотків, мольних відсотків, кілограмів і кіломолей. Крім того, обчислюються об'єм газу, що виділився, основність шлаку, окислювально-відновний потенціал системи

(рівень Фермі електронів в шлаку), хімічні потенціали і парціальні ентальпії змішування всіх елементів у всіх фазах, тепловий ефект хімічних реакцій, тощо.

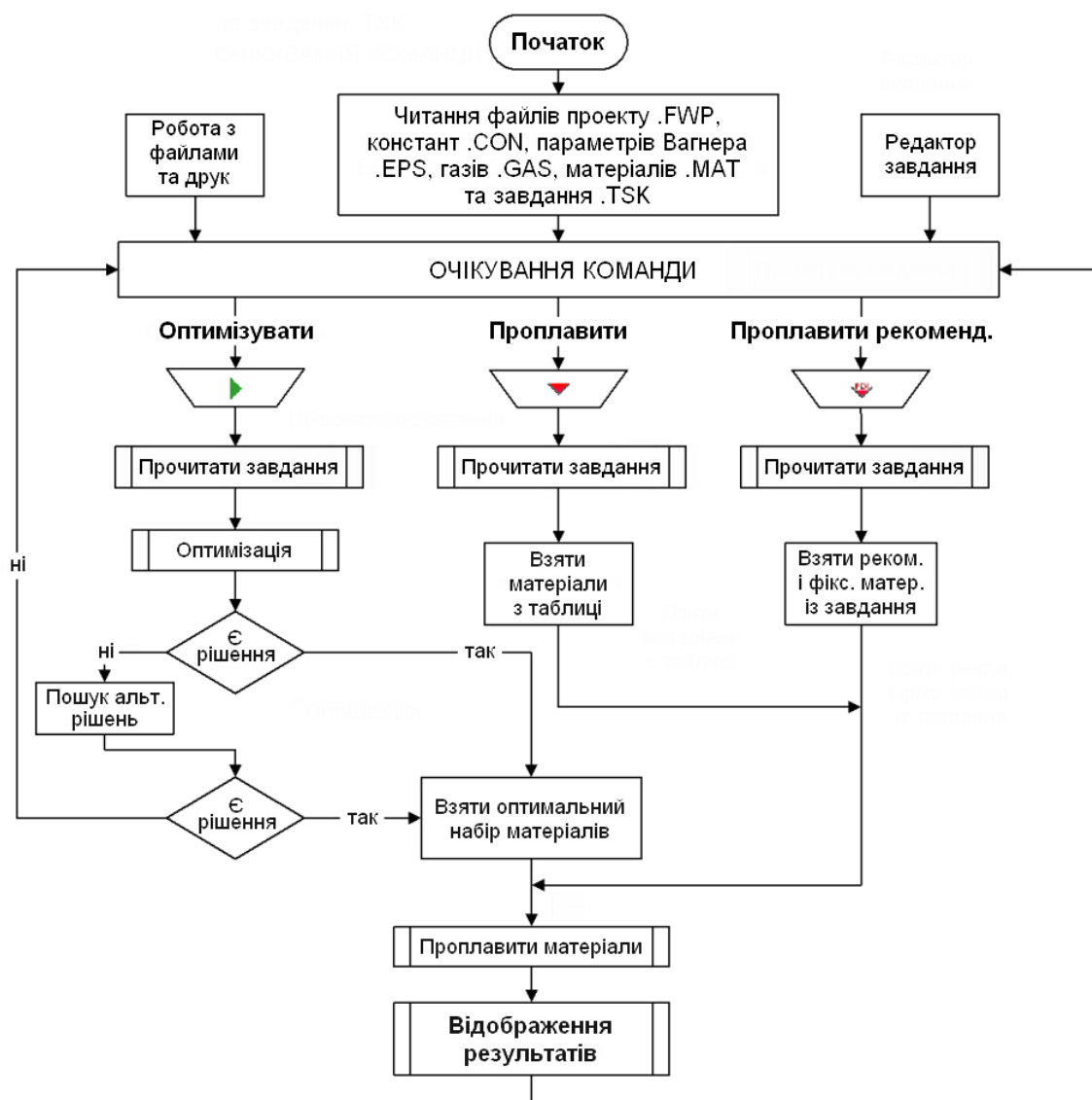


Рисунок 8.1 – Концептуальна блок-схема основних режимів роботи програми «Excalibur»

Всі розрахункові величини мають довірчий інтервал «нижня межа» – «верхня межа». У зворотній задачі додатково розраховуються і відображаються оптимальні маси матеріалів, що забезпечують гарантоване виконання усіх оптимізаційних обмежень, зазначених у завданні на плавку. Розрахунки прямої і зворотної задач проводиться дуже швидко, як правило, протягом 0,01–1 секунд. Завдання кінетики, моделювання плавки в ДСП і пошуку альтернативних рішень в зворотній задачі розраховуються за 0,01–2 хвилини.

Кінцевий підсумок більшості розрахунків відображається на головній формі.

