



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НІКОПОЛЬСЬКИЙ ТЕХНІКУМ
НАЦІОНАЛЬНОЇ МЕТАЛУРГІЙНОЇ АКАДЕМІЇ
УКРАЇНИ



МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до проведення практичних занять, виконання курсового та дипломного проектів та самостійної роботи для студентів заочної і денної форми навчання спеціальності: 5.090409 "Виробництво сталі в конверторах і мартенівських печах", спеціалізація «Електрометалургія сталі і феросплавів» з дисципліни: «Теорія і технологія виробництва сталі і феросплавів»

„ВИРОБНИЦТВО СТАЛІ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВУ”

Уклали:

Г.О. Козлов
О.О. Сірак

РЕКОМЕНДОВАНО
ПЦК металургійних дисциплін
НТ НМетАУ

ЗМІСТ

ВСТУП	4
1.1 Вибір та обґрунтування технології переплаву власних відходів виробництва	4
1.2 Технологія виплавки сталі методом переплаву	5
Підготування печі до плавки	5
Шихтування плавки та складання завалки	6
Завантаження шихти	7
Період плавлення	7
Відновлювальний період та випуск плавки	8
1.3 Фізико-хімічні процеси, які протікають у ванні печі	10
2.1 Методика розрахунку матеріального балансу виплавки	12
Вихідні данні	12
Шихтування плавки та її розплавлення	14
Відновлювальний період	16
2.2 Зразковий розрахунок матеріального балансу виплавки методом переплаву	19
Технологія виплавки сталі 35ХГСЛ	19
Шихтування плавки та її розплавлення	20
Відновлювальний період	22
ЛІТЕРАТУРА	27

ВСТУП

Розвиток сучасної техніки та промисловості засновано головним чином на використанні металу. Одержання достатньої кількості якісної сталі, яка має необхідні механічні, фізичні, фізико-хімічні властивості, дозволяє споруджувати потужні гідроелектростанції, атомні реактори та будівельні споруди, а також створювати апарати хімічного виробництва, ракети та електронно-обчислювальні машини.

Інтенсивний розвиток техніки та промисловості сприяє збільшенню кількості сплавів, що використовуються, змінює співвідношення у питомому обсязі їх виробництва. Але першорядне значення для розвитку промисловості має сталь.

У теперішній час є два основні способи виробництва сталі у електропечах - виплавка сталі на свіжій шихті з окисленням та переплав відходів, який може бути як з частковим окисленням так і без нього. На металургійних підприємствах доцільно використовувати переплав відходів, так як при виробництві утворюється значна кількість відходів якісної сталі.

У даній методичній розробці розглянута технологія виплавки сталі методом переплаву, методика розрахунку шихти та матеріального балансу плавки, складена програма на ПЕОМ " Розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки сталі методом переплаву ", розглянуті фізико-хімічні процеси, що протікають під час плавки, звернуто увагу на охорону праці та навколишнього середовища.

1.1 ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕПЛАВУ ВЛАСНИХ ВІДХОДІВ ВИРОБНИЦТВА

У наш час є три основні методи виробництва сталі : виплавка сталі в мартенах, в конверторах та виплавка сталі в електропечах.

Основними перевагами електропечей є можливість швидко розплавити метал, забезпечити наявність у печі відновлювальної атмосфери та шлаку, що значно зменшує вигар легуючих елементів, повільно та точно регулювати температуру металу, більш повно, ніж в інших печах зробити розкислення металу, отримувати сталь з низьким вмістом сірки. У зв'язку з цим високолеговані, інструментальні сталі, сталі з особливими властивостями виплавляють лише в електропечах.

На металургійних підприємствах значна кількість якісної сталі, що виплавляється, потрапляє у брак, відходи після обробки металу тиском та термообробки. Значна кількість відходів утворюється у металообробній промисловості, наприклад у шарикопідшипниковій промисловості коефіцієнт виходу придатного металу становить 0,6 ; у транспортному машинобудуванні і- 0,86... Таким чином, значна кількість сталі повертається у переплав. Окрім того, для переплаву використовують

спрацьовані та застарілі металовироби, які виготовлені з якісної сталі.

При використанні переплаву значно спрощується технологічний процес. Для зменшення вигару легуючих елементів плавку бажано проводити без окислення, так як вміст P та S у шихті дуже низький, практично виключається необхідність у процесах дефосфорації та десульфурації. Завдяки цьому значно зменшуються витрати феросплавів, зменшується кількість домішок та тривалість відновлювального періоду, збільшується продуктивність печі на 15-20%. Крім цього зменшуються витрати електричної енергії, електродів, розкислювачів, шлакоутворюючих. Це доводить, що виплавка сталі методом переплаву вигідна та доцільна для використання.

