

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНА МЕТАЛУРГІЙНА АКАДЕМІЯ УКРАЇНИ**

**РОБОЧА ПРОГРАМА,
методичні вказівки та індивідуальні завдання до вивчення
дисципліни «Сучасні технології виробництва сталі» для студентів
спеціальності 015 – Професійна освіта (металургія) (магістерський
рівень)**

Друкується за Планом видань навчальної та методичної літератури,
затвердженим Вченою радою НМетАУ
Протокол № __ від __.__.20__ р.

Дніпро НМетАУ 2019

УДК 669.18

Робоча програма, методичні вказівки та індивідуальні завдання до вивчення дисципліни «Сучасні технології виробництва сталі» для студентів спеціальності 015 – Професійна освіта (металургія) (магістерський рівень) / Укл.: В.С. Мамешин, Є.В. Синегін, Л.С. Молчанов, С.В. Журавльова. – Дніпропетровськ: НМетАУ, 2019. – 55 с.

Викладено робочу програму дисципліни «Сучасні технології виробництва сталі», наведено рекомендації до самостійної роботи студентів при вивченні дисципліни та методичні вказівки для виконання лабораторних робіт.

Призначені для студентів спеціальності 015 – професійна освіта (металургія) (магістерський рівень) заочної форми навчання.

Укладачі: В.С. Мамешин, канд. техн. наук, доц.
Є.В. Синегін, канд. техн. наук, доцент
Л.С. Молчанов, канд. техн. наук, доцент
С.В. Журавльова, канд. техн. наук, доцент

Відповідальний за випуск К.Г. Нізяєв, д-р техн. наук, проф.

Рецензент М.В. Ягольник, канд. техн. наук, доц. (НМетАУ)

Підписано до друку _____. Формат 60×84 1/16. Папір друк. Друк плоский.
Облік.-вид. арк. 1,47. Умов. друк. арк. 1,45. Замовлення № ____.

Національна металургійна академія України
49600, м. Дніпро, пр. Гагаріна, 4

Редакційно-видавничий відділ НМетАУ

1. МЕТА І ЗАВДАННЯ ВИВЧЕННЯ ДИСЦИПЛІНИ

1.1. Мета вивчення дисципліни

Засвоєння знань та придбання навичок в питаннях структури сталеплавильного виробництва, основ теорії та сучасної технології виробництва сталі.

1.2. Завдання вивчення дисципліни

Внаслідок вивчення дисципліни студенти повинні:

знати:

- сучасний стан та структуру сталеплавильного виробництва;
- класифікацію та маркування сталі;
- загальну фізико-хімічну характеристику сталеплавильних процесів та основні реакції у сталеплавильних ваннах;
- шихтові матеріали, які використовуються при виробництві сталі в кисневих конверторах і вимоги до них;
- улаштування обладнання, яке використовується для виплавки, позаагрегатної обробки та розливки сталі;
- основи сучасної технології виплавки сталі в кисневих конверторах, позаагрегатної обробки та розливки металу;
- шляхи та методи захисту довкілля від дій сталеплавильного виробництва.

вміти:

- написати та розшифрувати марки сталі;
- написати реакції сталеплавильного виробництва;
- оцінити придатність матеріалів для використання при виплавки сталі у кисневих конверторах, розкислені, поза агрегатною обробки та розливки сталі;
- навести схему основного технологічного обладнання, яке використовується у сталеплавильному виробництві;
- визначити тривалість, послідовність та призначення окремих технологічних параметрів при використанні конкретного технологічного процесу сталеплавильного виробництва;
- навести схему структури та дати оцінку якості безперервнолитих заготовок.

2. РОБОЧА ПРОГРАМА ДИСЦИПЛІНИ, ТЕМИ ТА ЇХ ЗМІСТ

2.1. Робоча програма дисципліни

Розподіл навчальних годин

	Усього	Семестр
		1
Усього годин за навчальним планом, у тому числі:	120	120
Аудиторні заняття, з них:	16	16
- лекції	12	12
- лабораторні роботи	4	4
- практичні заняття	0	0
- семінарські заняття	0	0
Самостійна робота, зокрема при:	104	104
Заходи семестрового контролю		екз.

2.2. Назви тем та їх зміст

2.2.1. Сучасний стан і структура сталеплавильного виробництва в Україні і світі

Місце України на світовому ринку виробництва сталі. Структура сталеплавильного виробництва України. Основні перспективи модернізації вітчизняних сталеплавильних підприємств.

2.2.2. Киснево-конвертерні процеси з підвищеної витратою брухту

Продувка з допалюванням CO до CO₂ в порожнині конвертера. Підігрів металобрухту. Використання палива при продувці. Застосування карбідів кальцію та кремнію в киснево-конвертерному процесі. Використання вугілля в конвертерному процесі. Використання відходів виробництва чорних і кольорових металів.

2.2.3. Процеси комбінованого дуття

Варіанти киснево-конвертерних процесів з комбінованим підведенням дуття.

2.2.4. Особливості переробки чавуну з різним хімічним складом

Переробка фосфористих чавунів. Кал-До процес. Роторний процес. Продувка високомарганцовистих чавунів. Продувка ванадієвих чавунів. Продувка хромовмісних чавунів.

2.2.5. Позадоменна десульфурація чавуну

Теорія позадоменної десульфурації чавуну. Обробка чавуну магнієм. Позадоменна обробка чавуну матеріалами, що містять кальцій. Обробка содою. Устаткування і показники десульфурації чавуну.

2.2.6. Позадоменна дефосфорація чавуну

Теорія позадоменної дефосфорації чавуну. Реагенти, технології та режими позаагрегатної дефосфорації чавуну. Обладнання для позаагрегатної дефосфорації чавуну.

2.2.7. Задачі і принципи позаагрегатної десиліконізації чавуну

Задачі обробки і переваги використання знекремленого чавуну в конвертерній плавці. Теорія десиліконізації чавуну.

2.2.8. Прості методи позапічної обробки сталі

Сталерозливальний ківш, вимоги до експлуатації, футерівки. Засоби підвищення стійкості футерівки ковша. Випуск металу зі сталеплавильного агрегату. Гідродинаміка при випуску. Засоби для відсікання і виявлення пічного шлаку. Продувка металу в ковші нейтральним газом. Кисень в сталі і його вплив на якість готової металопродукції. Теоретичні основи розкислення сталі. Засоби розкислення. Загальна схема осаджуючого розкислення. Розкислення вуглецем, марганцем, алюмінієм, кальцієм та іншими елементами. Неметалеві включення в сталі. Методи вводу матеріалів при позапічній обробці сталі. Неметалеві включення. "Первинні" і "вторинні" включення. Зародження і зростання включень. Їх виводження з сталі. Феросплави, їх застосування, склад. Навуглецювання металу. Легування і розкислення при вводі феросплавів на струм металу при випуску. Засоби вводу алюмінію, в т.ч. алюмінієвого дроту, інші засоби. Засоби вводу кальцію в ківш. Дуттєві пристрої. Гідродинаміка потоків в ковші при продувці та ефективність перемішування. Результати обробки металу при продувці нейтральним газом. Технології, що базуються на продувці нейтральним газом (CAS і SAB процеси тощо), схеми установок.

2.2.9. Обробка сталі на установці "ківш-піч"

Застосування установок "ківш-піч" – "LF". Конструкції, принципи роботи. Технології рафінування сталі на установці "LF". Результати обробки. Обробка сталі порошкоподібними матеріалами ("TN"-процес). Обробка сталі порошковим дротом. Порівняння і аналіз засобів вводу розкислювачів, шлакоутворюючих та легуючих домішок. Домішки кольорових металів, їх накопичення в сталі. Засоби зменшення вмісту кольорових металів в сталі: фільтрація, випарювання під вакуумом та інші.

2.2.10. Обробка сталі при зниженому тиску

Теоретичні основи. Устаткування для утворення вакууму. Способи вакуумної обробки, основні завдання. Вакуумування сталі в ковші, установленому в вакуумній камері (VD-технологія). Вакуумування сталі в вакуумному ковші. Вакуумування сталі в ковші з додатковим підігрівом (VAD-технологія). Вакуумування сталі в струмені, в т.ч. при переливанні з ковша в ківш, при випуску, при відливанні зливків, потокове вакуумування. Порційне вакуумування, процес DH. Циркуляційне вакуумування, процес RH. Вакуумування в сталеплавильному агрегаті. Конструкції установок вакуумування, принципи їх роботи, технології обробки та результати обробки і техніко-економічні показники. Екологічні аспекти.

2.2.11. Обладнання і технологія розливання сталі на сучасних МБЛЗ

Класифікація МБЛЗ. Улаштування сучасних МБЛЗ. Підготовка устаткування до розливки і автоматизація процесу розливання сталі на МБЛЗ. Технологія і температурно-швидкісний режим розливання сталі на МБЛЗ. Розливка серії плавок (методом "плавка на плавку"). Попередження та ліквідація наслідків аварійних ситуацій при безперервному розливанні сталі.

2.2.12. Технологічні особливості розливання сталі якісних марок

Вимоги до температури і хімічного складу сталі, що розливається на МБЛЗ. Розрахунок температур ліквідус і солідус. Обробка сталі на установці "ківш-піч" та в проміжному ковші. Вибір шлакових сумішей. Фізико-хімічні властивості шлакових сумішей. Шлакові суміші для швидкісного розливання. Розрахунок хімічного складу шлакових сумішей у відповідності до хімічного складу сталі та швидкості витягування заготовки. Захист металу від вторинного окислення. "М'який" обтиск заготовки у ТПА. Електромагнітне перемішування рідкої серцевини безперервнолитої заготовки.

2.2.13. Ливарно-прокатні агрегати

Техніко-економічні передумови створення ливарно-прокатних агрегатів. Технологія виробництва прокату на ЛПА. Класифікація сучасних ЛПА. Характеристика основного обладнання ЛПА. Якість продукції отриманої на ЛПА.

3. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ТА ІНДИВІДУАЛЬНІ ЗАВДАННЯ

3.1. Загальні положення

Дисципліна «Сучасні технології виробництва сталі» дає уявлення про стан технологій виробництва, позапічної обробки та розливання сталі в Україні та тенденції розвитку металургійного виробництва у світі

Відомості і знання, отримані при вивченні дисципліни, спрямовані на формування інженерного уявлення про ці процеси і необхідні для розвитку науково спрямованого підходу до вирішення задач пов'язаних зі сталеплавильним виробництвом. Набуті результати навчання та компетентності використовуються при виконанні випускної кваліфікаційної роботи магістра.

Відповідно до програми студенти заочної форми навчання в період екзаменаційної сесії слухають оглядові лекції, виконують лабораторні роботи. Цьому періоду передуює самостійне вивчення дисципліни відповідно до наведеної програми та виконання індивідуального завдання.

3.2. Індивідуальні завдання

Змістом індивідуального завдання є розрахунок матеріального та теплового балансу киснево-конвертерної плавки.

Виконане індивідуальне завдання повинне містити титульну сторінку, завдання та розрахунок. Індивідуальна робота виконується рукописно або за допомогою ПК, у цьому разі текст має бути надруковано шрифтом Times New Roman 14 ppt з інтервалом 1,5.

Варіанти завдань наведені в таблиці І.3. Номер завдання, що виконується, повинен збігатися з останніми двома цифрами – шифром студента-заочника (номер залікової книжки).

3.3. Методичні вказівки до виконання індивідуального завдання

ВСТУП

Методика розрахунку матеріального і теплового балансів киснево-конвертерної плавки заснована на закономірностях і параметрах процесів, викладених в наукових роботах і отриманих під час аналізу експериментальних даних. Вона відображує умови роботи сучасних конвертерів з верхнім дуттям (процес "ЛД").

Під час оформлення розрахунку розділи і підрозділи необхідно нумерувати так, як це зроблено в дійсних методичних вказівках, детальні пояснення методики виконання розрахунку і прийнятих позначень не потрібні.

Розрахунок виконується на 100 кг металошихти (маса чавуну + маса скрапу).

1. ЗАВДАННЯ НА РОЗРАХУНОК

Розрахувати параметри киснево-конвертерної плавки для наступних вихідних даних:

- хімічний склад чавуну;
- хімічний склад сталі, що виплавляється;
- температура чавуну, що заливається в конвертер – $t_{\text{чав}}, ^\circ\text{C}$;
- температура сталі в кінці продувки в конвертері – $t_{\text{ст}}, ^\circ\text{C}$;
- матеріал футеровки конвертера – смолодоломіт;
- ступінь допалювання вуглецю до CO_2 в ванні конвертера (або частка CO_2 в сумі $\Sigma = \text{CO} + \text{CO}_2$ у складі конвертерних газів) – $\alpha = 0,10 - 0,15$.

Індивідуальні вихідні дані згідно з варіантом завдання (з додатку 1) записують в вигляді таблиці.

Таблиця 1.1

Вихідні данні для розрахунку

Матеріал	Вміст елементів, %				
	C	Si	Mn	P	S
Рідкий чавун	$C_{\text{ЧАВ}}$	$Si_{\text{ЧАВ}}$	$Mn_{\text{ЧАВ}}$	$P_{\text{ЧАВ}}$	$S_{\text{ЧАВ}}$
Готова сталь	$C_{\text{СТ}}^H - C_{\text{СТ}}^B$	$Si_{\text{СТ}}^H - Si_{\text{СТ}}^B$	$Mn_{\text{СТ}}^H - Mn_{\text{СТ}}^B$	$P_{\text{СТ}}^B$	$S_{\text{СТ}}^B$

Примітка: індекси "H" і "B" – нижня і верхня межі вмісту елемента.

2. РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ ПЕРІОДУ ПРОДУВКИ

2.1. Передчасне визначення витрати скрапу

(M_{СКР}, кг/100 кг металошихти)

$$M_{\text{СКР}} = \frac{\Sigma \Delta H_{\text{ЧАВ}}^{\text{ХІМ}} + 88 \cdot t_{\text{ЧАВ}} - 105,6 \cdot t_{\text{СТ}} - 11440 \cdot C_{\text{ПОВ}} + 17600}{(10^{-2} \cdot \Sigma \Delta H_{\text{ЧАВ}}^{\text{ХІМ}} + 0,88 \cdot t_{\text{ЧАВ}})}, \quad (2.1)$$

де $\Sigma \Delta H_{\text{ЧАВ}}^{\text{ХІМ}}$ - загальна кількість тепла, що виділяється при повному окисленні домішок чавуну, кДж/100 кг чавуну;

$C_{\text{ПОВ}}$ - вміст вуглецю на повалці конвертера

$$C_{\text{ПОВ}} \approx \frac{C_{\text{СТ}}^H + C_{\text{СТ}}^B}{2}, \% \text{ (див. табл. 1.1).}$$

Хімічне тепло чавуну $\Sigma \Delta H_{\text{ЧАВ}}^{\text{ХІМ}}$, кДж/100 кг

$$\Sigma \Delta H_{\text{ЧАВ}}^{\text{ХІМ}} = (10182 + 23550 \alpha) \cdot C_{\text{ЧАВ}} + 26942 Si_{\text{ЧАВ}} + 7040 Mn_{\text{ЧАВ}} + 19777 P_{\text{ЧАВ}}, \quad (2.2)$$

де $C_{\text{ЧАВ}}$, $Si_{\text{ЧАВ}}$, $Mn_{\text{ЧАВ}}$, $P_{\text{ЧАВ}}$ - вміст відповідних домішок в чавуні, % (див. табл. 1.1); цифри біля символів – теплові ефекти окислення вказаних домішок, кДж/кг.

2.2. Визначення кількості домішок, внесених металевою частиною шихти

Маса чавуну, що заливається в конвертер, складає

$$M'_{\text{ЧАВ}} = 100 - M'_{\text{СКР}}, \text{ кг (\%)}. \quad (2.3)$$

Однак на практиці чавун зважується разом з міксерним шлаком; кількість останнього "а" коливається в межах 0,5 – 1,8 % від маси чавуну. Тоді дійсна кількість залитого в конвертер чавуну дорівнює

$$M_{\text{ЧАВ}} = M'_{\text{ЧАВ}} \cdot \left(1 - \frac{a}{100}\right), \text{ кг (\%)}. \quad (2.4)$$

Саме так дійсну кількість скрапу, що попадає в конвертер, треба визначати з урахуванням його забруднень "в" (звичайно $v = 0,5 - 2,0 \%$) та окалини "с" ($c = 1,0 - 1,5 \%$ від маси скрапу):

$$M_{\text{СКР}} = M'_{\text{СКР}} \cdot \left(1 - \frac{v+c}{100}\right), \text{ кг (\%)}. \quad (2.5)$$

Кількість домішок, внесених металевою шихтою, приведемо в табл. 2.1.

Таблиця 2.1

Кількість домішок, внесених металевою шихтою

Вносять	Вміст елементів в металошихті, %				
	C	Si	Mn	P	S
Чавун	$M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{C_{\text{ЧАВ}}}{100}$	$M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{Si_{\text{ЧАВ}}}{100}$	$M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{Mn_{\text{ЧАВ}}}{100}$	$M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{P_{\text{ЧАВ}}}{100}$	$M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{S_{\text{ЧАВ}}}{100}$
Скрап *	$M_{\text{СКР}} \cdot \frac{C_{\text{СТ}}^H + C_{\text{СТ}}^B}{200}$	$M_{\text{СКР}} \cdot \frac{Si_{\text{СТ}}^H + Si_{\text{СТ}}^B}{200}$	$M_{\text{СКР}} \cdot \frac{Mn_{\text{СТ}}^H + Mn_{\text{СТ}}^B}{200}$	$M_{\text{СКР}} \cdot \frac{P_{\text{СТ}}^B}{100}$	$M_{\text{СКР}} \cdot \frac{S_{\text{СТ}}^B}{100}$
Разом	$C_{\text{МЕТ}} . \text{ш}$	$Si_{\text{МЕТ}} . \text{ш}$	$Mn_{\text{МЕТ}} . \text{ш}$	$P_{\text{МЕТ}} . \text{ш}$	$S_{\text{МЕТ}} . \text{ш}$

* Хімічний склад скрапу, оскільки він отриманий на данному заводі, приймається рівним хімічному складу готової сталі.

2.3. Визначення витрати шлакоутворюючих (на 100 кг металошихти)

2.3.1. Витрата плавикового шпату $M_{\text{ПШ}}$ складає 0,15 – 0,50 % від маси металошихти (чим нижче $S_{\text{СТ}}^{\text{В}}$, тим він вище).

2.3.2. Знос футерівки збільшується, якщо виплавляються сталі з більш низьким вмістом вуглецю $C_{\text{ПОВ}}$ і збільшується витрата чавуну на плавку $M_{\text{ЧАВ}}$

$$M_{\phi} = \frac{M_{\text{ЧАВ}}}{100} \cdot (0,6 - 0,71 \cdot C_{\text{ПОВ}}), \text{ кг.} \quad (2.6)$$

2.3.3. Потрібна кількість вапна визначається з рівняння

$$M_{\text{ВАП}} = \frac{\Sigma \text{SiO}_2 \cdot B'_K - \Sigma \text{CaO}}{F_{\text{ВАП}}}, \text{ кг,} \quad (2.7)$$

де ΣSiO_2 , ΣCaO - кількість кремнезему та оксиду кальція, що вносяться усіма шихтовими матеріалами (за винятком вапна) і футерівкою, кг;

B'_K - основність кінцевого шлаку $\frac{(\% \text{CaO})}{(\% \text{SiO}_2)}$, приймається в межах 2,5–3,5;

$F_{\text{ВАП}}$ - флюсуюча здатність вапна.

З цього місця розрахунку треба приймати до уваги склади неметалевих матеріалів, які витрачаються при виплавці сталі (табл. 2.2). Можна прийняти любе значення вмісту компонента в шихтовому матеріалі у межах вказаного в цій таблиці діапазону, при цьому сума всіх компонентів шихтового матеріалу повинна бути не більше 100 %.

Флюсуюча здатність вапна дорівнює

$$F_{\text{ВАП}} = 0,9 \cdot \left(\frac{\text{CaO}_{\text{ВАП}}}{100} - \frac{\text{SiO}_{2\text{ВАП}}}{100} \cdot B'_K \right), \text{ кг CaO / кг вапна.} \quad (2.8)$$

Таблиця 2.2

Неметалеві матеріали, що витрачаються при виплавці сталі, їх склади,
які можуть бути використані в розрахунках, %

Матеріал	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	FeO	CO ₂	S
1. Вапно	$\frac{\text{SiO}_{2\text{ВАП}}}{2-3}$	$\frac{\text{Al}_2\text{O}_{3\text{ВАП}}}{1-2}$	—	$\frac{\text{CaO}_{\text{ВАП}}}{85-92}$	$\frac{\text{MgO}_{\text{ВАП}}}{1}$	—	—	$\frac{\text{CO}_{2\text{ВАП}}}{5-10}$	$\frac{\text{S}_{\text{ВАП}}}{0,05-0,10}$
2. Плавиковий шпат	$\frac{\text{SiO}_{2\text{ПШ}}}{3-10}$	—	—	$\frac{\text{CaO}_{\text{ПШ}}}{5-10}$	—	—	—	—	—
3. Футерівка смолодоломітова	$\frac{\text{SiO}_{2\text{Ф}}}{2}$	$\frac{\text{Al}_2\text{O}_{3\text{Ф}}}{1,5}$	—	$\frac{\text{CaO}_{\text{Ф}}}{58}$	$\frac{\text{MgO}_{\text{Ф}}}{36}$	$\frac{\text{Fe}_2\text{O}_{3\text{Ф}}}{2}$	—	—	—
4. Міксерний шлак	$\frac{\text{SiO}_{2\text{МШ}}}{45}$	$\frac{\text{Al}_2\text{O}_{3\text{МШ}}}{6}$	$\frac{\text{MnO}_{\text{МШ}}}{5}$	$\frac{\text{CaO}_{\text{МШ}}}{35}$	$\frac{\text{MgO}_{\text{МШ}}}{3}$	—	$\frac{\text{FeO}_{\text{МШ}}}{2}$	—	$\frac{\text{S}_{\text{МШ}}}{1,0-1,5}$
5. Забруднення лому	$\frac{\text{SiO}_{2\text{ЗАБР}}}{70}$	$\frac{\text{Al}_2\text{O}_{3\text{ЗАБР}}}{30}$	—	—	—	—	—	—	—
6. Окалина лому	—	—	—	—	—	$\frac{\text{Fe}_2\text{O}_{3\text{ОК}}}{70}$	$\frac{\text{FeO}_{\text{ОК}}}{30}$	—	—

Примітка: чисельник – компонент; знаменник – діапазон вмісту компонента, %.

Величини $\Sigma SiO_2, \Sigma CaO$ складають (див. табл. 2.2):

$$\Sigma SiO_2 = Si_{MET.Ш} \cdot \frac{60}{28} + 0,01 \cdot (M_{П.Ш.} \cdot SiO_{2П.Ш.} + M_{\Phi} \cdot SiO_{2\Phi} + M_{ЧAB} \cdot \frac{a}{100} \cdot SiO_{2М.Ш.} + M_{СКР} \cdot \frac{6}{100} \cdot SiO_{2ЗABP}), \text{ кг}, \quad (2.9)$$

$$\Sigma CaO = 0,01 \cdot (M_{П.Ш.} \cdot CaO_{П.Ш.} + M_{\Phi} \cdot CaO_{\Phi} + M_{ЧAB} \cdot \frac{a}{100} \cdot CaO_{М.Ш.}), \text{ кг}. \quad (2.10)$$

2.4. Визначення вмісту окислів заліза в шлаці

$$(FeO) = K_1 \cdot \frac{5,15}{\sqrt[4]{C_{ПОВ}}} \cdot \sqrt[3]{B'_K}, \%, \quad (2.11)$$

$$(Fe_2O_3) = K_1 \cdot \frac{2,34}{\sqrt[4]{C_{ПОВ}}} \cdot \sqrt[3]{B'_K}, \%. \quad (2.12)$$

При кисневому дутті зверху $K_1 = 1,0$.

2.5. Визначення орієнтовного виходу придатного металу на прикінці продувки $M'_{ст}$

$$M'_{СТ} = M_{ЧAB} + M_{СКР} - (C_{MET.Ш.} - C_{ПОВ} + Si_{MET.Ш.} + 0,8 \cdot Mn_{MET.Ш.} + 0,9 \cdot P_{MET.Ш.} + \Delta Fe_{ВТР}), \text{ кг}, \quad (2.13)$$

де $\Delta Fe_{ВТР}$ - втрати заліза з димовими газами, викидами, зі шлаком у вигляді окислів і корольків металу, %; приймаються в межах 2,3 – 4,5 %.

2.6. Визначення орієнтовної кількості шлаку

$$M'_{\text{ШЛ}} = \frac{100}{100 - [(FeO) + (Fe_2O_3)]} \cdot \left\{ Si_{\text{МЕТ Ш}} \cdot \frac{60}{28} + 0,8 \cdot Mn_{\text{МЕТ Ш}} \cdot \frac{71}{55} + 0,9 \cdot P_{\text{МЕТ Ш}} \cdot \frac{142}{62} + \right. \\ \left. + 0,01 \cdot [M_{\text{ВАП}} \cdot (100 - CO_{2\text{ВАП}}) + M_{\text{П Ш}} \cdot (100 - CO_{2\text{П Ш}}) + M_{\text{Ф}} \cdot (100 - Fe_2O_{3\text{Ф}}) + \right. \\ \left. + \frac{a}{100} \cdot M_{\text{ЧАВ}} \cdot (100 - FeO_{\text{М Ш}}) + \varepsilon \cdot M_{\text{СКР}} \right\}, \text{ кг.} \quad (2.14)$$

2.7. Уточнення складу металу під час повалки конвертера після продувки (перед розкисленням)

2.7.1. Вміст вуглецю прийнято на початку розрахунку (див. п.п. 2.1).

2.7.2. Вміст кремнію практично дорівнює нулю: $Si_{\text{ПОВ}} = \text{сліди} \approx 0$.

2.7.3. Вміст марганцю визначається за рівнянням (2.16), одержаним з урахуванням рівноважного розподілення марганцю між металом і шлаком з балансу марганцю до початку продувки і після неї.

Попередньо треба обчислити константу рівноваги марганцю K_{Mn}

$$\lg K_{\text{Mn}} = -\frac{6234}{t_{\text{СТ}} + 273} + 3,026, \quad (2.15)$$

(K_{Mn} знаходять, наприклад, за допомогою таблиці антилогарифмів).

$$Mn_{\text{ПОВ}} = \frac{Mn_{\text{МЕТ Ш}} + \frac{a}{100} \cdot M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{MnO_{\text{М Ш}}}{100} \cdot \frac{55}{71}}{0,01 \cdot \left[M'_{\text{СТ}} + M'_{\text{ШЛ}} \cdot \frac{(FeO) + (Fe_2O_3)}{K_{\text{Mn}}} \right]}, \%, \quad (2.16)$$

2.7.4. Вміст фосфору також визначається з балансового рівняння (2.17) розподілення фосфору між шлаком і металом.

Попередньо потрібно знайти коефіцієнт розподілення фосфору між шлаком і металом $\eta_{\text{Р}}$. Це можна зробити, наприклад, з даних табл. 2.3 в

залежності від окисленості шлаку (FeO) і його основності B'_K .