8.2 Інтерфейс користувача програми «Excalibur»

Програма має інтуїтивний дружній інтерфейс користувача (рис. 8.2), що дозволяє студентам ефективно працювати з нею, спираючись на мінімальну теоретичну підготовку в галузі металургії чорних металів та інформатики. Робота з файлами і друк результатів здійснюються за допомогою стандартних кнопок панелі інструментів, сполучень «гарячих клавіш» або шляхом вибору відповідних пунктів меню. Таблиці матеріалів, елементів і газів мають контекстні впливаючі меню, що робить роботу з програмою ще зручніше. Якщо в результаті розрахунку прямої або зворотної задачі вміст якогось елемента в металі або шлаку виходить за межі, визначені у завданні на плавку, то відповідна величина в таблиці елементів маркується червоним кольором.

The screenshot shows the 'Excalibur - Excalibur.FWP' window. The menu bar includes 'Файл', 'Материалы', 'Задание', 'Оптимизация', 'Графики', 'Опции', and 'Справка'. The toolbar contains various icons for file operations and calculation. The main area displays several tables:

Темп. исх., С	N	Материал	Опт	N	Эл	Мет >=	Мет <=	Шлк >=	Шлк <=	Газ >=	Газ <=	N	Газ	P >=	P <=
1625	1	FeMn	1,103	1	Fe	99,53	99,46	6,102	4,685	0,019	0,019	1	CO	0,9434	0,9519
Темп. кон., С	2	SiMn		2	C	0,05	0,061	0	0	41,47	41,66	2	CO2	0,054	0,0452
1614..1615	3	FeSi45		3	Si	0,005	0,007	19,18	20,05	0	0	3	Mg	0,0017	0,002
Давление, ат	4	FeSi65		4	Mn	0,295	0,358	10,01	9,784	0,036	0,043	4	S2	2,9e-4	2,9e-4
1	5	AB-87	0,058	5	Al	0	0	3,99	4,657	0	0	5	Mn	1,9e-4	2,3e-4
Металл, т	6	Коксик	0,1	6	S	0,039	0,04	0,041	0,043	0,079	0,08	6	PO	1,1e-4	9,7e-5
231,5..256,6	7	Карбид Si		7	P	0,013	0,014	0,525	0,367	0,018	0,018	7	Fe	9,8e-5	9,6e-5
Шлак, т	8	Футеровка	0,125	8	Mg	0,0001	0,0001	7,919	8,01	0,145	0,171	8	PS	5,2e-5	5,7e-5
3,01..3,87	9	Известь		9	O	0,068	0,056			58,24	58,01	9	SO	3,9e-5	3,2e-5
Основность ш.	10	Окалина		10	Ca	0	0	52,25	52,43	0	0	10	S	2,5e-5	2,5e-5
3,01..3,14	11	Кислород		11								11	SO2	2,1e-5	1,4e-5
Газ, т	12			12								12	Всего	1,0	1,0
0,275..0,285	13			13								13	Куб.м	2376	2297
Масса ШМ, т	14			14								14			
1,39	15			15								15			
Стоимость ШМ	16			16								16			
2984,82	17			17								17			
	18			18								18			
	19			19								19			
	20			20								20			
	21			21								21			
	22			22								22			
	23			23								23			

Summary table at the bottom:

Снять ограничение	Заданное	Ожидаемое	Стоимость
Min [O]	0,06...0,07	0,068...0,056	2985
Отсутствие SiMn	0	1,309	3590

Footer information: Итераций: 9 | Время счета: 1,027 с | Мц/РТ: 3,02...3,12 | Состав фаз: массовые % | Excalibur.MAT | Тепл. эффект: -92...91 МДж | Newton

Рисунок 8.2 – Загальний вид головної форми програми «Excalibur»

Оскільки в будь-якому режимі роботи «Excalibur» звертається до завдання на плавку, яке по суті є специфікацією як прямої, так зворотної задачі, особливе значення надається редактору завдання на плавку, для якого була створена окрема форма (рис. 8.3). На цій формі користувач за допомогою редагованих таблиць і полів може задати будь-які вихідні дані та оптимізаційні обмеження (односторонні і двосторонні) щодо металу, шлаку і газу, а також всіх доступних і недоступних матеріалів та енергоносіїв. Зокрема, тут можна задати хімічний склад і інтервал мас вихідних металу і шлаку, початкову температуру, температуру навколишнього середовища, необхідний склад металу і шлаку, необхідні маси металу, шлаку і газу, обмеження по кінцевій температурі металу, а також вказати величину теплових втрат в МДж.

N	Материал	Реком	Фикс	Мин т	Макс т	Мин %	Макс%
1	FeMn	1,4					
2	AB-87						
3	Известь		0				
4	Футеровка		0,125				
5	Окалина						
6	SiMn		0				
7	Карбид Si		0				

N	Эл	Мет>=	Мет<=	Проба	Шлк>=	Шлк<=	Проба
1	Fe						28
2	C	0,05	0,11	0,05			
3	Si		0,03				15
4	Mn	0,295	0,5	0,05			3,3
5	S		0,04	0,038			0,11
6	P		0,035	0,008			0,7
7	O	0,06	0,07				
8	Ca						44,2
9	Mg						6,5
10	Al						1,6
11							
12							