Для того, щоб вірно виконати розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки сталі необхідно :

- знати призначення даної марки сталі, вимоги до її властивостей, враховуючи це розробити технологію виплавки ;
- знати особливості технології плавки ;
- вірно вибрати необхідні легуючі та розкислювачі ;
- знати витрати необхідних матеріалів.

1.2 ТЕХНОЛОГІЯ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВУ

Виплавка сталі методом переплаву може проводитися як без окислення, так і з нетривалою продувкою киснем . Плавка складається з таких технологічних операцій : підготування печі до плавки, шихтування плавки та складання завалки, завантаження печі, періоду плавлення, відновлювального періоду та випуску плавки.

1.2.1 Підготовка печі до плавки

Відразу ж після випуску попередньої плавки подина та відкоси печі старанно відчищаються від залишків шлаку і метала, так як накопичення залишків шлаку і метала може призвести до заростання та зменшення об'єму ванни, окрім того, шлак, змішуючись із заправними матеріалами, сприяє розм'якшуванню футеровки при високих температурах. Наявність залишків метала на подині також не припустима, особливо при переході на виплавку сталі іншої марки, або поганому стані подини.

Відкоси та подина як можливо швидко заправляються магнезитовим порошком, бажано щоб він був дрібнозернистим та без включень вапна та доломіту. Особливо ушкоджені місця заправляються магнезитовим порошком на зв'язці з пека або рідкого скла. Дуже товстий шар заправки класти не рекомендується, так як він буде погано приварюватися до футеровки. Якщо необхідно зробити витравлювання подини та відкосів, що «заросли», на них робиться присаджування дрібної залізної руди,

піску, шпату.

Після цього робиться необхідний ремонт стін та склепіння печі. Випускний отвір та жолоб можуть бути відчищені, а при необхідності й відремонтовані на початку плавки.

Перед ввімкненням печі робиться перевірка справності системи водяного охолодження, електричного, механічного та допоміжного обладнання.

1.2.2 Шихтування плавки та складання завалки.

Перед завантаженням шихти у піч розраховується вага гідного металу та вміст у завалці усіх елементів нормованих складом сталі, з врахуванням добавок феросплавів.

Під час виплавки сталі методом переплаву без окислення вуглець та фосфор не окисляються, тому вміст фосфору у шихті не повинен перевищувати припустимих меж у готовій сталі, а вміст вуглецю у зв'язку з навуглецюванням металу електродами та коксом, який йде на розкислення шлаку, повинен бути на 0,03÷0,1% нижче, ніж у готовій сталі. Допустиму кількість решти елементів у шихті знаходять, враховуючи склад виплавляюємої сталі й те, що під час періоду плавлення вони вигорають у такій кількості, %:

<i>Al</i>	<i>Ti</i>	<i>Si</i>	<i>V</i>	<i>Mn</i>	<i>Cr</i>	<i>W</i>
100	80÷90	40÷60	15÷25	15÷25	10÷15	5÷15

Відсутність кипіння металу робить неможливим проведення дегазації, тому особливу увагу приділяють стану шихтових матеріалів: вони повинні бути сухими, металобрухт не іржавим, шлакоутворюючі та легуючі добавки повинні бути прогартвані. Феросплави краще використовувати низьковуглецеві.

У склад шихти входить: відходи даної марки сталі або сталі близької за хімічним складом, м'яка залізна заготовка з низьким змістом *P* та *C* або низьковуглецева сталь з низьким вмістом *P*, при необхідності легування сталі хромом або вольфрамом, ферохром або феровольфрам, вапно або вапняк у кількості 1÷1,5% від ваги завалки.

Якщо використовується продувка сталі киснем то шихта підбирається так, щоб вміст вуглецю був на 0,1-0,25% вище ніж у готовій сталі. При продувці засвоєння елементів з шихти становить, %:

<i>Al, Ti, Si</i>	<i>Mn</i>	<i>V</i>	<i>Cr</i>	<i>W</i>
0	20÷30	30÷40	60÷80	85÷90

Шихта складається з 20-30% дрібного брухту (вага шматків до 2кг) та стружки, решта - середній та великий лом (вага шматків більше 300кг). Максимальна вага шматків не повинна перевищувати 10% від садки печі.

Кількість такої шихти - не більше 40% від ваги завалки.