Таблиця 2.3

Коефіцієнт розподілення фосфору між шлаком і металом $\eta_P = \frac{(P_2O_5)}{P_{\text{пов}}}$

Основність кінцевого шлаку (B'_K)	(FeO), %					
	6,0	8,0	10,0	12,0	14,0	16,0 і більше
2,6	46	53	62	71	80	89
2,8	50	57	65	75	83	92
3,0	57	64	73	82	91	100
3,2	64	71	80	89	98	107
3,4	71	78	87	96	105	114
3,6	77	85	94	103	112	120

$$P_{\text{пов}} = \frac{100 \cdot P_{\text{мет.шл.}}}{M'_{\text{ст}} + \eta_P \cdot M'_{\text{шл.}} \cdot \frac{62}{142}}, \% \quad (2.17)$$

2.7.5. Вміст сірки знаходять аналогічно з балансового рівняння (2.18) розподілення сірки між шлаком і металом

$$S_{\text{пов}} = \frac{S_{\text{мет.шл.}} + M_{\text{вап}} \cdot \frac{S_{\text{вап}}}{100} + \frac{a}{100} \cdot M_{\text{чав}} \cdot \frac{S_{\text{м.шл.}}}{100}}{0,01 \cdot (M'_{\text{ст}} + \eta_S \cdot M'_{\text{шл.}})}, \% \quad (2.18)$$

де $\eta_S = \frac{(S)}{[S]}$ - коефіцієнт розподілення сірки між металом і шлаком, може бути

знайдений з наступного ряду:

Основність шлаку B'_K	2,4	2,6	2,8	3,0	3,2	3,4	3,6
η_S	5,4	6,5	7,4	8,0	8,3	8,5	8,7

Таким чином, склад металу перед розкисленням наступний, %:

C пов	Si пов	Mn пов	P пов	S пов
-------	--------	--------	-------	-------

2.8. Уточнення кількості і складу кінцевого шлаку

2.8.1. Визначення кількості шлакоутворюючих окислів (крім окислів заліза) з усіх джерел:

$$M_{SiO_2} = Si_{MET.Ш.} \cdot \frac{60}{28} + 0,01 \cdot (M_{BAП} \cdot SiO_{2BAП} + M_{П.Ш.} \cdot SiO_{2П.Ш.} + M_{\Phi} \cdot SiO_{2\Phi} + \\ + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot SiO_{2М.Ш.} + \frac{b}{100} \cdot M_{СКР} \cdot SiO_{2ЗАБР}), \text{ кг}; \quad (2.19)$$

$$M_{Al_2O_3} = 0,01 \cdot (M_{BAП} \cdot Al_2O_{3BAП} + M_{П.Ш.} \cdot Al_2O_{3П.Ш.} + M_{\Phi} \cdot Al_2O_{3\Phi} + \\ + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot Al_2O_{3М.Ш.} + \frac{b}{100} \cdot M_{СКР} \cdot Al_2O_{3ЗАБР}), \text{ кг}; \quad (2.20)$$

$$M_{MnO} = (Mn_{MET.Ш.} - Mn_{ПОВ} \cdot \frac{M'_{CT}}{100}) \cdot \frac{71}{55} + 0,01 \cdot \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot MnO_{М.Ш.}, \text{ кг}; \quad (2.21)$$

$$M_{CaO} = 0,01 \cdot (M_{BAП} \cdot CaO_{BAП} + M_{П.Ш.} \cdot CaO_{П.Ш.} + M_{\Phi} \cdot CaO_{\Phi} + \\ + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot CaO_{М.Ш.}), \text{ кг}; \quad (2.22)$$

$$M_{MgO} = 0,01 \cdot (M_{BAП} \cdot MgO_{BAП} + M_{\Phi} \cdot MgO_{\Phi} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot MgO_{М.Ш.}), \text{ кг}; \quad (2.23)$$

$$M_{P_2O_5} = (P_{MET.Ш.} - P_{ПОВ} \cdot \frac{M'_{CT}}{100}) \cdot \frac{142}{62}, \text{ кг}; \quad (2.24)$$

$$M_S = S_{MET.Ш.} - S_{ПОВ} \cdot \frac{M'_{CT}}{100} + 0,01 \cdot (M_{BAП} \cdot S_{BAП} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot S_{М.Ш.}), \text{ кг}. \quad (2.25)$$

2.8.1. Кількість і склад кінцевого шлаку наступний:

$$M_{ШЛ} = \frac{M_{SiO_2} + M_{Al_2O_3} + M_{MnO} + M_{CaO} + M_{MgO} + M_{P_2O_5} + M_S}{1 - 0,01 \cdot [(FeO) + (Fe_2O_3)]}, \text{ кг}. \quad (2.26)$$

Таблиця 2.4

Хімічний склад кінцевого шлаку, %

(SiO ₂)	(Al ₂ O ₃)	(MnO)	(CaO)	(MgO)	(P ₂ O ₅)	(S)	(FeO)	(Fe ₂ O ₃)
$\frac{M_{SiO_2}}{0,01 \cdot M_{шл}}$	$\frac{M_{Al_2O_3}}{0,01 \cdot M_{шл}}$	$\frac{M_{MnO}}{0,01 \cdot M_{шл}}$	$\frac{M_{CaO}}{0,01 \cdot M_{шл}}$	$\frac{M_{MgO}}{0,01 \cdot M_{шл}}$	$\frac{M_{P_2O_5}}{0,01 \cdot M_{шл}}$	$\frac{M_S}{0,01 \cdot M_{шл}}$	(FeO)	(Fe ₂ O ₃)

Слід порівняти розраховану основність кінцевого шлаку $B_K = \frac{(CaO)}{(SiO_2)}$ з

прийнятою в п.п. 2.3.4. (дозволяється відхилення на $\pm 0,25$).

2.9. Уточнений вихід металу в кінці продувки

$$\begin{aligned}
 M_{CT} = & 100 - \{C_{MET.Ш.} + Si_{MET.Ш.} + Mn_{MET.Ш.} + P_{MET.Ш.} + S_{MET.Ш.} - \\
 & - 0,01 \cdot M'_{CT} \cdot (C_{ПОВ} + Mn_{ПОВ} + P_{ПОВ} + S_{ПОВ}) + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧЛВ} + \frac{b+c}{100} \cdot M_{СКР} + \\
 & + M_{ШЛ} \cdot 0,01 \cdot [(FeO) \cdot \frac{56}{72} + (Fe_2O_3) \cdot \frac{112}{160}] + \Delta Fe_{ВТР} \} + \\
 & + 0,01 \cdot \frac{56}{72} \cdot (\frac{a}{100} \cdot M_{ЧЛВ} \cdot FeO_{М.Ш.} + \frac{c}{100} \cdot M_{СКР} \cdot FeO_{ОК}) + \\
 & + 0,01 \cdot \frac{112}{160} \cdot (M_{\phi} \cdot Fe_2O_{3\phi} + \frac{c}{100} \cdot M_{СКР} \cdot Fe_2O_{3ОК}), \text{ кг.}
 \end{aligned} \tag{2.26}$$

2.10. Визначення кількості дуття

2.10.1. Потрібна для проведення плавки кількість кисню дорівнює:

$$\begin{aligned}
 M_{O_2 \text{ ВИТР}} = & (C_{MET.Ш.} - 0,01 \cdot M_{CT} \cdot C_{ПОВ}) \cdot [(1-\alpha) \cdot \frac{16}{12} + \alpha \cdot \frac{32}{12}] + Si_{MET.Ш.} \cdot \frac{32}{28} + \\
 & + (Mn_{MET.Ш.} - 0,01 \cdot M_{CT} \cdot Mn_{ПОВ}) \cdot \frac{16}{55} + (P_{MET.Ш.} - 0,01 \cdot M_{CT} \cdot P_{ПОВ}) \cdot \frac{80}{62} + \\
 & + 0,01 \cdot M_{ШЛ} \cdot [(Fe_2O_3) \cdot \frac{48}{160} + (FeO) \cdot \frac{16}{72}] + \phi \cdot \frac{48}{112}, \text{ кг.}
 \end{aligned} \tag{2.27}$$

де ϕ - втрати заліза випарюванням (у вигляді парів Fe₂O₃), кг, складають 0,3 – 1,6 % від маси металошихти.

2.10.2. Кількість кисню, внесеного шихтовими матеріалами, визначається

$$M_{O_2 \text{ ПРИХ}} = 0,01 \cdot M_{\phi} \cdot Fe_2O_{3\phi} \cdot \frac{48}{160} + 0,01 \cdot M_{\text{ЧАВ}} \cdot \frac{a}{100} \cdot FeO_{\text{М.Ш.}} \cdot \frac{16}{72} + \\ + 0,01 \cdot M_{\text{СКР}} \cdot \frac{c}{100} \cdot (Fe_2O_{3\text{ОК}} \cdot \frac{48}{60} + FeO_{\text{ОК}} \cdot \frac{16}{72}) + 0,01 \cdot M_{\text{ВАП}} \cdot CO_{2\text{ВАП}} \cdot (1-\alpha) \cdot \frac{16}{44}, \text{ кг. (2.28)}$$

2.10.3. Необхідно ввести в конвертер дуттєвого кисню масою

$$M_{\text{ДУТТЯ}} = (M_{O_2 \text{ ВИТР}} - M_{O_2 \text{ ПРИХ}}) \cdot \frac{100 \cdot 100}{\kappa \cdot \pi}, \text{ кг, (2.29)}$$

де κ – ступінь засвоєння ванною дуттєвого кисню, %, складає 93 – 98 %;

π – чистота дуттєвого кисню, %, на практиці $\pi = 97 - 99,7$ %;

об'ємом:

$$V_{\text{ДУТТЯ}} = M_{\text{ДУТТЯ}} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (2.30)$$

2.11. Розрахунок кількості і складу виходячих з конвертера газів

2.11.1. Утворюється CO_2 :

$$\dot{M}_{CO_2} = \frac{44}{12} \cdot (C_{\text{МЕТ.Ш.}} - 0,01 \cdot M_{\text{СТ}} \cdot C_{\text{ПОВ}}) \cdot \alpha + 0,01 \cdot M_{\text{ВАП}} \cdot CO_{2\text{ВАП}} \cdot \alpha, \text{ кг (2.31)}$$

або

$$V_{CO_2} = M_{CO_2} \cdot \frac{22,4}{44}, \text{ м}^3. \quad (2.32)$$

2.11.2. Утворюється CO:

$$M_{CO} = \frac{28}{12} \cdot (C_{\text{мет.ш.}} - 0,01 \cdot M_{\text{ст}} \cdot C_{\text{пов}}) \cdot (1 - \alpha) + 0,01 \cdot M_{\text{вап}} \cdot CO_{2\text{вап}} \cdot (1 - \alpha), \text{ кг.} \quad (2.33)$$

$$V_{CO} = M_{CO} \cdot \frac{22,4}{28}, \text{ м}^3. \quad (2.34)$$

2.11.3. Виділяється N₂ (з дуття):

$$M_{N_2} = M_{\text{дутья}} \cdot \frac{100 - n}{100}, \text{ кг,} \quad (2.35)$$

$$V_{N_2} = M_{N_2} \cdot \frac{22,4}{28}, \text{ м}^3. \quad (2.36)$$

2.11.4. Уходить O₂ з відхідними газами:

$$M_{O_2} = (M_{O_2\text{вигр}} - M_{O_2\text{прих}}) \cdot \frac{100 - \kappa}{100}, \text{ кг,} \quad (2.37)$$

$$V_{O_2} = M_{O_2} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (2.38)$$

2.11.5. В результаті отримуємо данні для таблиці 2.5.

Таблиця 2.5

Кількість і склад конвертерних газів

Складові газу	кг	м ³	% за об'ємом
CO	M _{CO}	V _{CO}	100 · V _{CO} / V _{ГАЗ}
CO ₂	M _{CO2}	V _{CO2}	100 · V _{CO2} / V _{ГАЗ}
N ₂	M _{N2}	V _{N2}	100 · V _{N2} / V _{ГАЗ}
O ₂	M _{O2}	V _{O2}	100 · V _{O2} / V _{ГАЗ}
Сума	M _{ГАЗ}	V _{ГАЗ}	100

2.12. Матеріальний баланс плавки (до розкислення)

Наводиться у вигляді таблиці 2.6.

Для прикладу в табл. 2.6 наведений примірний матеріальний баланс звичайної киснево-конвертерної плавки.

Таблиця 2.6

Матеріальний баланс плавки (до розкислення)

ПОСТУПИЛО				ОТРИМАНО			
№	Матеріал	Позначення	кг	№	Матеріал	Позначення	кг
1.	Чавун рідкий	$M_{\text{ЧАВ}}$	75,64	1.	Рідкий метал	$M_{\text{СТ}}$	90,639
2.	Скрап	$M_{\text{СКР}}$	23,96	2.	Шлак	$M_{\text{ШЛ}}$	11,74
3.	Міксерний шлак	$\frac{a}{100} \cdot M_{\text{ЧАВ}}$	0,46	3.	Газ	$M_{\text{ГАЗ}}$	7,962
4.	Забруднення скрапу	$\frac{e}{100} \cdot M_{\text{СКР}}$	0,155	4.	Втрати Fe під час продувки	$\Delta Fe_{\text{ВТР}}$	3,553
5.	Окалина скрапу	$\frac{c}{100} \cdot M_{\text{СКР}}$	0,285				
6.	Плавиковий шпат	$M_{\text{П.Ш.}}$	0,45				
7.	Вапно	$M_{\text{ВАП}}$	6,3				
8.	Футерівка	$M_{\text{Ф}}$	0,2				
9.	Дуття	$M_{\text{ДУТТЯ}}$	6,46				
Всього			113,91	Всього			113,89

$$\text{Нев'язка} = \frac{113,91 - 113,894}{113,894} \cdot 100 = 0,01\% \quad (\text{припустимо до } 0,20 \%).$$

3. РОЗРАХУНОК РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ

Розкислення сталі виконується за найбільш поширеним варіантом – з присадкою усіх феросплавів в ківш під час випуску сталі з конвертера.

Для розкислення сталі використовуються феросплави, хімічний склад яких наведений в табл. 3.1.

Таблиця 3.1

Хімічний склад феросплавів

Розкислювачі	Mn	Si	C	P	S
Феромарганець	$\frac{Mn_{\text{ФМ}}}{75 - 85}$	$\frac{Si_{\text{ФМ}}}{1 - 2}$	$\frac{C_{\text{ФМ}}}{6 - 7}$	$\frac{P_{\text{ФМ}}}{0,10 - 0,45}$	$\frac{S_{\text{ФМ}}}{0,02 - 0,03}$
Феросіліцій	$\frac{Mn_{\text{ФС}}}{0,3 - 0,6}$	$\frac{Si_{\text{ФС}}}{63 - 68}$	$\frac{C_{\text{ФС}}}{0 - 0,1}$	$\frac{P_{\text{ФС}}}{0,03 - 0,05}$	$\frac{S_{\text{ФС}}}{0,02 - 0,03}$
Силікомарганець	$\frac{Mn_{\text{СМ}}}{60 - 65}$	$\frac{Si_{\text{СМ}}}{17 - 20}$	$\frac{C_{\text{СМ}}}{1,0 - 1,7}$	$\frac{P_{\text{СМ}}}{0,25 - 0,35}$	$\frac{S_{\text{СМ}}}{0,02 - 0,03}$

Для розрахунку розкислення необхідно вибрати склад матеріалу в межах, наведених в таблиці.