Мин / макс М мет.	Изв. нач. М мет.
<input type="text"/> <input type="text"/>	<input type="text"/> 230 - <input type="text"/> 255
Мин / макс М шл.	Изв. нач. М шл.
<input type="text"/> <input type="text"/>	<input type="text"/> 3,5 - <input type="text"/> 4,5
Мин / макс осн-ть	Т-ра окр. среды
<input type="text"/> <input type="text"/>	<input type="text"/>
Мин / макс М газа	Изв. нач. т-ра
<input type="text"/> <input type="text"/> 0,3	<input type="text"/> 1625
Мин / макс т-ра	Qз. МДж
<input type="text"/> <input type="text"/>	<input type="text"/>
<input type="text"/>	Qпот. МДж
<input type="text"/>	<input type="text"/>

Отменить Справка Принять

Рисунок 8.3 – Форма редактора завдання на плавку

Крім того, по кожному матеріалу можна вказати рекомендовані маси, фіксовані (обов'язкові) маси і задати верхній і/або нижній межі використання

даного матеріалу в тоннах і/або відсотках від загальної маси всіх матеріалів.

Редактор завдань допускає введення до 100 різних завдань на плавку, які можуть бути збережені у файлі. У межах форми редактора робота з файлами завдань і окремими завданнями здійснюється за допомогою контекстного меню (рис. 8.4).

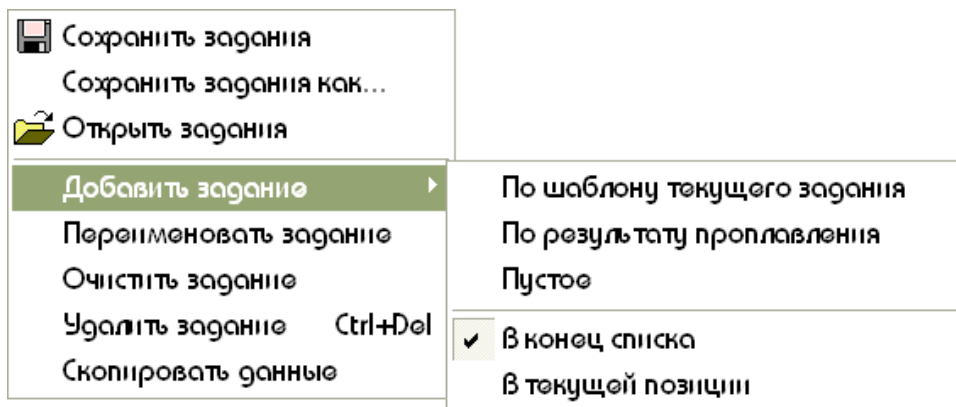


Рисунок 8.4 – Контекстне меню редактора завдання на плавку

На головній формі (рис. 8.2) швидке перемикання між файлами завдань і окремими завданнями здійснюється за допомогою двох випадаючих меню у верхній частині форми.

8.3 Практична робота №1 «Оптимізація розкислення-легування спокійної конструкційної сталі 12ГС»

Варіанти завдань відповідають номеру в списку групи.

1. За допомогою програми «**Excalibur**» оптимізувати розкислення-легування спокійної конструкційної сталі 12ГС (ГОСТ 19281-89) при наступних умовах:

- тиск 100 кПа;
 - дозволені: FeMn, SiMn, FeSi65, АВ-87, коксик, карбід Si, вапно, електроенергія;
 - температура навколишнього середовища $t_{\text{навк}} = 30$ – номер варіанта, °С;
 - вихідна температура металу 1620 + номер варіанта, °С.
- а) + без обмеження за мінімальною кінцевою температурою;
б) + мінімальна кінцева температура 1605 + номер варіанта, °С;
в) + відсутність карбиду Si;
г) + відсутність електроенергії;
д) + відсутність FeMn;
е) + основність шлаку не менше 1,8;
ж) + максимальна маса шлаку не більше 2,4 т;

2. Для кожного з пунктів (а–ж) завдання 1 зафіксувати й занести в звіт наступні дані:

- а) набір використаних матеріалів та їх маси в т, загальна маса в т;
б) кінцева температура, °С;
в) загальні маси металу, шлаку і газу, т;
г) основність шлаку;
д) склад металу в масових %;
е) склад шлаку в масових % оксидів;
ж) загальна вартість розкислення-легування в умовних одиницях.

3. Перед початком виконання роботи перевірити Опції:

Модель металу – Модифікована KE
Модель шлаку – Модифікована KE + Nu/Eps
Розрахунок кінцевої температури – точний
Точний склад кінцевої проби металу – вкл.
Автоматично оцінювати [O] на випуску – вкл.

4. Рекомендована форма для занесення даних в звіт:

Звіт по практичній роботі №1 по курсу ФХПРМ, варіант _____

студента(ки) гр. _____ (ПІБ)

Матеріали	Оптимальні маси матеріалів (т) по варіантам						
	а	б	в	г	д	е	ж
FeMn					–	–	–
SiMn							
FeSi65							
AB-87							
Коксик							
Карбід Si			–	–	–	–	–
Вапно							
Е/е МВт*год				–	–	–	–
Заг. маса, т							
Вартість лег., у. о.							
Склад металу, мас. %							
[C]							
[Si]							
[Mn]							
[S]							
[P]							
[O]							
Маса металу, т							
Склад шлаку, мас. %							
(FeO)							
(SiO ₂)							
(MnO)							
(Al ₂ O ₃)							
(CaO)							
(MgO)							
(S)							
(P ₂ O ₅)							
Маса шлаку, т							
Основність шлаку							
Температура, °С							

8.4 Практична робота №2 «Оптимізація розкислення напівспокійної конструкційної сталі 3пс»

Варіанти завдань відповідають номеру в списку групи.