1.2.3 Завантаження шихти

Завантаження шихти у печі ємкістю 1,5т та більше робиться за допомогою бадді, через верх печі. Для зменшення руйнівного впливу на футеровку, можливості обвалу шихти та поломки електродів, забезпечити щільне укладання шихти в печі, на подину (низ бадді) завантажується половина дрібного лома, у центр - великий лом, на відкоси - середній, зверху решта дрібного лома. Якщо у складі шихти є ферохром або феровольфрам, то ферохром завантажується під відкоси, а феровольфрам - під електроди.

1.2.4 Період плавлення

Основна задача періоду плавлення – як найшвидше розплавити завалку та перегріти метал на 50÷70°C вище температури плавлення.

Тривалість періоду плавлення залежить перед усім від питомої номінальної потужності пічного трансформатора, складу та розташування шихти, електричного режиму. Розплавлення проводять при максимальній потужності пічного трансформатора.

Якщо шихта правильно складена, дрібний лом, що знаходиться зверху, швидко проплавляється і дуги заглиблюються у шихту не справляючи на футеровку помітного впливу.

Дуги пропалюють у твердій шихті колодязі діаметром на 30-40% більше ніж діаметр електрода. Під час процесу пропалювання колодязів сприймання тепла шихти максимальне, так як дуга горить безпосередньо в твердій шихті, а бічне випромінювання дуг сприймається стінками колодязів. Через 30-40 хвилин від початку плавлення, електроди опускаються у крайнє нижнє становище - до поверхні рідкого металу, який накопився на подині. З цієї миті швидкість плавлення трохи зменшується, так як тепло акумулюється в основному рідким металом, він перегрівається та розчиняє тверду частину шихти. Лише невелика частина тепла дуги передається твердій шихті випромінюванням на стінки колодязів.

У період плавлення з вапна завалки утворюється шлак, який має склад, %:

CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	FeO	MgO
30÷40	15÷30	6÷15	2÷4	4÷10	8÷10

Під час плавлення відбувається окислення цінних домішок, які вносяться шихтою. Майже повністю окислюються *Al, Ti, Si*, значна кількість *Cr, Mn* та інших домішок.

Після повного розплавлення шихти відбирається проба металу на повний хімічний склад, перевіряється його температура. Шлак скачується лише у тому разі, коли він утворився густий та вміщує багато *MgO*. Якщо цей шлак вміщує цінні легуючі елементи, то перед скачуванням його необхідно розкислити порошком феросиліцію або коксом. Після скочування шлаку наводять новий з вапна, шпату та, при необхідності, шамоту.

Якщо використовується продувка киснем, то за 10 - 15 хвилин до повного розплавлення відбирається попередня проба металу й розпочинається продувка. В мить повного розплавлення, що видно по початку горіння вуглецю, відбирають пробу металу і ведуть продувку до необхідного вмісту вуглецю. Кількість вуглецю, що окислився повинно становити більше або дорівнювати 0,15%. Після закінчення продувки знову відбирають пробу металу й повністю скачують шлак. Якщо шлак вміщує цінні домішки перед скачуванням його розкисляють.

Після того, як була відібрана остання проба розпочинається відновлювальний період.

1.2.5 Відновлювальний період та випуск плавки

Основні задачі: розкислення металу - зв'язування та видалення розчиненого у металі кисню до меж, які забезпечують отримання спокійної сталі, можливо більш чистої від окисних включень - продуктів розкислення: десульфурація: легування металу без втрат або з мінімальними втратами легуючих елементів, коректування його хімічного складу та температури.

На початку відновлювального періоду присаджується *Mn* на нижню межу, робиться попереднє глибинне розкислення шматковим феросиліцієм на 0,10 - 0,15 % кремнію, для попереднього розкислення шлаку та утворення позитивного тиску у печі присаджується порошок коксу - 1÷2 кг/т, ванна розміщується, відбирається проба на вуглець, піч перемикається на знижену напругу, ущільнюється та розпочинається розкислення шлаку.

Розкислення може відбуватися під білим або карбідним шлаком.