Розрахунок потрібної кількості розкислювачів (феромарганцю, феросіліцію, силікомарганцю) виконується на середньозаданий вміст Mn і Si в готовій сталі з урахуванням їх угару. В залежності від типу сталі, що виплавляється, (кипляча, спокійна) і вмісту вуглецю в металі перед розкисленням $C_{\text{пов}}$ угар елементів розкислювачів можна приймати в межах, наведених в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2

Величина угару елементів розкислювачів, %

Тип сталі	Вміст вуглецю в металі $C_{\text{пов}}$, %	Угар елементів, %		
		C	Mn	Si
Кипляча	$\leq 0,10$	$\frac{L_C}{10 - 25}$	$\frac{L_{Mn}}{25 - 30}$	$\frac{L_{Si}}{60 - 70}$
	0,11 – 0,16	$\frac{L_C}{17 - 22}$	$\frac{L_{Mn}}{20 - 25}$	$\frac{L_{Si}}{55 - 60}$
	$\leq 0,17$	$\frac{L_C}{14 - 18}$	$\frac{L_{Mn}}{15 - 20}$	$\frac{L_{Si}}{50 - 55}$
Спокійна	$\leq 0,10$	$\frac{L_C}{17 - 22}$	$\frac{L_{Mn}}{20 - 25}$	$\frac{L_{Si}}{25 - 30}$
	0,11 – 0,16	$\frac{L_C}{15 - 20}$	$\frac{L_{Mn}}{15 - 20}$	$\frac{L_{Si}}{20 - 25}$
	$\leq 0,17$	$\frac{L_C}{12 - 16}$	$\frac{L_{Mn}}{12 - 16}$	$\frac{L_{Si}}{15 - 20}$

3.1. Розрахунок необхідної кількості розкислювачів

3.1.1. Для одержання заданого вмісту марганцю в сталі необхідно ввести в неї феромарганець в кількості

$$M_{\text{ФМ}} = 0,01 \cdot M_{\text{СТ}} \cdot \left(\frac{Mn_{\text{СТ}}^B + Mn_{\text{СТ}}^H}{2} - Mn_{\text{пов}} \right) \cdot \frac{100}{Mn_{\text{ФМ}}} \cdot \frac{100}{100 - L_{Mn}}, \text{ кг.} \quad (3.1)$$

3.1.2. Для доведення вмісту кремнія в сталі до заданого необхідно ввести в неї феросіліцій в кількості

$$M_{\text{ФС}} = 0,01 \cdot M_{\text{СТ}} \cdot \left(\frac{Si_{\text{СТ}}^B + Si_{\text{СТ}}^H}{2} \right) \cdot \frac{100}{Si_{\text{ФС}}} \cdot \frac{100}{100 - L_{Si}}, \text{ кг.} \quad (3.2)$$

3.2. Вихід рідкої сталі після розкислення

$$M_{CT.P} = M_{CT} + 0,01 \cdot M_{\Phi M} \cdot \left(Mn_{\Phi M} \cdot \frac{100 - L_{Mn}}{100} + Si_{\Phi M} \cdot \frac{100 - L_{Si}}{100} + C_{\Phi M} \cdot \frac{100 - L_C}{100} + P_{\Phi M} + S_{\Phi M} \right) + 0,01 \cdot M_{\Phi C} \cdot \left(Mn_{\Phi C} \cdot \frac{100 - L_{Mn}}{100} + Si_{\Phi C} \cdot \frac{100 - L_{Si}}{100} + C_{\Phi C} \cdot \frac{100 - L_C}{100} + P_{\Phi C} + S_{\Phi C} \right), \text{ кг.} \quad (3.3)$$

3.3. Перевірка хімічного складу розкисленої (готової) сталі

Перевіряємо вміст в сталі вуглецю:

$$C_{CT.P} = \frac{M_{CT} \cdot C_{ПОВ} + (1 - 0,01 \cdot L_C) \cdot (M_{\Phi M} \cdot C_{\Phi M} + M_{\Phi C} \cdot C_{\Phi C})}{M_{CT.P}}, \%, \quad (3.4)$$

марганцю:

$$Mn_{CT.P} = \frac{M_{CT} \cdot Mn_{ПОВ} + (1 - 0,01 \cdot L_{Mn}) \cdot (M_{\Phi M} \cdot Mn_{\Phi M} + M_{\Phi C} \cdot Mn_{\Phi C})}{M_{CT.P}}, \%, \quad (3.4)$$

кремнію:

$$Si_{CT.P} = \frac{M_{CT} \cdot Si_{ПОВ} + (1 - 0,01 \cdot L_{Si}) \cdot (M_{\Phi M} \cdot Si_{\Phi M} + M_{\Phi C} \cdot Si_{\Phi C})}{M_{CT.P}}, \%, \quad (3.4)$$

фосфору:

$$P_{CT.P} = \frac{M_{CT} \cdot P_{ПОВ} + M_{\Phi M} \cdot P_{\Phi M} + M_{\Phi C} \cdot P_{\Phi C}}{M_{CT.P}}, \%, \quad (3.4)$$

сірки:

$$S_{\text{СТ.Р}} = \frac{M_{\text{СТ}} \cdot S_{\text{ПОВ}} + M_{\text{ФМ}} \cdot S_{\text{ФМ}} + M_{\text{ФС}} \cdot S_{\text{ФС}}}{M_{\text{СТ.Р}}}, \% \quad (3.4)$$

і порівнюємо одержані величини з заданими (табл. 1.1). Якщо $C_{\text{СТ}}^{\text{Н}} < C_{\text{СТ.Р}} < C_{\text{СТ}}^{\text{В}}$, $\text{Mn}_{\text{СТ}}^{\text{Н}} < \text{Mn}_{\text{СТ.Р}} < \text{Mn}_{\text{СТ}}^{\text{В}}$, $\text{Si}_{\text{СТ}}^{\text{Н}} < \text{Si}_{\text{СТ.Р}} < \text{Si}_{\text{СТ}}^{\text{В}}$, $P_{\text{СТ.Р}} < P_{\text{СТ}}^{\text{В}}$, $S_{\text{СТ.Р}} < S_{\text{СТ}}^{\text{В}}$, то розрахунки в розділах 2 і 3 виконані вірно.

4. РОЗРАХУНОК ТЕПЛОВОГО БАЛАНСУ ПЛАВКИ

Наведені нижче рівняння вміщують теплоємкості, тепловмісти речовин, що беруть участь в плавці, і теплові ефекти хімічних реакцій, значення яких взяті з робіт [1-6].

4.1. Прихід тепла

Чавун вносить

$$Q_{\text{ЧАВ}} = M_{\text{ЧАВ}} \cdot (61,9 + 0,88 \cdot t_{\text{ЧАВ}}), \text{ кДж.} \quad (4.1)$$

Міксерний шлак вносить

$$Q_{\text{М.Ш}} = (1,53 \cdot t_{\text{ЧАВ}} - 710) \cdot a \cdot \frac{M_{\text{ЧАВ}}}{100}, \text{ кДж.} \quad (4.2)$$

Окислення домішок металошихти вносить

$$Q_{\text{ДОМ}} = [11680 \cdot (1 - \alpha) + 35300 \cdot \alpha] \cdot (C_{\text{МЕТ.Ш.}} - 0,01 \cdot M_{\text{СТ}} \cdot C_{\text{ПОВ}}) + 26930 \cdot \text{Si}_{\text{МЕТ.Ш.}} + 7035 \cdot (\text{Mn}_{\text{МЕТ.Ш.}} - 0,01 \cdot M_{\text{СТ}} \cdot \text{Mn}_{\text{ПОВ}}) + 19755 \cdot (P_{\text{МЕТ.Ш.}} - 0,01 \cdot M_{\text{СТ}} \cdot P_{\text{ПОВ}}), \text{ кДж.} \quad (4.3)$$

Окислення заліза, що переходить в шлак і пил, вносить

$$Q_{\text{Fe}} = 0,01 \cdot M_{\text{шл}} \cdot [3600 \cdot (\text{FeO}) + 5110 \cdot (\text{Fe}_2\text{O}_3) + 5110 \cdot \phi] , \text{кДж.} \quad (4.4)$$

Тепло шлакоутворення вносить

$$Q_{\text{шл.утв.}} = 0,01 \cdot M_{\text{шл}} \cdot [2300 \cdot (\text{SiO}_2) + 4,866 \cdot (\text{P}_2\text{O}_5)] , \text{кДж.} \quad (4.5)$$

Таким чином, прихід тепла дорівнює

$$Q_{\text{ПРИХІД}} = Q_{\text{чав}} + Q_{\text{м.ш.}} + Q_{\text{дом}} + Q_{\text{Fe}} + Q_{\text{шл.утв.}} , \text{кДж.} \quad (4.6)$$

4.2. Витрата тепла

Рідка сталь уносить

$$Q_{\text{ст}} = M_{\text{ст}} \cdot (54,8 + 0,84 \cdot t_{\text{ст}}) , \text{кДж.} \quad (4.7)$$

Шлак уносить

$$Q_{\text{шл}} = M_{\text{шл}} \cdot (2,09 \cdot t_{\text{ст}} - 1380) , \text{кДж.} \quad (4.8)$$

Конвертерні газу уносять (для спрощення розрахунку прийняті постійні теплоємності газів, що відповідають температурам 1450 – 1500 °С)

$$Q_{\text{газ}} = \frac{t_{\text{чав}} + t_{\text{ст}}}{2} \cdot (1,466 \cdot V_{\text{CO}} + 2,353 \cdot V_{\text{CO}_2} + 1,44 \cdot V_{\text{N}_2} + 1,528 \cdot V_{\text{O}_2}) , \text{кДж.} \quad (4.9)$$

Дисоціація окислів заліза шихти

$$Q_{\text{ДИС}}^{\text{Fe}} = 3600 \cdot 0,01 \cdot \left(\frac{a}{100} \cdot M_{\text{ЧАВ}} \cdot \text{FeO}_{\text{М.Ш.}} + \frac{c}{100} \cdot M_{\text{СКР}} \cdot \text{FeO}_{\text{ОК}} \right) + 5110 \cdot 0,01 \cdot \left(M_{\Phi} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_{3\Phi} + \frac{c}{100} \cdot M_{\text{СКР}} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_{3\text{ОК}} \right), \text{кДж.} \quad (4.10)$$

Дисоціація CaCO_3

$$Q_{\text{ДИС}}^{\text{CaCO}_3} = 4040 \cdot 0,01 \cdot M_{\text{ВАП}} \cdot \text{CO}_{2\text{ВАП}}, \text{кДж}, \quad (4.11)$$

де 4040 – теплота дисоціації CaCO_3 , CO_2 , кДж/кг.

Уносятся з пилом

$$Q_{\text{ПИЛ}} = \varphi \cdot (23,05 + 0,69 \cdot \frac{t_{\text{ЧАВ}} + t_{\text{СТ}}}{2}), \text{кДж.} \quad (4.12)$$

Уносятся з викидами металу, корольками металу в шлаці і виплесками

$$Q_{\text{ВКВ}} = (\Delta \text{Fe}_{\text{ВТР}} - \varphi) \cdot (54,9 + 0,838 \cdot t_{\text{СТ}}), \text{кДж.} \quad (4.13)$$

Теплові втрати у конвертерах зручно класифікувати, прив'язуючи їх тільки до періоду продувки (часом виділення тепла):

- 1) втрати випромінюванням через корпус конвертера (0,2 – 0,7 % від приходу тепла);
- 2) втрати, пов'язані з акумуляцією тепла футерівкою (2,2 – 2,8 %);
- 3) втрати з охолоджуючою фурму водою (0,35 – 0,70 %).

Сумарні теплові втрати у великовантажних конвертерах (150 – 400 т) треба приймати в межах 2,6 – 3,1 % від загального приходу тепла на плавку:

$$Q_{\text{ВТР}} = 0,01 \cdot Q_{\text{ПРИХІД}} \cdot 2,6, \text{ кДж.} \quad (4.13)$$

Таким чином, витрата тепла складає

$$Q_{\text{ВИТРАТА}} = Q_{\text{СТ}} + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{ГАЗ}} + Q_{\text{ДИС}}^{\text{Fe}} + Q_{\text{ДИС}}^{\text{CaCO}_3} + Q_{\text{ПИЛ}} + Q_{\text{ВКВ}} + Q_{\text{ВТР}}, \text{ кДж.} \quad (4.14)$$

5. РОЗРАХУНОК КОРИГУЮЧИХ ДОБАВОК

Коригуючі операції призводяться, якщо різниця між приходом і витратою тепла перевищує 0,5 – 0,8 %, що відповідає відхиленню фізичної температури сталі від середньозаданої на $\pm 10 - 15^\circ\text{C}$.

В студентських роботах розрахунок коригуючих добавок необхідно виконувати в усіх випадках (незалежно від величини різниці між приходом і витратою тепла).

Надлишок (дефіцит) тепла ΔQ складає:

$$\Delta Q = Q_{\text{ПРИХІД}} - Q_{\text{ВИТРАТА}}, \text{ кДж} \quad (5.1)$$

або

$$\Delta Q' = \frac{\Delta Q}{Q_{\text{ПРИХІД}}} \cdot 100, \text{ \% від приходу тепла.} \quad (5.2)$$

Коригуюча кількість сталюого скрапу $\Delta M_{\text{скр}}$ складає

$$\Delta M_{\text{скр}} = \frac{\Delta Q}{0,84 \cdot t_{\text{СТ}} + 54,9}, \text{ кг,} \quad (5.3)$$

де $(0,84 \cdot t_{\text{СТ}} + 54,9)$ - охолоджуючий ефект сталюого скрапу, кДж/кг.

В кінці розділу 5 повинні бути наведені висновок щодо температури отриманої сталі (більше або нижче заданої), а також рішення автора роботи відносно використання розрахованої коригуючої кількості сталюого скрапу.

Для спрощення розрахунку зміною статей матеріального балансу плавки і хімічного складу сталі при зміні витрати скрапу, пов'язаній з коригуючими операціями, можна зневажити.