1. За допомогою програми «Excalibur» оптимізувати розкислення напівспокійної конструкційної сталі 3пс (ГОСТ 380-2005) при наступних умовах:

- тиск 150 кПа;
- маса газу, що утворюється, від 0 до 0,15 т;
- дозволені: FeMn, SiMn, FeSi65, АВ-87, коксик, карбід Si, електроенергія;
- температура навколишнього середовища $t_{\text{навк}} = 30$ – номер варіанта, °С;
- вихідна температура металу 1620 + номер варіанта, °С.

- а) + без обмеження за мінімальною кінцевою температурою;
- б) + мінімальна кінцева температура 1605 + номер варіанта, °С;
- в) + відсутність карбіду Si;
- г) + відсутність електроенергії;
- д) + відсутність FeMn;
- е) + основність шлаку не менше 2 + дозволити вапно;
- ж) + вміст марганцю в пробі вихідного металу 0,10 %;

2. Для кожного з пунктів (а–ж) завдання 1 зафіксувати й занести в звіт наступні дані:

- а) набір використаних матеріалів та їх маси в т, загальна маса в т;
- б) кінцева температура, °С;
- в) загальні маси металу, шлаку і газу, т;
- г) основність шлаку;
- д) склад металу в масових %;
- е) склад шлаку в масових % оксидів;
- ж) загальна вартість розкислення в умовних одиницях.

3. Перед початком виконання роботи перевірити Опції:

Модель металу – Модифікована KE

Модель шлаку – Модифікована KE + Nu/Eps

Розрахунок кінцевої температури – точний

Точний склад кінцевої проби металу – вкл.

Автоматично оцінювати [O] на випуску – вкл.

4. Рекомендована форма для занесення даних в звіт:

Звіт по практичній роботі №2 по курсу ФХПРМ, варіант _____

студента(ки) гр. _____ (ПІБ)

Матеріали	Оптимальні маси матеріалів (т) по варіантам						
	а	б	в	г	д	е	ж
FeMn					–	–	–
SiMn							
FeSi65							
AB-87							
Коксик							
Карбід Si			–	–	–	–	–
Вапно							
Е/е МВт*год				–	–	–	–
Заг. маса, т							
Вартість лег., у. о.							
Склад металу, мас. %							
[C]							
[Si]							
[Mn]							
[S]							
[P]							
[O]							
Маса металу, т							
Склад шлаку, мас. %							
(FeO)							
(SiO ₂)							
(MnO)							
(Al ₂ O ₃)							
(CaO)							
(MgO)							
(S)							
(P ₂ O ₅)							
Маса шлаку, т							
Основність шлаку							
Маса газу, т							
Т-ра, °С							

8.5 Практична робота №3 «Оптимізація розкислення киплячої конструкційної сталі 08кп»

Варіанти завдань відповідають номеру в списку групи.

1. За допомогою програми «Excalibur» оптимізувати розкислення киплячої конструкційної сталі 08кп (ГОСТ 1050-88) при наступних умовах:

- тиск 150 кПа;
- дозволені: FeMn (до 1,5т), SiMn, АВ-87 (до 0,1т), коксик (до 0,1т), вапно, електроенергія (до 1 МВт*год);
- температура навколишнього середовища $t_{\text{навк}} = 30$ – номер варіанта, °С;
- вихідна температура металу 1620 + номер варіанта, °С.

- а) + без обмеження за мінімальною кінцевою температурою;
- б) + мінімальна кінцева температура 1605 + номер варіанта, °С;
- в) + відсутність електроенергії;
- г) + відсутність АВ-87;
- д) + вміст марганцю в пробі вихідного металу 0,10 %;
- е) + основність шлаку не менше 3,5;
- ж) + відома початкова маса шлаку 3–4 т.

2. Для кожного з пунктів (а–ж) завдання 1 зафіксувати й занести в звіт наступні дані:

- а) набір використаних матеріалів та їх маси в т, загальна маса в т;
- б) кінцева температура, °С;
- в) загальні маси металу, шлаку і газу, т;
- г) основність шлаку;
- д) склад металу в масових %;
- е) склад шлаку в масових % оксидів;
- ж) загальна вартість розкислення в умовних одиницях.

3. Перед початком виконання роботи перевірити Опції:

Модель металу – Модифікована КЕ
Модель шлаку – Модифікована КЕ + Nu/Eps
Розрахунок кінцевої температури – точний
Точний склад кінцевої проби металу – вкл.
Автоматично оцінювати [O] на випуску – вкл.

4. Рекомендована форма для занесення даних в звіт:

Звіт по практичній роботі №3 по курсу ФХПРМ, варіант _____

студента(ки) гр. _____ (ПІБ)

Матеріали	Оптимальні маси матеріалів (т) по варіантам						
	а	б	в	г	д	е	ж
FeMn							
SiMn							
AB-87				–	–	–	–
Коксик							
Вапно							
Е/е МВт*год			–	–	–	–	–
Заг. маса, т							
Вартість лег., у. о.							
Склад металу, мас. %							
[C]							
[Si]							
[Mn]							
[S]							
[P]							
[O]							
Маса металу, т							
Склад шлаку, мас. %							
(FeO)							
(SiO ₂)							
(MnO)							
(Al ₂ O ₃)							
(CaO)							
(MgO)							
(S)							
(P ₂ O ₅)							
Маса шлаку, т							
Основність шлаку							
Маса газу, т							
Об'єм газу, куб. м							
Температура, °С							

8.6 Практична робота №4 «Оптимізація розкислення-легування конструкційної сталі 14ХГС»

Варіанти завдань відповідають номеру в списку групи.