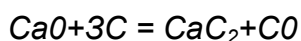
Якщо розкислення йде під білим шлаком у, склад першої суміші для розкислення входять: 1-2 кг/т порошку коксу, 1-2 кг/т порошку 65% феросиліцію, 2 кг/т вапна. Піч щільно закривається на 10 - 15 хвилин. Наступні 2-3 суміші, які складаються з 1 - 1,5 кг/т порошку феросиліцію та 2кг/т вапна вводяться з перервою 8 - 12 хвилин. Після витримування шлак світлішає (у ньому стає меншим вміст окислів *Fe, Mn, Ca*). В залежності від вмісту вуглецю у металі та якості шлаку, у ці суміші може бути введено порошок коксу (для підтримання позитивного тиску у печі та відновлювальної атмосфери). В останню суміш для розкислювання може бути введено порошок алюмінію 0,5кг/т, а при необхідності розрідження

шлаку - подрібнений шпат, флюс ЕШП, флюоритовий концентрат. Перед присадкою кожної суміші ванна перемішується.

У період рафінування шлак повинен бути високоосновним, рідкорухомим, пінястим, складу, %:

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	CaF ₂	CaC ₂	S
50÷60	10÷15	15÷20	10÷15	0,5÷1	≤ 0,4	5÷10	≤1,5	0,5÷0,7

Якщо у суміші для розкислювання збільшити витрату порошку коксу до 2-3кг/т, тоді вуглецю, який вноситься, буде достатньо не тільки на відновлення оксидів важких металів, деяка частина піде на взаємодію з оксидом кальцію за реакцією:



Утворенню CaC₂ сприяє висока температура та концентрація у шлаку вуглецю та оксиду кальцію. В ущільненій печі утворюється шлак який вміщує >2% CaC₂. Витримка під карбідним шлаком супроводжується значним науглецюванням металу, тому розкислення під карбідним шлаком може бути використано тільки для виплавки високовуглецевих сталей. Якщо виплавляють середньовуглецеві сталі, може використовуватися слабо карбідний шлак з вмістом 1-1,5% CaC₂.

Карбід кальцію гарно змочує метал, тому під час випуску та розливу можливе перемішування шлаку з металом та утворення грубих шлакових включень. Для того, щоб цього не відбувалося, карбідний шлак перед випуском переводиться у білий. За 20-30 хвилин до випуску у піч вводять шлакову суміш з підвищеним вмістом шпату та шамоту, на деякий час залишають відкритим робоче вікно. Під впливом посиленого припливу повітря вуглець та карбід кальцію окисляються, шлак перетворюється у білий.

Під час рафінування після добавок феросплавів, отримання розкисленого шлаку та металу, ванна ретельно перемішується та відбираються 2-3 проби металу на хімічний аналіз, за результатом якого коректується його склад.

Порядок присадки феросплавів викладається далі, особливості технології легування уточнюються у приватних інструкціях.

Дозволяється коректування вмісту вуглецю (на 0,01 ÷ 0,03% при виплавці високоякісних сталей та до 0,05% при виплавці якісних сталей) присадкою прогартованого чавуна у піч не пізніше, як за 10 хвилин до випуску плавки, або порошку графіту у ківш.

Наприкінці відновлювального періоду вміст кремнію у металі (за рахунок попереднього глибинного та наступного дифузійного розкислення) доводиться до звичайних для спокійної сталі 0,25 ÷ 0,30 %. При відкоректованому складі та температурі металу, за 2 ÷ 3 хвилини до випуску (або у ковші) робиться остаточне глибинне розкислення металу

алюмінієм на штангах. Його витрати в залежності від вмісту вуглецю у сталі звичайно складає від $0,4 \div 0,5$ до $0,8 \div 1$ кг/т.

Після присадки алюмінію метал ретельно перемішується та плавка випускається з печі.

Випуск робиться через гарно зроблений отвір з обов'язковою обробкою металу у ковші білим, високоосновним ($\approx 55\%$ CaO при $\text{CaO} / \text{SiO}_2 = 2,5 \div 3$) гарно розкисленим ($\leq 0,05\%$ FeO), рідким рафінувальним шлаком. Для цього у ківш зливається загальна кількість шлаку, а після цього з достатньо великої висоти щільним струменем та з великою швидкістю разом із залишком шлаку випускається сталь. Для того, щоб частки шлакової емульсії та інші включення сплили з металу, плавку 10 хвилин витримують у ковші, а потім передають на розливку.

Порядок присадки легуючих, труднощі пов'язані з реалізацією цієї операції та засвоєння легуючих елементів визначаються перед усім їх спорідненістю з киснем, а також їх питомою вагою та температурою плавлення.

Мідь та кобальт присаджуються наприкінці плавлення у рідкий метал, під час рафінування, а Ni., Mo, нікельмолібденомістячі матеріали - у завалку, підвалку або у кінці плавлення.

Легування металу W, Cr, Mn та Nb робиться на початку рафінування.

Ферованадій та феросиліцій вводять (за розрахунком) за 15-20 хвилин до випуску плавки при спокійному та гарно розкисленому шлаку.