Таблиця І.3– Варіанти індивідуальних завдань

№ варіанта	Склад чавуну, %					Склад готової сталі, %					Температура ,°C	
	C	Si	Mn	P	S	C	Si	Mn	P не більше	S не більше	чавуну	сталі
1,31,61,91	4,32	0,85	1,0	0,17	0,05	0,38-0,46	0,20 - 0,30	0,58-0,78	0,04	0,04	1350	1595
2,32,62,92	4,65	0,94	0,95	0,16	0,06	0,08-0,16	0,0	0,33-0,53	0,05	0,04	1370	1620
3,33,63,93	4,45	0,88	1,15	0,17	0,45	0,15-0,23	0,19-0,29	0,44 - 0,64	0,04	0,05	1380	1600
4,34,64,94	4,60	0,73	0,98	0,18	0,05	0,13-0,21	0,18-0,28	0,40 - 0,60	0,05	0,05	1335	1610
5,35,65,95	4,25	0,82	1,08	0,15	0,045	0,30 - 0,38	0,18-0,28	0,48 - 0,68	0,045	0,04	1350	1590
6,36,66,96	4,40	0,85	1,13	0,20	0,05	0,14-0,22	0,16-0,26	0,36-0,56	0,05	0,04	1330	1620
7,37,67,97	4,70	0,91	0,98	0,20	0,040	0,08-0,16	0,0	0,30-0,50	0,05	0,04	1380	1620
8,38,68,98	4,35	0,80	1,05	0,19	0,05	0,20 - 0,28	0,14-0,24	0,46 - 0,66	0,04	0,04	1340	1610
9,39,69,99	4,29	0,78	1,13	0,18	0,05	0,10-0,18	0,18-0,28	0,40 - 0,60	0,05	0,05	1370	1620
10, 40,70,00	4,55	0,81	1,02	0,18	0,06	0,12-0,19	0,17-0,27	0,37 - 0,67	0,05	0,05	1360	1620
11,41,71	4,70	0,83	0,73	0,12	0,05	0,25 - 0,33	0,20 - 0,30	0,60 - 0,80	0,04	0,04	1325	1600
12,42,72	4,30	0,80	0,69	0,18	0,06	0,08-0,16	0,0	0,35 - 0,55	0,04	0,05	1380	1625
13,43,73	4,40	0,91	0,92	0,20	0,04	0,10-0,18	0,15-0,25	0,40 - 0,60	0,05	0,05	1340	1620
14, 44,74	4,50	0,95	0,85	0,16	0,04	0,06-0,14	0,0	0,30 - 0,50	0,05	0,05	1370	1620
15,45,75	4,20	1,00	1,00	0,20	0,05	0,30-0,38	0,25 - 0,35	0,50 - 0,70	0,045	0,04	1330	1590
16,46,76	4,50	0,85	0,67	0,11	0,06	0,42 - 0,50	0,18-0,26	0,58 - 0,78	0,05	0,04	1390	1580
17,47,77	4,50	0,67	1,10	0,14	0,05	0,30 - 0,36	0,16-0,26	0,45 - 0,65	0,04	0,04	1380	1590
18,48,78	4,22	0,70	0,70	0,18	0,05	0,14-0,22	0,17-0,27	0,40 - 0,60	0,05	0,05	1350	1610
19,49,79	4,40	0,80	1,06	0,12	0,06	0,22 - 0,30	0,25 - 0,35	0,60 - 0,80	0,045	0,04	1320	1600
20,50,80	4,50	0,90	1,02	0,19	0,05	0,12-0,20	0,16-0,26	0,35 - 0,55	0,05	0,05	1350	1620

21,51,81	4,60	0,88	0,60	0,13	0,04	0,48 - 0,53	0,18-0,28	0,60 - 0,80	0,05	0,04	1360	1580
22,52,82	4,55	0,77	0,85	0,12	0,06	0,25 - 0,33	0,23 - 0,33	0,40 - 0,60	0,04	0,04	1370	1590
23,53,83	4,45	0,75	1,15	0,12	0,045	0,15-0,23	0,25 - 0,35	0,45 - 0,65	0,04	0,04	1380	1600
24,54,84	4,38	0,84	1,08	0,13	0,05	0,40 - 0,48	0,18-0,28	0,65 - 0,85	0,045	0,04	1400	1590
25,55,85	4,40	0,69	0,65	0,16	0,06	0,48 - 0,53	0,25 - 0,35	0,60 - 0,80	0,045	0,04	1380	1590
26,56,86	4,60	0,93	1,12	0,14	0,05	0,22 - 0,30	0,16-0,26	0,45 - 0,65	0,05	0,04	1390	1600
27,57,87	4,42	0,86	1,05	0,19	0,055	0,21 -0,29	0,17-0,27	0,40 - 0,60	0,045	0,045	1370	1600
28,58,88	4,35	0,70	0,80	0,16	0,05	0,16-0,24	0,18 - 0,28	0,55 - 0,75	0,04	0,04	1380	1600
29,59,89	4,62	0,97	0,97	0,13	0,04	0,36 - 0,44	0,23 - 0,33	0,60 - 0,80	0,04	0,04	1370	1590
30,60,90	4,29	0,72	0,90	0,14	0,045	0,15-0,23	0,25-0,35	0,45 - 0,65	0,04	0,04	1350	1600

Самостійно виконане завдання оформлюється в зошиті або на листах формату А4, направляється в академію для перевірки, а в період сесії захищається студентом на кафедрі.

4. ЛАБОРАТОРНІ РОБОТИ

Лабораторна робота № 1

Паспорт конвертерної плавки

Мета роботи: ознайомитись формою паспорта киснево-конвертерної плавки та його змістом. Навчитися оцінювати стан технології, розраховувати і аналізувати технологічні параметри і техніко-економічні показники киснево-конвертерної плавки.

Матеріали і обладнання: роздруківки електронних паспортів плавок сучасного киснево-конвертерного цеху, калькулятор або ПК.

Теоретичні положення

Паспортом киснево-конвертерної плавки є документ або база даних, до якої вноситься інформацію щодо дати і часу проведення плавки, номеру кисневого конвертера, хімічного складу і витрати шихтових матеріалів, режимів їх вводу, результатів плавки, майстра і бригади, які виконували плавку, та їх зауважень стосовно ходу плавки. У разі розливання сталі у зливки до паспорту конвертерної плавки також вносяться дані по розливці сталі. Паспорт ведеться операторами відділу технічного контролю (ВТК). Інформація з паспорту конвертерної плавки використовується для вивчення і аналізу технології з метою її вдосконалення та оптимізації.

Методика виконання роботи

На початку заняття студенти отримують роздруківки електронних паспортів плавок киснево-конвертерного цеху, з яких обирають для аналізу плавку, що відповідає порядковому номеру студента у журналі групи. Для обраної плавки студент має розрахувати наступні технологічні параметри і техніко-економічні показники.

Садка G – це вага металошихти, що завалюється в конвертер на плавку. Вимірюється в тоннах.

Ємність конвертера E – це вага рідкої сталі, що зливається з конвертера в ківш. Вимірюється в тоннах.

Вихід придатного Y – відношення ваги рідкої сталі (ємності) до ваги металошихти (садки). Зазвичай становить 88÷92 %.

Питома витрата металошихти $M_{м.ш.}$ – вага металошихти, яка була витрачена на виробництво 1 т рідкої сталі. Зазвичай становить 1090÷1140 кг/т сталі.

Частка брукхту в металошихті $q_{бр}$ зазвичай становить 20÷25 %.

Питома витрата чавуну $M_{чав}$ – вага чавуну, яка була витрачена на виробництво 1 т рідкої сталі. Зазвичай становить 760÷910 кг/т сталі.

Питома витрата вапна $M_{вап}$ – вага вапна, яка була витрачена на виробництво 1 т рідкої сталі. Вимірюється в кг/т сталі.

Питома витрата кисню V_{O_2} – об'єм кисню, який було витрачено на виробництво 1 т рідкої сталі. Вимірюється в м³/т сталі.

Інтенсивність продувки i_{O_2} – об'єм кисню, що вдувається в конвертер за одиницю часу. Вимірюється в м³/хв.

Питома інтенсивність продувки I_{O_2} – інтенсивність продувки віднесена до ємності конвертера. Вимірюється в м³/т·хв.

Основність шлаку B – відношення масових концентрацій основних (СаО, MgO) і кислих (SiO₂) оксидів в шлаку. Для нормального ведення процесу та ефективного видалення домішок з розплаву величина основності має становити 2,5÷3,5.

Ступінь десульфурзації δ_S – відношення зменшення вмісту сірки в розплаві по завершенню плавки до її початкового вмісту в ванні перед продувкою. Розраховується за наступною формулою

$$\delta_S = \frac{M_{чав}[S]_{чав} + M_{бр}[S]_{бр} - M_{ст}[S]_{ст}}{M_{чав}[S]_{чав} + M_{бр}[S]_{бр}} \cdot 100\%, \quad (1)$$

де $M_{чав}, M_{бр}, M_{ст}$ – вага відповідно чавуну, брукхту і сталі, т;

$[S]_{чав}, [S]_{бр}, [S]_{ст}$ – вміст сірки відповідно у чавуні, брукхті* і сталі, т;

Флюсуюча здатність вапна Φ – вага оксиду кальцію вапна, що витрачається на офлюсування оксидів кремнію шлаку. Зазвичай складає 0,8÷0,83 і визначається за формулою

* Вміст сірки у брукхті можна прийняти таким самим, як і в готовій сталі

$$\Phi = 0,01 \cdot [(CaO)_{\text{ван}} - B(SiO_2)_{\text{ван}}], \quad (2)$$

де $(CaO)_{\text{ван}}$, $(SiO_2)_{\text{ван}}$ – масова частка у вапні відповідно оксидів кальцію і кремнію, т.

Угар феросплавів Y – масова частка корисного елементу феросплаву, яка не засвоїлась розплавом, а була втрачена через взаємодію із киснем, що міститься у металі, шлаковій фазі та повітрі. Залежно від використовуваних феросплавів розраховується за наступними формулами

$$Y_{Mn} = 100 \cdot \left[1 - \frac{M_{cm}(Mn_{cm} - Mn_{нов})}{Mn_{FeMn} \cdot M_{FeMn} + Mn_{SiMn} \cdot M_{SiMn}} \right], \%, \quad (3)$$

де M_{cm} , M_{FeMn} , M_{SiMn} – вага відповідно рідкої сталі, феромарганцю і силікомарганцю, т;

Mn_{cm} , $Mn_{нов}$, Mn_{FeMn} , Mn_{SiMn} – вміст марганцю відповідно у готовій сталі, на повалці перед розкисленням, у феромарганці (78%) та силікомарганці (60%), %.

$$Y_{Si} = 100 \cdot \left[1 - \frac{M_{cm} \cdot Si_{cm}}{Si_{FeMn} \cdot M_{FeMn} + Si_{SiMn} \cdot M_{SiMn}} \right], \%, \quad (4)$$

де Si_{cm} , Si_{FeMn} , Si_{SiMn} – вміст марганцю відповідно у готовій сталі, на повалці перед розкисленням, у феромарганці (1÷2%) та силікомарганці (20÷25%), %.

Після розрахунку наведених вище показників та параметрів студенти мають встановити та пояснити основні технологічні закономірності конвертерного процесу. Для цього використовуючи всі плавки з роздруківки необхідно побудувати графіки наступних залежностей: $\tau_{пл} = f(C_{нов})$, $t_{нов} = f(C_{нов})$, $Y_{Mn} = f(C_{нов})$, $Y_{Si} = f(C_{нов})$.

У якості додаткового завдання пропонується виконати наступні завдання.

Додаткові завдання

- 1) Визначити вагу та масову частку марганцю, що окислився за плавку.
- 2) Визначити вагу та масову частку кремнію, що окислився за плавку.

- 3) Визначити вагу та масову частку вуглецю, що окислився за плавку. Початковий вміст вуглецю перед продувкою прийняти довільно в межах $3,9 \div 4,5$ %.
- 4) Визначити об'єм кисню, що було витрачено на окислення марганцю.
- 5) Визначити об'єм кисню, що було витрачено на окислення кремнію.
- 6) Визначити об'єм кисню, що було витрачено на окислення вуглецю.
- 7) Визначити кількість тепла, що було виділено при окисненні марганцю.
- 8) Визначити кількість тепла, що було виділено при окисненні кремнію.
- 9) Визначити кількість тепла, що було виділено при окисненні вуглецю до {CO}.
- 10) Визначити кількість тепла, що було виділено при окисненні заліза. В розрахунку слід використовувати загальний вміст оксидів заліза у шлаку з паспортів плавок.

Таблиця 1

Теплові ефекти окислення елементів киснем, кДж/кг елемента

Елемент	Без ошлакування	З ошлакуванням
Si	25,7	29,3
Mn	6,4	6,8
Fe	4,1	4,4
C→CO	11,2	-
C→CO₂	32,6	-
P	18,2	24,6

Лабораторна робота № 2

Моделювання процесів позаагрегатного рафінування чавуну на ПЕОМ

Мета роботи: визначення витрати реагентів для досягнення заданого вмісту кремнію, фосфору та сірки в чавуні.

Матеріали та обладнання: робота виконується в програмі «Обр чугуна и стали.xls» на ПК.

Теоретичні положення

Основними задачами позапічної обробки чавуну є десиліконізація, дефосфорація і десульфуратія. Через відмінність умов протікання цих процесів

їх зазвичай здійснюють на різних установках. Але існують і технології, що забезпечують лодночасне видалення цих домішок. Найбільше поширення одержала технологія позапічної десульфурзації чавуну.

Десиліконізація чавуну. Виконується з метою зменшення вмісту кремнію в чавуні, що призводить до зменшення витрати вапна і, відповідно, маси шлаку (до 2÷4%) у конвертерній плавці. Для обробки використовують матеріали, що містять кисень: залізну руду, агломерат, окалину, які вдувають у струмені азоту повітря чи кисню. Витрата реагенту коливається в межах 10÷45 кг/т чавуну. При десиліконізації важливо вводити реагенти таким чином, щоб запобігти окисленню вуглецю. Це досягається введенням реагентів у глиб розплаву, де умови протікання реакції окислення вуглецю стрімко погіршуються.

Дефосфорація чавуну. Отримання низького вмісту фосфору в доменній печі можливо лише використанням шихти із низьким вмістом фосфору. Умовами протікання реакції дефосфорації є низька температура розплаву і висока основність та окисленість шлаку. Ці умови досягаються шляхом використання матеріалів, що містять вапно і оксиди заліза та соду. Зазвичай використовують суміші реагентів окалини, вапна і плавикового шпату у співвідношенні 10:9:1. Їх витрата складає до 50 кг/т чавуну. Щоб уникнути помітних тепловтрат при обробці порошкоподібні матеріали вдувають у струмені кисню з інтенсивністю 10÷20 л/хв. Також можливе використання азоту. Ефективність дефосфорації суттєво збільшується при обробці попередньо знекремленого чавуну.

Десульфурация чавуну. Зниження вмісту сірки в чавуні на випуску з доменної печі досягають зниженням витрати коксу, використовуючи багату на залізо флюсовану шихту, використанням природного газу і високо нагрітого дуття, зменшують вміст сірки у коксі та видаляють сірку з руд при окускуванні. Умовами протікання десульфурзації є високі температура розплаву і основність шлаку та низька окисленість шлаку. У якості реагентів десульфураторів використовують магній, матеріали, що містять кальцій, соду і марганець. Ефективність реагентів збільшується у наступній послідовності: сода, карбід кальцію, вапно, магній. Високий ступінь засвоєння магнію досягається шляхом використання наступних технологій:

- 1) Вдування гранульованого магнію у струмені природного газу;

- 2) Подача вглиб металу суміші магнію і матеріалів, що містять кальцій у струмені азоту або повітря.
- 3) Вдування гранульованого магнію пасивованого солями (NaCl , CaCl_2 , MgCl_2 і KCl) у струмені азоту або повітря.
- 4) Введення порошкового дроту, який містить наповнювач з суміші магнію та інших компонентів.
- 5) Використання магнококсу-реагенту, у формі шматків коксу насичених магнієм.