1. За допомогою програми «Excalibur» оптимізувати розкислення-легування сталі 14ХГС при наступних умовах:

- тиск 100 кПа;
- дозволені: FeMn (до 1,5т), SiMn, FeSi65, ФХ100Б, ФХ800Б, ФСХ33, коксик (до 0,1т), карбід Si, електроенергія (до 1 МВт*год);
- температура навколишнього середовища $t_{\text{навк}} = 30$ – номер варіанта, °С;
- вихідна температура металу 1620 + номер варіанта, °С.

а) + мінімальна кінцева температура 1605 + номер варіанта, °С;

б) + відсутність ФСХ33;

в) + відсутність ФХ800Б;

г) + відсутність FeMn;

д) + вміст хрому і марганцю в пробі вихідного металу по $(0,01 * \text{номер варіанта})$, %;

е) + відсутність карбіда Si;

ж) + відома початкова маса шлаку 1–2 т.

2. Для кожного з пунктів (а–ж) завдання 1 зафіксувати й занести в звіт наступні дані:

а) набір використаних матеріалів та їх маси в т, загальна маса в т;

б) кінцева температура, °С;

в) загальні маси металу, шлаку і газу, т;

г) основність шлаку;

д) склад металу в масових %;

е) склад шлаку в масових % оксидів;

ж) загальна вартість розкислення-легування в умовних одиницях.

3. Перед початком виконання роботи перевірити Опції:

Модель металу – Модифікована KE

Модель шлаку – Модифікована KE + Nu/Eps

Розрахунок кінцевої температури – точний

Точний склад кінцевої проби металу – вкл.

Автоматично оцінювати [O] на випуску – вкл.

4. Рекомендована форма для занесення даних в звіт:

Звіт по практичній роботі №4 по курсу ФХППРМ, варіант _____

студента(ки) гр. _____ (ПІБ)

Матеріали	Оптимальні маси матеріалів (т) по варіантам						
	а	б	в	г	д	е	ж
FeMn				–	–	–	–
SiMn							
FeS65							
ФХ100Б							
ФХ800Б			–	–	–	–	–
ФСХ33		–	–	–	–	–	–
Коксик							
Карбід Si						–	–
Е/е МВт*год							
Заг. маса, т							
Вартість лег., у. о.							
Склад металу, мас. %							
[C]							
[Si]							
[Mn]							
[Cr]							
[S]							
[P]							
[O]							
Маса металу, т							
Склад шлаку, мас. %							
(FeO)							
(SiO ₂)							
(MnO)							
(Al ₂ O ₃)							
(CaO)							
(MgO)							
(S)							
(P ₂ O ₅)							
Маса шлаку, т							
Осн. шлаку							
Т-ра, °С							

8.7 Практична робота №5-6 «Фізико-хімічні процеси при вакуумуванні сталі»

Варіанти завдань відповідають номеру в списку групи.

1. За допомогою програми «**Excalibur**» оцінити вплив обробки вакуумом на хімічний склад сталі, шлаку та газової фази при наступних умовах:

- в якості досліджуваної сталі взяти сталь 12ГС (ГОСТ 19281-89);
- вихідний тиск 100 кПа;
- дозволені: FeMn, SiMn, FeSi65, коксик, карбід Si, вапно, електроенергія (до 5 МВт*год);
- температура навколишнього середовища $t_{\text{навк}} = 30$ – номер варіанта, °С;
- вихідна температура металу 1620 + номер варіанта, °С;
- мінімальна кінцева температура 1615 + номер варіанта, °С.

а) оптимізувати легування сталі 12ГС при вихідному тиску 1 атм;

б) + знизити тиск до 50 кПа (відредагувати поле «Тиск» на головній формі програми і натиснути <Enter>);

в, г, д, е, ж) + знизити тиск до 10; 5; 1; 0,5; 0,1 кПа;

2. Для кожного з пунктів (а–ж) завдання 1 зафіксувати й занести в звіт наступні дані:

а) набір використаних матеріалів та їх маси в т;

б) склад металу і газу в масових %, склад шлаку в масових % оксидів;

в) склад металу, шлаку і газу в кг;

г) загальні маси металу, шлаку і газу, т;

д) кінцева температура, °С.

3. В координатах $\ln(P) - X$, $\ln(C, O, Mn, \%)$ – побудувати залежності процентного (% по масі) складу фази від P : а) металу; б) шлаку; в) газу.

4. В координатах $\ln(P) - X$, $\ln(C, O, Mn, \text{кг}) - Y$ побудувати залежності масового (в кг) складу фази від тиску: а) металу; б) шлаку; в) газу.

5. В координатах $\ln(P) - X$, $t \text{ } ^\circ\text{C} - Y$ побудувати залежність кінцевої температури від тиску.

6. Дати пояснення побудованим графікам.