При невеликих добавках Ti (на 0,05-0,20 %) він вводиться в добре нагрітий та розкислений метал за 10-5 хвилин до випуску плавки. При великому вмісті його за 15-20 хвилин до випуску скочується рафінувальний шлак, робляться присадки 30-40% ваги феротитану, потім утворюють новий шлак з вапна (12 кг/т), шпату (5 кг/т) або синтетичного шлаку (7 кг/т). Високовідсотковий (70%) феротитан та відходи металевого Ti вводять у ківш до випуску плавки, при цьому шлак перед випуском відновлюється та розкисляється аналогічним способом.

Легування металу алюмінієм робиться у печі або ковші так як і легування Ti.

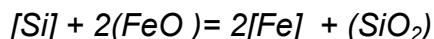
Феробор, алюмоцірконієву, нікельмагнієву лігатури і т. п. високореакційні матеріали дають наприкінці відновлювального періоду після розкислення металу Al (та Ti) або у ківш до випуску плавки.

1.3 ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ПРОЦЕСИ, ЯКІ ПРОТІКАЮТЬ У ВАННІ ПЕЧІ

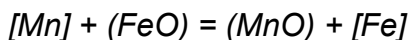
При виплавці сталі методом переплаву у печі відбувається фізико-хімічні процеси, які безпосередньо впливають на хімічний склад сталі.

У періоді плавлення проходять лише процеси окислення елементів.

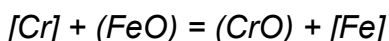
Першими окисляються *Si*, *Mn* та *Cr*. Процес окислення проходить на межі метал-шлак тому, що кисень у з'єднанні *FeO*, який знаходиться у шлаку. І тому рівняння окислення цих елементів мають вигляд:



В основних печах окислення *Si* йде повніше, ніж у кислих.

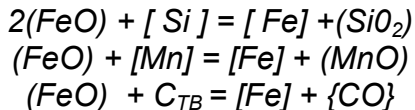


Окислення *Mn* залежить від температури та складу шлаку, окисленню *Mn* сприяє збільшення вмісту *FeO* у шлаку, зменшення вмісту *MnO* в шлаку, основності шлаку, зменшення температури.



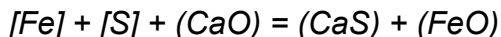
У періоді відновлення відбувається відновлення *Fe* та видалення O_2 з металу.

Відновлення заліза зі шлаку та видалення кисню проходить завдяки тому, що до печі дають феросплави або елементи, які мають споріднення до кисню більші за залізо (45 ÷ 75% *FeSi*, *FeMn*, *SiMn*, *Al*, порошок коксу). Процеси проходять за наступними реакціями:



Утворені продукти розкислення (*SiO*, *MnO* та інші) мають меншу щільність за чистий елемент, тому і вспливають до шлаку.

Також у відновлювальному періоді має велике місце процес десульфурації, сумарна реакція якого має вигляд:



Постійні урівноваження цієї операції будуть виглядати так:

$$\begin{aligned} K_s &= 2.25 \cdot (S) \cdot (FeO) / [S] \cdot (CaO) \\ L_s &= (S) / [S] = K_s \cdot (CaO) / (FeO) \end{aligned}$$

Отже, виходячи з цього, сприятливі умови для видалення сірки - наявність високоосновного, добре розкисленого шлаку та висока температура.

Крім того, на протязі відновлювального періоду шлак розкисляється та один з продуктів реакції десульфурації (*FeO*), постійно виводиться з

сфери її діяння за схемою:



У цих умовах процес десульфурації необоротний та йде у напрямку все більшого очищення металу від сірки. Ступінь десульфурації також збільшується у зв'язку зі збільшенням вмісту кремнію та зменшенням концентрації кисню у металі.

На протязі усієї плавки, розпочинаючи з завантаження печі та кінчаючи випуском металу, в залежності від спорідненості легуючих елементів з киснем та їх питомої ваги та температури плавлення, у піч присаджуються, для легування металу, феросплави.

2.1 МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ ВИПЛАВКИ.

Вихідні дані.