До матеріалів, що містять кальцій, відносять вапно, вапняк, карбід кальцію та їх суміші, наприклад діамідне вапно **CaD** ($\text{CaC}_2:\text{CaCO}_3=60:40$). При введенні тугоплавких реагентів (вапна, карбіда кальцію та їх сумішей) необхідні спеціальні заходи, щодо їх перемішування.

Використання для десульфурзації соди вимагає встановлення спеціальних стендів з газоуловлюванням і газоочисткою.

Методика проведення роботи

Робота умовно поділена на 2 частини, які відповідають етапам позаагрегатної обробки чавуну: 1) десиліконізація і дефосфорація; 2) десульфурация.

Порядок виконання комп'ютерного моделювання десиліконізації і дефосфорації чавуну

1) З додатку А студенти переносять вихідні данні (хімічний склад, температуру і масу чавуну) для моделювання в програму (Лист «**DSi_DP**»);

2) Розраховують вручну кінцевий вміст кремнію та фосфору в чавуні при ступені десиліконізації 10, 20, 30, 40, 50 % та ступені дефосфорації 30, 35, 40, 45, 50 %. Розраховані концентрації домішок заносять в таблиці 1-2, 5.

3) Виконують моделювання десиліконізації чавуну, змінюючи кінцевий вміст кремнію в чавуні відповідно до розрахованого в табл. 1-2. Для цього у лівому віконці «**Десиліконізація чавуну**» натискають кнопку із назвою відповідного реагенту. Результати (витрати реагентів та збільшення температури чавуну) записують в табл. 1-2. Після цього натискають кнопку «**Очистити**» і натискають кнопку з назвою наступного реагенту. Моделювання повторюють для всіх реагентів і кожного кінцевого вмісту кремнію в чавуні.

Таблиця 1

Витрата реагентів для десиліконізації

$Si_{поч}, \%$	$Si_{кін}, \%$	$\delta_{Si}, \%$	Витрата реагентів, кг/т чавуну		
			Окалина	Агломерат	Сода
		10			
		20			
		30			
		40			
		50			

4) Для ступеня десиліконізації 50% виконують моделювання обробки чавуну сумішшю з різним співвідношенням компонентів, занотовуючи її витрату і величину збільшення температури чавуну у потрібну діаграму, що зображена на рис. 1. Для спрощення аналізу результатів моделювання бажано вносити значення двох досліджуваних показників у дві окремі діаграми.

Таблиця 2

Змінення температури чавуну після десиліконізації

$Si_{поч}, \%$	$Si_{кін}, \%$	$\delta_{Si}, \%$	Збільшення температури чавуну після обробки реагентом, °C		
			Окалина	Агломерат	Сода
		10			
		20			
		30			
		40			
		50			

5) За даними рис. 1 визначають найбільш ефективний серед розглянутих варіант суміші.

6) Для ступеня десиліконізації 50% виконують моделювання обробки чавуну окалиною, агломератом та содою при використанні різного газу-носія (азот, повітря та кисень). Визначають найбільш ефективний газ-носіє. Результати моделювання записують в табл. 3.

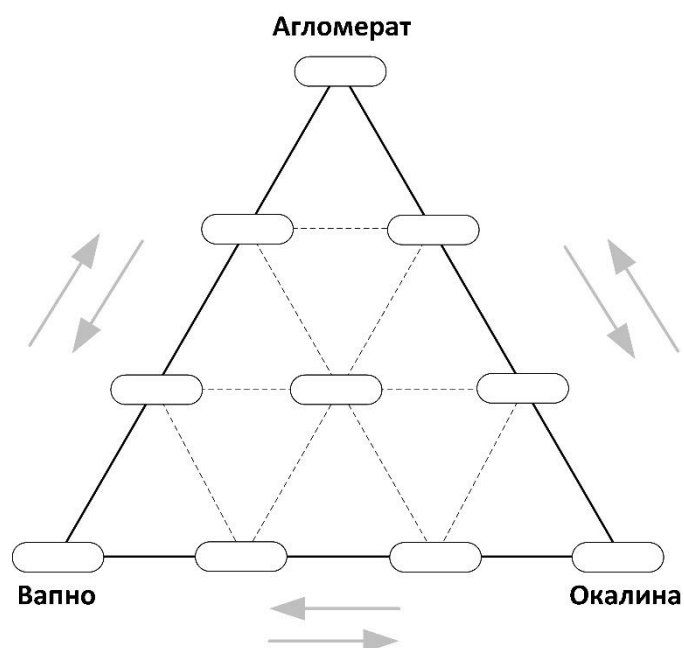


Рис. 1. Результати моделювання процесу десиліконізації чавуну сумішами із різним хімічним складом

Таблиця 3

Витрата реагентів при використанні різного газу-носія

Реагент	Газ-носії		
	азот	повітря	кисень
Окалина			
Агломерат			
Сода			

7) Для ступеня десиліконізації 50% виконують моделювання обробки чавуну окатиною, агломератом та содою при використанні найбільш ефективного газу-носія. Питому витрату останнього змінюють в межах 0,3-0,7 з кроком 0,1 м³/т. Результати моделювання записують в табл. 4.

Таблиця 4

Витрата реагентів при різній питомій витраті газу-носія

Питома витрата газу-носія, м ³ /т	Витрата реагентів, кг/т чавуну		
	Окалина	Агломерат	Суміш
0,3			
0,4			
0,5			
0,6			
0,7			

8) Виконують моделювання дефосфорації чавуну, змінюючи кінцевий вміст фосфору в чавуні відповідно до розрахованого в табл. 5, і занотовуючи витрату суміші та приріст енергоємності чавуну.

Таблиця 5

Результати обробки для досягнення різного ступеня дефосфорації

$P_{\text{поч}}, \%$	$P_{\text{кін}}, \%$	$\delta_P, \%$	Витрата суміші, кг/т	Приріст енергоємності чавуну, МДж/т
		10		
		20		
		30		
		40		
		50		

9) За результатами моделювання процесів десиліконізації і дефосфорації будують графіки залежності:

- кінцевого вмісту кремнію в чавуні від витрати реагентів (див. табл. 1);
- збільшення температури чавуну від кінцевого вмісту кремнію в чавуні (див. табл. 2);
- стовпчасту діаграму витрати реагентів для десиліконізації чавуну при використанні різного газу-носія (див. табл. 3);
- витрати різних реагентів від питомої витрати газу-носія на обробку (див. табл. 4);
- витрати суміші для дефосфорації від кінцевого вмісту фосфору в чавуні (див. табл. 5);
- приросту енергоємності чавуну після обробки від кінцевого вмісту фосфору в чавуні (див. табл. 5).

Порядок виконання комп'ютерного моделювання десульфурзації

1) З додатку А студенти переносять вихідні данні (хімічний склад, температуру і масу чавуну) для моделювання в програму (Лист «УДЧ1»);

2) Розраховують вручну кінцевий вміст сірки в чавуні при ступені десульфурзації 50, 60, 70, 80, 90 %. Розраховану концентрацію домішок заносять в таблиці 6 і 7.

Таблиця 6

Витрата реагенту

$S_{поч}, \%$	$S_{кін}, \%$	$\delta_S, \%$	Витрата реагенту, кг/т				
			гранульований магній	вапно	карбід кальцію	магнієвий дріт	сода
		50					
		60					
		70					
		80					
		90					

Таблиця 7

Падіння температури чавуну після обробки

$S_{поч}, \%$	$S_{кін}, \%$	$\delta_S, \%$	Падіння температури чавуну після обробки, °C				
			гранульований магній	вапно	магній та вапно	магнієвий дріт	сода
		50					
		60					
		70					
		80					
		90					

3) Виконують моделювання десульфурації чавуну запропонованими реагентами, змінюючи кінцевий вміст сірки в чавуні відповідно до розрахованого в табл. 6 і 7.

4) Для сталої величини ступеня десульфурації чавуну 80 % визначають загальну витрату суміші реагентів із різною масовою часткою компонентів в ній. Результати записують у формі потрібної діаграми (рис. 2). У округлених

прямокутниках вказують витрату реагентів, що відповідає кожному варіанту хімічного складу суміші. Після цього біля кожної сторони великого трикутника та на кожній стороні маленьких трикутничків проставляють стрілки, направлені в бік зменшення питомої витрати суміші.

5) За результатами моделювання процесу десульфурації (див. табл. 6) будують графіки залежності:

- кінцевого вмісту сірки в чавуні від витрати реагентів (табл. 6);
- кінцевого вмісту сірки в чавуні від зменшення температури (табл. 7)
- зменшення температури чавуну після обробки від кінцевого вмісту сірки в чавуні;
- приросту енергоємності від кінцевого вмісту сірки в чавуні.

Зміст звіту з виконаної роботи:

- назва, мета і матеріали та обладнання для проведення лабораторної роботи;
- основні теоретичні положення з позапічного рафінування чавуну (5-6 сторінок зошиту);
- таблицю з вихідними даними (хімічний склад, температура і маса чавуну перед обробкою);
- таблиці 1-7 з результатами моделювання процесів позапічної обробки чавуну та потрійні діаграми (рис. 1-2) із результатами моделювання;

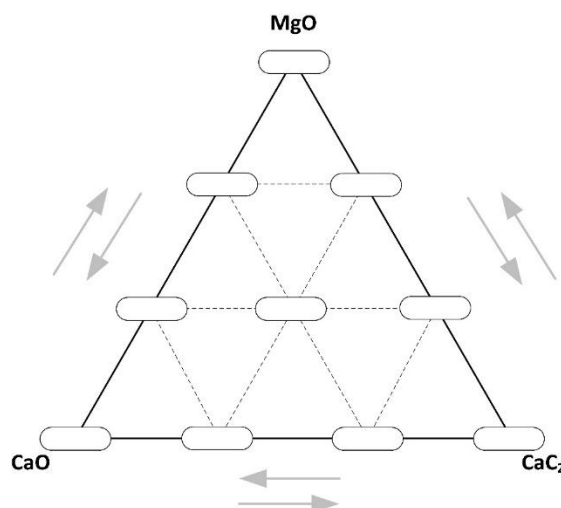


Рис. 2. Потрійна діаграма питомої витрати реагентів-десульфураторів

- графіки залежностей перелічені вище;
- висновки стосовно ефективності використання реагентів та режимів обробки для позапічного рафінування чавуну.

Таблиця 7

Вихідні дані

№ з/п	C	Si	Mn	S	P	t, °C	Вага, т
1	3,9	0,53	0,27	0,036	0,13	1398	202
2	4,5	0,5	0,28	0,04	0,1	1263	48
3	4	0,49	0,65	0,036	0,1	1386	160
4	4,4	0,46	0,52	0,022	0,11	1271	80
5	4,5	0,59	0,44	0,021	0,15	1368	232
6	4,2	0,61	0,23	0,023	0,13	1273	114
7	3,9	0,67	0,38	0,043	0,13	1270	234
8	4,4	0,69	0,7	0,023	0,14	1382	255
9	4	0,51	0,25	0,033	0,11	1305	62
10	4,5	0,39	0,36	0,037	0,12	1268	80
11	4	0,49	0,76	0,043	0,13	1378	50
12	4,5	0,64	0,68	0,04	0,12	1274	122
13	4,3	0,4	0,52	0,024	0,12	1355	246
14	3,9	0,42	0,66	0,041	0,15	1337	75
15	4,4	0,59	0,7	0,039	0,1	1284	117
16	4	0,49	0,72	0,042	0,11	1386	152
17	3,9	0,47	0,45	0,037	0,12	1321	144
18	4,2	0,36	0,37	0,031	0,1	1252	250
19	4,5	0,5	0,8	0,024	0,1	1356	231
20	4,2	0,42	0,61	0,038	0,1	1310	250

Лабораторна робота №3

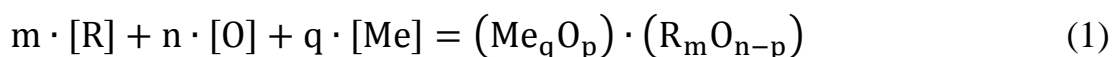
Розрахунок кількості феросплавів для розкислення сталі

Мета роботи: ознайомитися з методикою визначення маси феросплавів для розкислення і легування сталі.

Теоретичні положення

Для отримання якісного заданого типу сталевого зливка необхідно регулювати вміст розчиненого кисню в рідкій сталі перед її розливкою. Вміст розчиненого в металі кисню в кінці плавки в результаті регулюючої дії вуглецю звичайно не співпадає з тим його вмістом, який необхідно мати в рідкій сталі при її розливці. Для кожного типу сталі вміст кисню повинен мати визначене значення, що відповідає вмісту вуглецю в металі: він повинен бути дуже низьким при отриманні спокійної сталі та знаходитись у визначених оптимальних межах при розливанні напівспокійної і киплячої сталі.

З метою зв'язування розчиненого в металі кисню в міцні оксиди сталь розкислюють осаджуючим методом. Велика частина утворюваних оксидів видаляється з металу. Процес розкислення сталі або взагалі якого-небудь металу (назвемо його розчинником) можна представити так:



де R - елемент-розкислювач; Me - метал-розчинник, що розкислюється; $(Me_qO_p) \cdot (R_mO_{n-p})$ - продукт розкислення, в складі якого може міститися та чи інша кількість оксиду металу-розчинника.

В якості розкислювачів - елементів, що з'єднуються з розчиненим в металі киснем і які забезпечують отримання необхідного, при даній концентрації вуглецю в металі, вмісту розчиненого кисню, найчастіше застосовуються марганець, кремній і алюміній, рідше кальцій, титан, цирконій, ванадій.

Осаджуюче розкислення дає найкращі результати при поєднанні наступних умов:

- а) достатній міцності оксидів що утворюються при поєднанні елементів-розкислювачів з киснем;
- б) швидкого розчинення розкислювачів;
- в) великої швидкості спливання продуктів розкислені,

- г) гарного поглинання продуктів розкислення оксидною фазою (шлаком, плівкою оксидів), яка контактує з рідким металом, що розкислюється;
- д) відсутності небажаного впливу елементів розкислювачів.