7. Перед початком виконання роботи перевірити Опції:

Модель металу – Модифікована KE, Модель шлаку – Модифікована KE + Nu/Eps, Розрахунок кінцевої температури – точний, Точний склад кінцевої проби металу – вкл., Автоматично оцінювати [O] на випуску – вкл.

Звіт по практичній роботі № 5-6 по курсу ФХПРМ, варіант _____

студента(ки) гр. _____ (ПІБ)

	Завдання						
	а	б	в	г	д	е	ж
Р, кПа	100	50	10	5	1	0,5	0,1
Матеріали (оптим. при 100 кПа)	FeMn	SiMn	FeS65	Коксик	Карбід Si	Вапно	Е/е МВт*год
Склад металу, мас. % / кг							
[C]							
[Si]							
[Mn]							
[S]							
[P]							
[O]							
Маса металу, т							
Склад шлаку, мас. % / кг							
(FeO)							
(SiO ₂)							
(MnO)							
(Al ₂ O ₃)							
(CaO)							
(MgO)							
(S)							
(P ₂ O ₅)							
Маса шлаку, т							
Склад газової фази, мас. % / кг							
{Fe}							
{C}							
{Mn}							
{Mg}							
{O}							
Маса газу, т							
Т-ра, °С							

8.8 Практична робота №7 «Оптимізація розкислення-легування та десульфурація конструкційної сталі 09Г2С»

Варіанти завдань відповідають номеру в списку групи.

1. За допомогою програми «Excalibur» оптимізувати розкислення-легування і провести моделювання десульфурації сталі 09Г2С до максимального рівня вмісту сірки 0,035 % при наступних умовах:

- тиск 150 кПа;
- дозволені: FeMn, SiMn, FeSi45, FeSi65, АВ-87 (до 0,5т), карбід Si, вапно (до 2т), електроенергія (до 2 МВт*год);
- температура навколишнього середовища $t_{\text{навк}} = 30$ – номер варіанта, °С;
- вихідна температура металу 1620 + номер варіанта, °С.

а) + мінімальна кінцева температура 1600 + номер варіанта, °С;

б) + відсутність FeMn;

в) + відсутність FeSi65;

г) + відсутність карбіда Si;

д) + максимально допустиму кількість АВ-87 зменшити до 0,4т;

е) + максимально допустиму кількість вапна зменшити до 1,5т;

ж) + відома початкова маса шлаку 1–2 т.

2. Для кожного з пунктів (а-ж) завдання 1 зафіксувати й занести в звіт наступні дані:

а) набір використаних матеріалів та їх маси в т, загальна маса в т;

б) кінцева температура, °С;

в) загальні маси металу, шлаку і газу, т;

г) основність шлаку;

д) склад металу в масових %;

е) склад шлаку в масових % оксидів;

ж) загальна вартість розкислення-легування в умовних одиницях.

3. Перед початком виконання роботи перевірити Опції:

Модель металу – Модифікована KE

Модель шлаку – Модифікована KE + Nu/Eps

Розрахунок кінцевої температури – точний

Точний склад кінцевої проби металу – вкл.

Автоматично оцінювати [O] на випуску – вкл.

4. Рекомендована форма для занесення даних в звіт:

Звіт по практичній роботі №7 по курсу ФХПРМ, варіант _____

студента(ки) гр. _____ (ПІБ)

Матеріали	Оптимальні маси матеріалів (т) по варіантам						
	а	б	в	г	д	е	ж
FeMn		–	–	–	–	–	–
SiMn							
FeSi45							
FeSi65			–	–	–	–	–
AB-87							
Карбід Si				–	–	–	–
Вапно							
Е/е МВт*год							
Заг. маса, т							
Вартість лег., у. о.							
Склад металу, мас. %							
[C]							
[Si]							
[Mn]							
[S]							
[P]							
[O]							
Маса металу, т							
Склад шлаку, мас. %							
(FeO)							
(SiO ₂)							
(MnO)							
(Al ₂ O ₃)							
(CaO)							
(MgO)							
(S)							
(P ₂ O ₅)							
Маса шлаку, т							
Основність шлаку							
Температура, °С							