Таблиця 2.1 – Склад металевої частини шихти

Складові шихти	Хімічний склад, %
Відходи виробництва Низьковуглецева сталь	За варіантом

Таблиця 2.2 – Хімічний склад шлакоутворюючих

Шлако- утворюючі	Хімічний склад, %						
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	CaF ₂	S
Вапно	85÷95	1.5	1.5÷2	1.0÷1.5	≤0.5	-	0.05÷0.1
Шпат	1.0÷1.5	-	1.5÷3.0	0.5	0.5	90÷95	0.1÷0.20
Шамот	0.7	0.3	62.0	35.0	1.5÷2.0	-	-

Таблиця 2.3 - Вигар елементів у період плавлення

Вигар	Елементи						
	Al	Ti	Si	V	Mn	Cr	W
	100	80÷90	40÷60	15÷25	15÷25	10÷15	5÷15

Таблиця 2.4 - Хімічний склад деяких легуючих та розкислювачів

Марка сплаву	Ведучий елемент	Вміст елементів, % не більше					
		C	Si	Mn	P	S	Al
ФС65	Si 63÷68	0,1		0,4	0,05	0,03	< 2
СК30	Si 65 Ca 30	1,0	-	-	0,04	0,05	< 2
АВ97	Al н.м 97	-	2,0	-	-	0,03	-
ФМн0,5	Mn 85	0,5	2,5	-	0,30	0,03	-
ФМн1,5	Mn 85	1,5	2,0	-	0,30	0,03	-
ФМн78	Mn 78	7,0	2,0	-	0,35	0,03	-
ФХ025	Cr 65	0,25	2,0	-	0,06	0,03	-
ФХ200	Cr 65	2,0	1,5	-	0,06	0,04	-
ФХ650	Cr 65	6,5	0,5	-	0,06	0,06	-
В1	W 72	0,3	0,8	0,4	0,04	0,08	-
ФМ058	Mo 58	0,05	2,0	-	0,05	0,10	-
ФВД35А	V 38	0,75	3,0	-	0,10	0,10	-
ФБ17	B 17	0,20		--	0,05	0,03	<3
			Si / Ti				Al / Ti
ФТІ30А	Ti 28-35	0,15	0,16	-	0,04	0,04	0,25
ФТІ68	Ti н.м.68	0,20	0,12	-	0,05	0,05	0,07
ТГ-ТВ	Ti н.м.98	-	-	-	-	-	-
Н-2	Ni 99,5	-	-	-	-	-	-

Таблиця 2.5 - Засвоєння легуючих та розкислюючих елементів

Елементи	Засвоєння, %	Елемент	Засвоєння, %.
<i>Cu, Ni, Co, Mo</i>	100	<i>Nb</i>	85
<i>W</i>	92÷95	<i>Si</i>	50÷60 / 95÷100
<i>Cr, Mn</i>	95÷100	<i>B, Ti</i>	50÷60
<i>N</i>	85÷90	<i>Al</i>	80
<i>V</i>	95	<i>Zr, Ce</i>	40÷50

2.1.2 Шихтування плавки та її розплавлення.

Для того, щоб скласти завалку необхідно зробити розрахунок на вміст у ній вуглецю та легуючих елементів. При плавці сталі методом переплаву зміст вуглецю у завалці розраховується з врахуванням вуглецю, що вноситься феросплавами та вуглецю, що вноситься навуглецюванням від електродів та порошку коксу, який йде на розкислення шлаку, за формулою:

$$\%[C]_{зав} = \%[C]_{зм} - \%[C]_{ф} - \%[C]_{н},$$

де $\%[C]_{зм}$ - середній вміст вуглецю у готовім металі,
 $\%[C]_{ф}$ - вуглець, що вноситься феросплавами,
 $\%[C]_{н}$ - вуглець, що вноситься у метал від навуглецювання.

Кількість вуглецю, що вноситься феросплавами розраховується за формулою:

$$\% [C]_{ф} = (E_{зм} - E_{кр}) \cdot C_{ф} / E_{ф} \cdot п ,$$

де $E_{зм}$ - вміст легуючого елемента у готовім металі, % :
 $E_{кр}$ - вміст вуглецю у кінці розплавлення, % ;
 $C_{ф}$ - вміст вуглецю у феросплаві, % :
 $E_{ф}$ - вміст легуючого елемента у феросплаві, % :
п - засвоєння легуючого елемента.

Вміст легуючого елемента у кінці розплавлення знаходимо за формулою:

$$E_{кр} = E_{в} \cdot (100 - Y) / 100, \%$$

де $E_{в}$ - вміст легуючого елемента у відходах метала, % ;
Y - вигар елемента.