Цим властивостям найбільш повно відповідають феросплави - феромарганець, феросиліцій, металічний алюміній, комплексні розкислювачі - силікомарганець, АМС та ін. Рідше застосовуються феротитан, фероцирконій, фероніобій та ін.

Хімічний склад деяких розкислювачів приведений в табл. 1-3.

Таблиця 1 – Хімічний склад феромарганцю

№ з/п	група	Марка	Вміст марганцю, %	Вміст компонентів, % (не більш)			
				C	Si	P	S
1	Високовуглецевий	ФМn 78	78-82	7.0	2.0	0.35	0.03
		ФМn 75	75	7.0	1.0	0.45	0.03
2	Середньовуглецевий	ФМn 2.0	75	2.0	2.0	0.35	0.03
		ФМn 1.0	75	1.0	2.0	0.35	0.03
3	Низьковуглецевий	ФМn 0.5	65	0.5	2.0	0.30	0.03

Таблиця 2 – Хімічний склад феросиліцію

№ з/п	Марка	Вміст кремнію, % (не менш)	Вміст компонентів, % (не більш)					
			C	S	P	Al	Mn	Cr
1	ФС 90	89	-	0,02	0,03	2,5	0,2	0,2
2	ФС 75	74-80	-	0,02	0,05	-	0,4	0,4
3	ФС 45	41-47	-	0,02	0,05	2,0	0,6	0,5
4	ФС 20	19-23	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	-

Таблиця 3 – Хімічний склад силікомарганцю

Марка	Вміст, %		Вміст компонентів, % (не більш)		
	кремнію	Марганцю (не менш)	C	P	S
СМn26	>26	60	0.2	0.005	0.03
СМn20	20-25	60	1.7	0.1	0.03
СМn17	17-20	60	1.7	0.1	0.03
СМn17	14-17	60	2.5	0.25	0.03

Зазвичай метал розкислюють не одним розкислювачем. Наприклад, марганець володіє дуже низькою розкислюючою здатністю. Він не може забезпечити таку низьку активність кисню, яка необхідна для спокійного затвердіння метану без утворення оксиду вуглецю в ділянках локальних скупчень (внаслідок ліквідації) кисню і вуглецю. Тому марганець як єдиний (або майже єдиний) розкислювач застосовується тільки для підтримання активності кисню в оптимальних межах при виробництві киплячої сталі.

Кремній також не застосовується як єдиний розкислювач, так як при значних вмістах кремнію, необхідних для отримання низьких концентрацій кисню, продуктами розкислення є відносно тугоплавкі кварцові і силікатні включення, а можливо навіть і дрібні включення монооксиду кремнію, вельми негативно впливають на механічні властивості сталі. Тому сталь розкислюють послідовно декількома спочатку більш слабкими, потім більш сильними або комплексними розкислювачами, які містять у своєму складі кілька елементів-розкислювачів: а) кремній і марганець, б) кремній, марганець і алюміній, в) кремній і кальцій тощо.

Мета застосування декількох, простих або комплексних розкислювачів - отримати легкоплавкі продукти розкислення, які швидко формуються у відносно великі крапельки та швидко спливають і легко асимілюються тими чи іншим шлаком, який покриває метал.

Друга мета застосування декількох розкислювачів; прагнення отримати найбільш сприятливу форму неметалічних включень, що частково залишаються в металі.

Найбільш правильно вводити спочатку феромарганець, а потім феросиліцій. Таким чином легше отримати рідкі продукти розкислення.

Доцільніше здійснювати розкислені в ковші, ніж у сталеплавильному агрегаті, так як при цьому вигар розкислювача менший.

Для прискорення плавлення і досягнення більшої рівномірності розподілу в обсязі металу розкислювачів їх присаджують в ківш невеликими шматками (50...60 мм в діаметрі) або в розплавленому вигляді. Останнє доцільніше, особливо тоді, коли розкислювач одночасно є і легуючим компонентом, і його доводиться вводити у великих кількостях.

Перспективно застосувати розкислювачі і легуючі добавки в дробленому та збрикетованому вигляді. У цьому випадку для прискорення плавлення і

розчинення брикетів і зменшення теплових втрат іноді застосовуються екзотермічні добавки (алюміній, силікокальцій), які виділяють при згорянні велику кількість тепла, достатнього для розплавлення легуючих і розкислюючих матеріалів.

При легуванні сталі елементи, що володіють меншою спорідненістю до кисню, ніж залізо (Ni, Mo, Cu та ін) можна давати в завалку, так як вони практично не окислюються. Навпаки, легуючі елементи, що володіють більш високою спорідненістю до кисню, ніж залізо (Cr, V, Ti та ін.) дають в ківш після розкислення металу феросиліцієм і алюмінієм.

Розрахунок витрати феросплавів для розкислення і легування сталі

Для проведення розкислення необхідно задатися умовами проведення розкислення сталі. Від вірного вибору умов розкислення у значній мірі залежить відповідність результатів розрахунку практичним даним.

Розкислювачі присаджують у ківш у кількості, що забезпечує отримання (з врахуванням вигару) середньозаданого вмісту елементів у готовій сталі. Їх кількість M_{FeMn} , M_{FeSi} , M_{SiMn} розраховується за рівняннями:

- при розкисленні феромарганцем киплячих сталей

$$M_{FeMn} = \frac{M_{пов} \cdot (Mn_{ст}^{cep} - Mn_{пов})}{Mn_{FeMn} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Mn})} \quad (2)$$

- при розкисленні феромарганцем та феросиліцієм спокійних та напівспокійних сталей

$$M_{FeSi} = \frac{M_{пов} \cdot Si_{ст}^{cep}}{Si_{FeSi} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Si})} \quad (3)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{пов} \cdot (Mn_{ст}^{cep} - Mn_{пов})}{Mn_{FeMn} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Mn})} - \frac{Mn_{FeSi}}{Mn_{FeMn}} M_{FeSi} (1 - 0.01 \cdot Y_{Mn}) \quad (4)$$

- при розкисленні силікомарганцем з корегуванням феромарганцем

$$M_{SiMn} = \frac{M_{пов} \cdot Si_{ст}^{cep}}{Si_{SiMn} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Si})} \quad (5)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{пов} \cdot (Mn_{ст}^{cep} - Mn_{пов})}{Mn_{FeMn} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Mn})} - \frac{Mn_{SiMn}}{Mn_{FeMn}} M_{SiMn} (1 - 0.01 \cdot Y_{Mn}) \quad (6)$$

- при розкисленні силікомарганцем з корегуванням феросиліцієм

$$M_{SiMn} = \frac{M_{пов} \cdot (Mn_{ст}^{cep} - Mn_{пов})}{Mn_{SiMn} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Mn})} \quad (7)$$

$$M_{FeSi} = \frac{M_{пов} \cdot Si_{ст}^{cep}}{Si_{FeSi} \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_{Si})} - \frac{Si_{SiMn}}{Si_{FeSi}} M_{SiMn} (1 - 0.01 \cdot Y_{Si}) \quad (8)$$

- витрата коксика для науглецювання

$$M_K = \frac{M_{\text{пов}} \cdot (C_{\text{ст}}^{\text{сер}} - C_{\text{пов}})}{C_K \cdot (1 - 0.01 \cdot Y_C)} - \frac{C_{\text{FeMn}}}{C_K} M_{\text{FeMn}} (1 - 0.01 \cdot Y_C) - \frac{C_{\text{SiMn}}}{C_K} M_{\text{SiMn}} (1 - 0.01 \cdot Y_C)$$

(9)

У рівняннях 2 – 9 $C_{\text{ст}}^{\text{сер}}$, $\text{Si}_{\text{ст}}^{\text{сер}}$, $\text{Mn}_{\text{ст}}^{\text{сер}}$ - середній вміст елементів у готовій сталі, %; $C_{\text{пов}}$, $\text{Mn}_{\text{пов}}$ – вміст елементів у кінці плавки перед випуском з сталеплавильного агрегату, %; $M_{\text{пов}}$ – маса сталі у сталеплавильному агрегаті перед випуском у ківш, Y_C , Y_{Mn} , Y_{Si} – вигар елементу-розкислювача; Mn_{FeMn} , Si_{FeSi} , Mn_{SiMn} , Si_{SiMn} , C_K – вміст елементів-розкислювачів у феросплавах та коксіку.

Вигар елементу-розкислювача, в основному, визначається вмістом вуглецю у металі перед випуском, умовами проведення випуску та розкислення його можливо розрахувати за рівняннями:

- при $C_{\text{пов}} < 0,1\%$ вигар вуглецю

$$Y_C = 0,7 - 2,0 \cdot C_{\text{пов}}$$

(10)

- при $C_{\text{пов}} \geq 0,1\%$ вигар вуглецю

$$Y_C = 0,537 - 0,34 \cdot C_{\text{пов}}$$

(11)

- при $C_{\text{пов}} < 0,1\%$ вигар марганцю

$$Y_{\text{Mn}} = 0,4 - 2,0 \cdot C_{\text{пов}}$$

(12)

- при $C_{\text{пов}} \geq 0,1\%$ вигар марганцю

$$Y_{\text{Mn}} = 0,217 - 0,17 \cdot C_{\text{пов}}$$

(13)

Рівняннями 12 та 13 можливо використовувати для розрахунку вигару кремнію Y_{Si} .

Вигар розкислювача в ковші при обробці залежить не тільки від вмісту вуглецю в сталі перед випуском (що визначає концентрацію розчиненого кисню), але і від кількості пічного окисленого шлаку в сталерозливному ковші,

організації струменя металу при випуску сталі в сталерозливний ківш і ряд} інших чинників. Найчастіше ці параметри (окрім вмісту вуглецю в сталі) важко піддаються кількісній оцінці. Тому орієнтовна величина можливого вигару розкислювача визначається по змісту вуглецю в сталі перед випуском.

Помилковий вибір величини вигару розкислювача призводить до невідповідності хімічного складу сталі заданому або перевитраті розкислювачів і відповідного збільшення собівартості сталі.

Розрахунок маси сталі після розкислення і її складу

Маса сталі після розкислення

$$M_{\text{ст}} = M_{\text{пов}} + 0,01 \cdot M_{\text{FeMn}} \cdot (100 - 0,01 \cdot \text{Mn}_{\text{FeMn}} \cdot Y_{\text{Mn}} - 0,01 \cdot \text{Si}_{\text{FeMn}} \cdot Y_{\text{Si}} - \text{Al}_{\text{FeMn}}) + 0,01 \cdot M_{\text{FeSi}} \cdot (100 - 0,01 \cdot \text{Mn}_{\text{FeSi}} \cdot Y_{\text{Mn}} - 0,01 \cdot \text{Si}_{\text{FeSi}} \cdot Y_{\text{Si}} - \text{Al}_{\text{FeSi}}) + 0,01 \cdot M_{\text{SiMn}} \cdot (100 - 0,01 \cdot \text{Mn}_{\text{SiMn}} \cdot Y_{\text{Mn}} - 0,01 \cdot \text{Si}_{\text{SiMn}} \cdot Y_{\text{Si}} - \text{Al}_{\text{SiMn}}) + 0,01 \cdot M_{\text{к}} \cdot (100 - 0,01 \cdot C_{\text{к}} \cdot Y_{\text{C}}) \quad (14)$$

Тоді хімічний склад сталі після розкислення

$$C_{\text{ст}} = \frac{1}{M_{\text{ст}}} [M_{\text{пов}} C_{\text{пов}} + (1 - 0,01 Y_{\text{C}}) \cdot (M_{\text{FeMn}} C_{\text{FeMn}} + M_{\text{FeSi}} C_{\text{FeSi}} + M_{\text{SiMn}} C_{\text{SiMn}} + M_{\text{к}} C_{\text{к}})] \quad (15)$$

$$\text{Mn}_{\text{ст}} = \frac{1}{M_{\text{ст}}} [M_{\text{пов}} \cdot \text{Mn}_{\text{пов}} + (1 - 0,01 \cdot Y_{\text{Mn}}) \cdot (M_{\text{FeMn}} \cdot \text{Mn}_{\text{FeMn}} + M_{\text{FeSi}} \cdot \text{Mn}_{\text{FeSi}} + M_{\text{SiMn}} \cdot \text{Mn}_{\text{SiMn}})] \quad (16)$$

$$\text{Si}_{\text{ст}} = \frac{1}{M_{\text{ст}}} (1 - 0,01 \cdot Y_{\text{Si}}) \cdot (M_{\text{FeMn}} \cdot \text{Si}_{\text{FeMn}} + M_{\text{FeSi}} \cdot \text{Si}_{\text{FeSi}} + M_{\text{SiMn}} \cdot \text{Si}_{\text{SiMn}}) \quad (17)$$

$$S_{\text{ст}} = \frac{1}{M_{\text{ст}}} (M_{\text{пов}} \cdot S_{\text{пов}} + M_{\text{FeMn}} S_{\text{FeMn}} + M_{\text{FeSi}} S_{\text{FeSi}} + M_{\text{SiMn}} S_{\text{SiMn}} + M_{\text{к}} S_{\text{к}}) \quad (18)$$

$$P_{\text{ст}} = \frac{1}{M_{\text{ст}}} (M_{\text{пов}} \cdot P_{\text{пов}} + M_{\text{FeMn}} P_{\text{FeMn}} + M_{\text{FeSi}} P_{\text{FeSi}} + M_{\text{SiMn}} P_{\text{SiMn}}) \quad (19)$$

Порядок виконання

1. Відповідно до індивідуального номеру (згідно з журналом групи) та користуючись табл. 4 визначити тип сталі за ступенем розкисленості, вибрати відповідні феросплави для її розкислення й розрахувати необхідну їх кількість.

2. Розрахувати результати розкислення: масу сталі, її хімічний склад після розкислення.