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

Використана література

1. **Поволоцкий, Д. Я.** Внепечная обработка стали [Текст] / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, А. Ф. Вишкарёв. – М. : МИСИС, 1995. – 256 с. – Библиогр.: с. 255. – 1000 экз. – ISBN 5-87623-007-3.
2. **Ойкс, Г. Н.** Производство стали. Основы теории и технологии [Текст] / Г. Н. Ойкс. – М. : Metallurgiya, 1974. – 440 с. – Библиогр.: с. 439. – 7000 экз.
3. **Голубцов, В. А.** Теория и практика введения добавок в сталь вне печи [Текст] / В. А. Голубцов. – Челябинск, 2006. – 423 с. – Библиогр.: с. 367–422. – 300 экз.
4. **Кудрин, В. А.** Metallurgiya стали [Текст] / В. А. Кудрин. – М. : Metallurgiya, 1989. – 560 с. – Библиогр.: с. 555. – 7450 экз. – ISBN 5-229-00234-4.
5. **Зборщик, А. М.** Физико-химические процессы внеагрегатного рафинирования металла [Текст] / А. М. Зборщик. – Донецк : ДонНТУ, 2001. – 154 с. – Библиогр.: с. 149. – 150 экз. – ISBN 966-7559-56-4.
6. **Бигеев, А. М.** Metallurgiya стали. Теория и технология плавки стали [Текст] / А. М. Бигеев, В. А. Бигеев. – Магнитогорск : МГТУ, 2000. – 544 с. – Библиогр.: с. 531. – 2000 экз. – ISBN 5-7114-0179-3.
7. **Явойский, В. И.** Metallurgiya стали [Текст] / В. И. Явойский, Ю. В. Кряковский, В. П. Григорьев и др. – М. : Metallurgiya, 1983. – 584 с. – Библиогр.: с. 579. – 11400 экз.
8. **Поволоцкий, Д. Я.** Раскисление стали [Текст] / Д. Я. Поволоцкий. – М. : Metallurgiya, 1972. – 208 с. – Библиогр.: с. 199–207. – 3100 экз.
9. **Голубцов, В. А.** Модифицирование стальных слитков и отливок [Текст] / В. А. Голубцов, В. В. Лунёв. – Челябинск–Запорожье : ЗНТУ, 2009. – 356 с. – Библиогр.: с. 312–343. – 150 экз. – ISBN 978-611-529-003-1.
10. **Величко, А. Г.** Перемешивание и дегазация металла газом при внепечной обработке стали [Текст] / А. Г. Величко. – Днепропетровск : ДметИ, 1993. – 64 с. – Библиогр.: с. 61–62. – 100 экз.
11. **Кнюппель, Г.** Раскисление и вакуумная обработка стали. Часть I. Термодинамические и кинетические закономерности [Текст] / Г. Кнюппель. – М. : Metallurgiya, 1973. – 312 с. – Библиогр.: с. 305–311. – 2200 экз.
12. **Эллиот, Д. Ф.** Термохимия сталеплавильных процессов [Текст] / Д. Ф. Эллиот, М. Глейзер, В. Рамакришна. – М. : Metallurgiya, 1969. – 252 с. – Библиогр.: с. 247–252. – 3200 экз.
13. **Кнюппель, Г.** Раскисление и вакуумная обработка стали. Часть II. Основы и технология ковшевой металлургии. [Текст] / Г. Кнюппель. – М. : Metallurgiya, 1984. – 414 с. – Библиогр.: с. 389–410. – 2060 экз.

14. **Новик, Л. М.** Внепечная вакуумная металлургия стали [Текст] / Л. М. Новик // М. : Наука, 1986. – 190 с. – Библиогр.: с. 182–188. – 1400 экз.
15. **Кудрин, В. А.** Внепечная обработка чугуна и стали [Текст] / В. А. Кудрин. – М. : Металлургия, 1992. – 336 с. – Библиогр.: в конце глав. – ISBN 5-229-00714-1. – 250 экз.
16. **Морозов, А. Н.** Внепечное вакуумирование стали [Текст] / А. Н. Морозов, М. М. Стрекаловский и др. // М. : Металлургия, 1975. – 288 с. – Библиогр.: с. 279–285. – 1900 экз.
17. **Харченко, А. В.** Возможности и перспективы использования программы «Excalibur» в учебном процессе [Текст] / А. В. Харченко, Н. В. Личконенко, Ю. В. Мосейко и др. // Сб. наукових праць ЗДІА. Металургія. – Вип 1(29), 2013. – с. 169–175.
18. **Пономаренко, А. Г.** Вопросы термодинамики фаз переменного состава, имеющих коллективную электронную систему [Текст] / А. Г. Пономаренко // Журнал физической химии. – 1974. – Т. 48, № 7. – с. 1668–1674; № 8. – с. 1950–1958.
19. **Харченко, А. В.** Экспериментальные основания термодинамической модели коллективизированных электронов [Текст] / А. В. Харченко, А. Г. Пономаренко // Сб. научн. трудов Донецк. нац. техн. университета. – Серия: Металлургия. – 2003. – Вып. 66. – с. 17–24.
20. **Харченко, А. В.** Термодинамическая модель многокомпонентной конденсированной фазы [Текст] / А. В. Харченко, А. Г. Пономаренко, Е. Л. Корзун // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2004. – №8. – с. 135–139.
21. **Харченко, А. В.** Термодинамическое моделирование системы «металл-шлак-газ» с учетом энтальпийного теплового баланса [Текст] / А. В. Харченко // Металл и литье Украины. – 2005. – № 6. – с. 13–17.
22. **Харченко, А. В.** О кинетике межфазного массопереноса в металлургических агрегатах [Текст] / А. В. Харченко, А. Г. Пономаренко // Металл и литье Украины. – 2002. – № 12. – с. 41–42.
23. **Харченко, А. В.** Оптимизация внепечной обработки и легирования стали на основе решения обратной задачи термодинамического анализа [Текст] / А. В. Харченко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2004. – № 8 (228). – с. 115–120.
24. **Харченко, А. В.** Дифференциальные коэффициенты усвоения в компьютерных системах управления плавкой и внепечной обработкой стали [Текст] / А. В. Харченко, А. Г. Пономаренко, С. В. Довгонюк // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2002. – № 10 (215). – с. 131–137.