Якщо вміст вуглецю у відходах більше за необхідний у завалці, необхідно до складу завалки внести низьковуглецеву сталь з невеликим вмістом P. Розрахунок необхідної кількості цієї сталі (x) при 100кг завалки робимо за рівнянням :

$$[C]_{зав} = [C]_{нв} \cdot x / 100 + [C]_{в} \cdot (100 - x) / 100, \quad \% \quad (кг/100кг)$$

де $[C]_{нв}$ - середній вміст вуглецю у низьковуглецевій сталі, %.

Якщо сталь, яка виплавляється легована Cr або W то у завалку вводяться ферохром або феровольфрам, розрахунок необхідної кількості цих феросплавів робиться за формулою:

$$G_{\phi} = (E_{зм} - E_{кр}) \cdot 100 / E_{\phi} \cdot \rho, \quad \text{кг.}$$

Якщо у склад завалки входить низьковуглецева сталь, необхідно врахувати хром або вольфрам, що вона вносить. Тоді кількість цих елементів у кінці розплавлення буде дорівнювати:

$$E_{кр} = E_{ш} \cdot (100 - Y) / 100$$

$$E_{ш} = E_{в} \cdot G_{в} / 100 + E_{нв} \cdot G_{нв} / 100, \%$$

де $E_{в}$ - вміст Сг або W у відходах, %;

$E_{нв}$ - вміст Сг або W у низьковуглецевій сталі, %;

$G_{в}$ - вага відходів у завалці, кг;

$G_{нв}$ - вага низьковуглецевої сталі у завалці, кг.

Складаємо таблицю "Склад завалки".

Робимо розрахунок необхідної для наведення шлаку кількості вапна.

Від окислення кремнію шихти та з вапна у шлак надійде SiO_2 у кількості:

$$SiO_2 = (SiO)_{ш} \cdot 60 / 28 + 1,5 \cdot (SiO_2)_{в} / 100, \text{кг};$$

де $(SiO)_{ш}$ - кремній окислений з шихти, кг;

$(SiO_2)_{в}$ - кількість SiO_2 у вапні, %;

при 20% SiO_2 у шлаці кількість шлаку дорівнює:

$$U_1 = SiO_2 \cdot 100 / 20, \text{кг.}$$

Кількість вапна B необхідного для наведення шлаку, при 35% CaO в ньому і вмісті CaO у вапні 85% знаходимо із балансового рівняння:

$$U_1 \cdot 35 / 100 = B \cdot 85 / 100$$

звідкіля

$$B = U_1 \cdot 35 / 85, \text{кг} / 100 \text{кг.}$$

Так як у період плавлення окисляються домішки шихти, необхідно зробити розрахунок кількості окислених домішок та знайти вагу металу у кінці періоду плавлення.

Кількість окислених домішок дорівнює:

$$E_o = E_{ш} \cdot Y / 100, \text{кг.}$$

де $E_{ш}$ –кількість домішок у шихті, кг.

Знаходимо вагу метала у кінці періоду плавлення:

$$G_{\text{мкр}} = G_{\text{пл}} - E_o, \text{ кг:}$$

де $G_{\text{пл}}$ - вага завалки, кг.

2.1.3 Відновлювальний період

Складаємо таблицю " Склад метала "

Враховуючи дану таблицю та ступінь засвоєння легуючих, розраховуємо необхідну для легування кількість феросплавів за формулою:

$$G_{\text{ф}} = (E_{\text{ем}} \cdot x - G_{\text{мкр}} \cdot E_{\text{кр}}) / E_{\text{ф}} \cdot n, \text{ кг:}$$

Де x - вага готового металу кг , знаходиться з рівняння :

$$x = G_{\text{мкр}} + G_{\text{ф}}, \text{ кг.}$$

Для кремнію вміст якого у спокійних сталях становить 0,17-0,27% або 0,2-0,4% , приймаючи 0,27% кількість необхідного феросиліцію дорівнює, (кремній вноситься у метал за рахунок феросиліцію, який йде на розкислення шлаку):

$$G_{\text{ф}} = (0,27 \cdot x - Si_{\text{кр}} \cdot G_{\text{мкр}}) / Si_{\text{ф}} \cdot n, \text{ кг:}$$

де $Si_{\text{кр}}$ - кількість кремнію у металі у кінці розплавлення, %

$Si_{\text{ф}}$ - вміст кремнію у феросиліції, %.

Якщо сталь легована кремнієм, то необхідна кількість феросиліцію дорівнює:

$$G_{\text{фс}} = 0,27 \cdot x / Si_{\text{ф}} \cdot n + [(Si_{\text{ем}} - 0,27) \cdot x - G_{\text{мкр}} \cdot Si_{\text{кр}}] / Si_{\text{ф}} \cdot n, \text{ кг:}$$

де перша складова частина формули - кількість феросиліцію, який йде на розкислення шлаку;

друга складова частина - кількість феросиліцію, який йде на легування:

$Si_{\text{ем}}$ - вміст кремнію у готовому металі.