Таблиця 4 - Вихідні данні

№ з/п	Склад сталі, %			Склад сталі перед розкисленням, %		Температура сталі, °С	Маса сталі перед випуском, т
	Вуглець	Кремній	Марганець	Вуглець	Марганець		
1	0,06-0,12	0,05	0,25-0,50	0,10	0,12	1590	160
2	0,09-0,15	0,07	0,25-0,50	0,12	0,16	1580	150
3	0,13-0,22	0,07	0,3-0,60	0,18	0,20	1600	300
4	0,14-0,22	0,12-0,30	0,40-0,65	0,20	0,22	1590	250
5	0,18-0,27	0,07	0,40-0,70	0,21	0,19	1600	220
6	0,18-0,27	0,12-0,30	0,40-0,70	0,25	0,24	1580	130
7	0,28-0,37	0,15-0,35	0,50-0,80	0,29	0,21	1600	50
8	0,38-0,49	0,15-0,35	0,50-0,80	0,40	0,26	1600	100
9	0,50-0,62	0,15-0,35	0,50-0,80	0,54	0,28	1560	150
10	0,05-0,12	0,05-0,15	0,25-0,50	0,08	0,10	1600	160
11	0,09-0,15	0,05-0,15	0,25-0,50	0,10	0,12	1590	180
12	0,14-0,22	0,05-0,15	0,40-0,65	0,15	0,15	1630	250
13	0,18-0,27	0,05-0,15	0,40-0,70	0,20	0,16	1620	220
14	0,28-0,37	0,05-0,15	0,50-0,80	0,30	0,18	1610	240
15	0,22-0,30	До 0,15	0,8-1,2	0,26	0,16	1600	250
16	0,38-0,49	0,05-0,15	0,5-0,80	0,44	0,20	1590	280
17	0,27-0,57	0,05-0,15	0,5-0,80	0,52	0,22	1600	300
18	0,40-0,50	0,05-0,15	0,5-0,80	0,46	0,24	1620	320
19	0,50-0,60	0,12	0,50-0,80	0,54	0,18	1560	340
20	0,60-0,80	0,15-0,30	0,6-0,80	0,68	0,20	1590	350

21	0,50-0,73	0,15-0,30	0,6-1,00	0,60	0,16	1560	360
22	0,47-0,53	0,15-0,40	0,50-0,80	0,50	0,19	1600	380
23	0,12	1,00-1,40	0,15-0,35	0,10	0,12	1560	100
24	0,10	0,12-0,17	0,15-0,45	0,08	0,10	1640	160
25	0,01	2,00-2,60	0,30-0,50	0,09	0,14	1620	200
26	0,41-0,48	0,17-0,37	0,65-0,90	0,46	0,26	1650	240
27	0,77-0,85	0,17-0,60	0,30-0,60	0,80	0,32	1580	280

Лабораторна робота №4

Розрахунок процесу десульфурації сталі синтетичними шлаками

Мета роботи: ознайомитися з методикою розрахунку розкислення та десульфурації сталі при обробці синтетичними шлаками.

Теоретичні положення

Обробка металу рідким основним шлаком, який містить малу кількість оксидів заліза, є одним з методів глибокої десульфурації сталі. Це обумовлене наступними його перевагами:

- десульфурація поєднується із глибоким розкисненням рідкої сталі;
- рідкій стан шлаку та його висока температура дозволяє використовувати для рафінування металу велику кількість десульфуратору (до 6% маси металу й вище) без охолодження сталі;
- тривале використання під час випуску плавки енергії падаючої у ківш струменя металу для емульгування сталі й шлаку забезпечує майже повне наближення до рівноваги системи метал - шлак й максимальне використання десульфуруючої здатності (сульфідної ємності) шлаку.

Як правило, використовуються синтетичні шлаки системи $\text{CaO} \sim \text{Al}_2\text{O}_3$. сірка, що міститься у металі, взаємодіє із CaO шлаку і переходить у шлак. Для глибокої десульфурації необхідно підвищений вміст CaO та знижений вміст SiO_2 і $\text{FeO} < 1\%$. Рівноважний коефіцієнт розподілу сірки між шлаком й металом $\eta_s = \frac{(\%S)}{[\%S]}$ особливо різко знижується навіть при невеликому підвищенні

концентрації в ньому оксидів заліза. Навіть при $\frac{(CaO)}{(SiO_2)} = 2.5; \eta_s = 20$ при $(FeO) = 3\%$ наявність фосфору в синтетичних шлаках виключається, тому що при обробці він переходить у метал.

У зв'язку з значним відношенням сумарної поверхні краплі металу й шлаку до обсягу металу в ковші й значною тривалістю випуску металу з печі в ківші термодинамічний стан металу, близький до рівноваги зі шлаком. Тому вміст сірки в металі після його обробки синтетичними шлаками можна розрахувати по балансових рівняннях.

Вміст сірки в системі метал, пічний і синтетичний шлак перед обробкою

$$S_{\Sigma} = [\%S]_{\text{поч}} \cdot M_{\text{м}} + (\%S)_{\text{п.ш}} \cdot M_{\text{п.ш}} + (\%S)_{\text{с.ш}} \cdot M_{\text{с.ш}} \quad (1)$$

де $[\%S]_{\text{поч}}, (\%S)_{\text{п.ш}}, (\%S)_{\text{с.ш}}$ - вміст сірки відповідно в металі (ковші до обробки), пічному й синтетичному шлаках, $M_{\text{м}}, M_{\text{п.ш}}, M_{\text{с.ш}}$ - відповідно маса металу, пічного й синтетичного шлаку.

Вміст сірки в системі після обробки металу синтетичним шлаком

$$S_{\Sigma} = [\%S] \cdot M_{\text{м}} + \eta_s \cdot [\%S] \cdot M_{\text{п.ш}} + \eta_s \cdot [\%S] \cdot M_{\text{с.ш}} \quad (2)$$

де $[\%S]$ - вміст сірки в металі в ковші після обробки, %, $\eta_s = \frac{(\%S)}{[\%S]}$ рівноважний коефіцієнт розподілу сірки після обробки металу синтетичним шлаком (з урахуванням впливу деякого підвищення (FeO) при розкисленні металу шлаками).

Дорівнюючи праві частини в рівняннях (1) і (2), одержуємо

$$[\%S]_{\text{поч}} \cdot M_{\text{м}} + (\%S)_{\text{п.ш}} \cdot M_{\text{п.ш}} + (\%S)_{\text{с.ш}} \cdot M_{\text{с.ш}} = [\%S] \cdot M_{\text{м}} + \eta_s \cdot [\%S] \cdot M_{\text{п.ш}} + \eta_s \cdot [\%S] \cdot M_{\text{с.ш}} \quad (3)$$

Тоді вміст сірки в металі після обробки

$$[\%S] = \frac{[\%S]_{\text{поч}} + (\%S)_{\text{п.ш}} \cdot \frac{M_{\text{п.ш}}}{M_{\text{м}}} + (\%S)_{\text{с.ш}} \cdot \frac{M_{\text{с.ш}}}{M_{\text{м}}}}{1 + \left(\frac{M_{\text{п.ш}}}{M_{\text{м}}} + \frac{M_{\text{с.ш}}}{M_{\text{м}}} \right) \cdot \eta_s} \quad (4)$$

Відносна кількість синтетичного шлаку, необхідне для досягнення заданого $[\%S]$, можна розрахувати по наступному рівнянню, заснованому на балансі сірки в металі й шлаку при відомому $[\%S]$:

$$\frac{M_{c.ш}}{M_M} = \frac{[\%S]_{\text{поч}} + (\%S)_{\text{п.ш}} \cdot \frac{M_{\text{п.ш}}}{M_M} - [\%S] \cdot \left(1 + \eta_s \cdot \frac{M_{\text{п.ш}}}{M_M}\right)}{[\%S] \cdot \eta_s - (\%S)_{c.ш}} \quad (5)$$

Розрахунки розкислення сталі

При використанні вапняно-глиноземистого синтетичного шлаку забезпечується не тільки глибока десульфурація металу, але й одночасне розкислення сталі.

Наявність великої поверхні контакту металу й шлаку (100...300 м²/м³), а також турбулізація металу й шлаку забезпечують різке прискорення переносу кисню з металу в шлак в порівнянні з переносом при дифузійному розкисненні.

Кінцевий вміст кисню (при відомій кількості синтетичного шлаку) можна розрахувати на основі балансу маси кисню наприкінці обробки металу шлаком й наближенням системи до рівноваги по кисню:

$$[\%O]_{\text{р.ш}} = a_{(\text{FeO})} L_o = (\% \text{FeO}) \gamma_{(\text{FeO})} L_o = \left[(\% \text{FeO})_{\text{поч}} + \frac{\{[\%O]_{\text{поч}} - [\%O]_{\text{р.ш}} \cdot 72 \cdot 100\}}{16 \cdot M_{c.ш}} \right] \cdot \gamma_{(\text{FeO})} \cdot L_o \quad (6)$$

Вирішуючи рівняння (6) відносно $[\%O]_{\text{р.ш}}$, одержуємо

$$[\%O]_{\text{р.ш}} = \frac{\left[(\% \text{FeO})_{\text{поч}} + [\%O]_{\text{поч}} \cdot \frac{7200}{16 \cdot M_{c.ш}} \right] \cdot \gamma_{(\text{FeO})} \cdot L_o}{1 + 7200 \cdot \gamma_{(\text{FeO})} \cdot \frac{L_o}{16 \cdot M_{c.ш}}} \quad (7)$$

де $(\% \text{FeO})_{\text{поч}}$ - початковий вміст оксиду заліза в шлаку; $\gamma_{(\text{FeO})}$ - коефіцієнт активності оксиду заліза в шлаках; L_o - коефіцієнт розподілу кисню між металом і шлаком ($L_o - f_{(T)}$), $[\%O]_{\text{поч}}$ - початковий вміст кисню в металі (до розкислення).

Порядок виконання

1. Відповідно до індивідуального номеру (згідно з журналом групи) та користуючись табл. 1 визначити вміст сірки в металі після обробки сталі синтетичними шлаками

2. Для вихідних даних таблиці. 1 визначити необхідна кількість синтетичного шлаків для одержання в сталі кінцевого вмісту сірки 0,005% і 0,01%.

3. Оцінити вплив величини $M_{п.ш}$ на кінцевий вміст сірки в металі при $\frac{M_{п.ш}}{M_M} = 0,001; 0,005; 0,01; 0,015; 0,02$. Побудувати графік залежності $[\%S] \sim f\left(\frac{M_{п.ш}}{M_M}\right)$

4. Оцінити вплив величини на кінцевий вміст сірки в металу при $(\%S)_{с.ш} = 0,05; 0,1; 0,2; 0,5\%$. Побудувати графік залежності $[\%S] \sim f(\%S)_{с.ш}$.

5. Оцінити вплив состава шлаків (через $\eta_s = 60; 80; 100; 120; 140$) на необхідну кількість синтетичного шлаків для забезпечення вмісту сірки в металі після обробки 0,01%. Побудувати графік залежності.

3.3.6. Визначити вміст кисню в сталі після обробки заданою кількістю синтетичного шлаків: $(\%FeO) = 0,5$; $[\%O]_{поч} = 0,03$; $L_o = 0,0023$ (при $t_{ст} = 1600^\circ C$); $\gamma_{(FeO)} = 1$.

Таблиця 1 - Вихідні данні

№ з/п	Склад шлаку, %				M_M ,т	$\frac{M_{п.ш}}{M_M}$	$\frac{M_{с.ш}}{M_M}$	η_s	$[\%S]_{нач}$	$(\%S)_{п.ш}$	$(\%S)_{с.ш}$
	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO							
1	56	44	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,1
2	56	44	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,1
3	56	44	-	-	150	0,010	0,06	180	0,03	0,2	0,1
4	56	44	-	-	150	0,010	0,06	180	0,03	0,2	0,15
5	56	44	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,15
6	56	44	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,1
7	56	44	-	-	150	0,005	0,05	180	0,03	0,2	0,1
8	56	44	-	-	150	0,005	0,05	180	0,03	0,2	0,1
9	56	44	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,15
10	56	44	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,15
11	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,03	0,2	0,1
12	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,03	0,2	0,1
13	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,04	0,2	0,1

14	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,04	0,2	0,15
15	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,03	0,2	0,15
16	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,1
17	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,1
18	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,1
19	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,15
20	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,15
21	56	44	-	-	300	0,005	0,06	180	0,04	0,2	0,1
22	56	44	-	-	300	0,005	0,06	180	0,04	0,2	0,1
23	56	44	-	-	300	0,005	0,06	180	0,03	0,2	0,1
24	56	44	-	-	300	0,003	0,06	180	0,03	0,2	0,15
25	56	44	-	-	300	0,005	0,06	180	0,04	0,2	0,15
26	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,1
27	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,1
28	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,1
29	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,15
30	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,145

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. <https://www.worldsteel.org/>
2. Металургія сталі. Конвертерне виробництво: теорія, технологія, якість металу, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія / О.Г. Величко, Б.М. Бойченко, П.С. Харлашин, М.Є. Нехаєв [и др.]. – Д.: РВА «Дніпро-VAL», 2015. – 434 с.
3. Бойченко Б.М. Методичні вказівки до виконання розрахунків киснево-конвертерної плавки / Б.М. Бойченко, К.Г. Нізяєв. – Дніпропетровськ: НМетАУ, 2004. – 26 с.
4. Величко О.Г. Теорія і практика позаагрегатної обробки чавуну [конспект лекцій] / О.Г. Величко, Б.М. Бойченко, К.Г. Нізяєв. – Дніпропетровськ: НМетАУ, 2005. – 46 с.

5. Технології підвищення якості сталі / О.Г. Величко, О.М. Стоянов, Б.М. Бойченко, К.Г. Нізяєв. – Дніпропетровськ: Середняк Т.К., 2016. – 196 с.
6. Баптизманський В.І. Розливання та кристалізація сталі [Навч.посібник] / В.І. Баптизманський, Л.С. Рудой, Є.І. Ісаєв [та ін.] – К.: Вища школа, 1993. – 267 с.
7. Германн Э. Непрерывное литьё [Пер. с нем.] / Эрхард Германн. – М.: ГНТИ литературы по чёрной и цветной металлургии, 1961. – 814 с.
8. Тонкослябовые литейно-прокатные агрегаты для производства стальных полос / В.М. Салганик, И.Г. Гун, А.С. Карандаев, А.А. Радионов. – М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э Баумана, 2003. – 506 с.
9. Ботников С.А. Современный атлас дефектов непрерывнолитой заготовки и причины возникновения прорывов кристаллизующейся корочки металла [2-е изд.] / С.А. Ботников. – Волгоград, 2011. – 97 с.

ЗМІСТ

1. Мета і завдання вивчення дисципліни	3
1.1. Мета вивчення дисципліни	3
1.2. Завдання вивчення дисципліни.....	3
2. Робоча програма дисципліни, теми та їх зміст	4
2.1. Робоча програма дисципліни	4
2.2. Назви тем та їх зміст	4
3. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ТА ІНДИВІДУАЛЬНІ ЗАВДАННЯ.....	7
3.1. Загальні положення.....	7
3.2. Індивідуальні завдання	7
3.3. Методичні вказівки до виконання індивідуального завдання.....	8
4. Лабораторні роботи.....	31
Лабораторна робота № 1.....	31
Лабораторна робота № 2.....	34

Лабораторна робота №3.....	42
Лабораторна робота №4.....	50