25. **Харченко, А. В.** Разработка информационно–технологической системы «Форвард» для управления металлургическими процессами в реальном масштабе времени [Текст] / А. В. Харченко, А. Г. Пономаренко, С. А. Храпко, Е. Н. Иноземцева // Известия вузов. Черная металлургия. – 1991. – № 12. – с. 89–91.
26. **Храпко, С. А.** Термодинамическая модель системы «металл-шлак-газ» и интегрированная система «Оракул»: использование для прогнозных расчетов и управления в составе АСУТП и разработки сталеплавильных процессов [Текст] / С. А. Храпко, Е. Н. Иноземцева, А. В. Харченко // Тез. докл. Всесоюз. конф. «Моделирование физико-химических систем и технологических процессов в металлургии». – Новокузнецк. – 1991. – с. 222–223.
27. **Синяков, Р. В.** Промышленное освоение системы управления внепечной обработкой стали (печь-ковш-вакууматор) ГИББС® на БМЗ [Текст] / Р. В. Синяков, М. П. Гуляев, А. В. Харченко и др. // Металл и литье Украины. – 2005. – № 3–4. – с. 98–100.

Рекомендована література

1. **Поволоцкий, Д. Я.** Внепечная обработка стали [Текст] / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, А. Ф. Вишкарев. – М. : МИСИС, 1995. – 256 с. – Библиогр.: с. 255. – 1000 экз. – ISBN 5-87623-007-3.
2. **Кудрин, В. А.** Металлургия стали [Текст] / В. А. Кудрин. – М. : Металлургия, 1989. – 560 с. – Библиогр.: с. 555. – 7450 экз. – ISBN 5-229-00234-4.
3. **Бигеев, А. М.** Металлургия стали. Теория и технология плавки стали [Текст] / А. М. Бигеев, В. А. Бигеев. – Магнитогорск : МГТУ, 2000. – 544 с. – Библиогр.: с. 531. – 2000 экз. – ISBN 5-7114-0179-3.
4. **Явойский, В. И.** Металлургия стали [Текст] / В. И. Явойский, Ю. В. Кряковский, В. П. Григорьев и др. – М. : Металлургия, 1983. – 584 с. – Библиогр.: с. 579. – 11400 экз.
5. **Эллиот, Д. Ф.** Термохимия сталеплавильных процессов [Текст] / Д. Ф. Эллиот, М. Глейзер, В. Рамакришна. – М. : Металлургия, 1969. – 252 с. – Библиогр.: с. 247–252. – 3200 экз.
6. **Голубцов, В. А.** Теория и практика введения добавок в сталь вне печи [Текст] / В. А. Голубцов. – Челябинск, 2006. – 423 с. – Библиогр.: с. 367–422. – 300 экз.
7. **Чуйко, Н. М.** Внепечные способы улучшения качества стали. [Текст] / Н. М. Чуйко, А. Т. Перевязко, Р. Е. Даничек и др. – Киев : Техніка, 1978. – 128 с. – Библиогр.: с. 123–127. – 450 экз.
8. **Поволоцкий, Д. Я.** Раскисление стали [Текст] / Д. Я. Поволоцкий. – М. : Металлургия, 1972. – 208 с. – Библиогр.: с. 199–207. – 3100 экз.

9. **Кнюппель, Г.** Раскисление и вакуумная обработка стали. Часть I. Термодинамические и кинетические закономерности [Текст] / Г. Кнюппель. – М. : Metallurgiya, 1973. – 312 с. – Библиогр.: с. 305–311. – 2200 экз.
10. **Кнюппель, Г.** Раскисление и вакуумная обработка стали. Часть II. Основы и технология ковшевой металлургии. [Текст] / Г. Кнюппель. – М. : Metallurgiya, 1984. – 414 с. – Библиогр.: с. 389–410. – 2060 экз.
11. **Вихлевщук, В. А.** Ковшевая доводка стали. [Текст] / В. А. Вихлевщук, В. С. Харахулах, С. С. Бродский. – Днепропетровск : Системные технологии, 2000. – 190 с. – Библиогр.: с. 171–187. – 300 экз. – ISBN 966-7316-37-8.
12. **Харченко, А. В.** Возможности и перспективы использования программы «Excalibur» в учебном процессе [Текст] / А. В. Харченко, Н. В. Личконенко, Ю. В. Мосейко и др. // Сб. научных праць ЗДІА. Металургія. – Вип 1(29), 2013. – с. 169–175.

Методичне видання

С. А. Воденніков

д.т.н., професор

О. В. Харченко

к.т.н., доцент

Н. В. Лічконенко

ст. викладач

Г. А. Громак

ст. викладач

ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ПРОЦЕСИ ПОЗААГРЕГАТНОГО РАФІНУВАННЯ МЕТАЛУ

Навчальний посібник

для студентів ЗДІА

спеціальності 6.050401 «Металургія чорних металів»

денної та заочної форм навчання

Підписано до друку ---.---.2015р. Формат 60x84 1/32. Папір офсетний.

Умовн. друк. арк. 6,0. Наклад 3 прим.

Внутрішній договір № ---/15

Запорізька державна інженерна академія
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру суб'єктів
видавничої справи ДК № 2958 від 03.09.2007 р.

Віддруковано друкарнею
Запорізької державної інженерної академії
з оригінал-макету авторів

69006, м. Запоріжжя, пр. Леніна, 226
ЗДІА