Розрахунок процесу десульфурації.

Знаходимо необхідну для десульфурації метала кількість шлаку:

$$U_2 = 100 \cdot \Delta[S] / ([S]_{\text{к}} \cdot L_s - (S)_n), \text{ \% :}$$

де $\Delta[S]$ - необхідний ступінь десульфурації, %
 $[S]_к$ - вміст сірки у готовім металі, % ;

$$L_s = (20 \div 30) / (\%FeO) ,$$

де ($\%FeO$) - кількість FeO у шлаку відновлювального періоду у числівнику менше значення відповідає виплавці низьковуглецевих сталей, більше - середньовуглецевих;

$(S)_п$ - початкова кількість сірки у шлаку, % .

$\Delta[S]$ знаходимо за формулою:

$$\Delta[S] = [S]_п + [S]_ф - [S]_к , \%$$

де $[S]_ф$ - кількість сірки, що надходить з феросплавів, % ;

$$[S]_ф = G_ф \cdot S_ф / 100 , \%$$

де $S_ф$ - вміст сірки у феросплаві.

Робимо перевірку та уточнення витрат розкислювачів. Кисень у метал надходить з футеровки поду та відкосів, а також з шлаку та повітря. Знаходимо кількість кисню, який надійде у метал :

$$[O_2]_м = O_ф + O_ш + O_п , \%$$

де $O_ф$ - кисень, який надходить з футеровки, %

$O_ш$ - кисень, який надходить з шлаку, % ;

$O_п$ - кисень, який надходить з повітря, % :

у перерахунку:

$$[O_2]_м = G_{эм} \cdot \% [O_2]_м / 100 , кг :$$

де $G_{эм}$ - вага готового металу, дорівнює:

$$G_{эм} = G_{мкр} + G_ф.$$

Знаходимо кількість кисню, який буде зв'язаний кремнієм під час глибинного та дифузійного розкислення.

Кількість кремнію, який окислиться під час попереднього глибинного розкислення із розрахунку введення феросиліцію на 0,15% Si у металі, при засвоєнні Si=50% , дорівнює:

$$(Si_o)_{зр} = G_м \cdot 0,15 \cdot 50 / 100 \cdot 100 , кг.$$

Кількість порошку феросиліцію, який йде на розкислення шлаку

становить:

$$(G_{фс})_{др} = (G_{фс})_p - G_{эм} \cdot 0,15 \cdot 100 / 100 \cdot Si_{ф} \cdot кг$$

де $(G_{фс})_p$ - загальна кількість феросиліцію, який йде на розкислення

Окислиться кремнію, при його засвоєнні 50% :

$$(Si_o)_{др} = (G_{фс})_{др} \cdot Si_{ф} \cdot 50 / 100 \cdot 100, кг.$$

Загальна кількість кремнію, що окислився під час розкислення металу та шлаку :

$$(Si_o)_p = (Si_o)_{ер} + (Si_o)_{др} \cdot кг.$$

Буде зв'язано кисню

$$(O_2)_{Si} = (Si_o)_p \cdot 32 / 28, кг.$$

Знаходимо кількість кисню, який буде зв'язаний алюмінієм Кількість алюмінію, який йде на зв'язування O_2 під час глибинного розкислення, становить:

$$(Al)_{ер} = Al_p - Al_{эм}, кг$$

де Al_p - витрати Al на глибинне розкислення ,кг / 100кг (%)

- $Al_{эм}$ - вміст Al у готовім металі ,% (кг/100кг)

Так як увесь Al, який йде на розкислення шлаку буде реагувати з киснем, загальна кількість Al, який буде зв'язувати кисень, становить :

$$(Al)_p = (Al)_{ер} + (Al)_{др}, кг.$$

Цією кількістю Al буде зв'язано кисню :

$$(O_2)_{Al} = (Al)_p \cdot 48 / 54, кг.$$

Залишкова кількість O_2 у металі :

$$[O_2]_o = [O_2]_m - (O_2)_{Si} - (O_2)_{Al}, кг.$$

Необхідно буде порошку коксу (при вмісті вуглецю у ньому 85% та з розрахунком, що 20% C коксу засвоїться металом) :

$$K_p = [O_2]_o \cdot 12 \cdot 100 \cdot 100 / 16 \cdot 85 \cdot 80 \quad кг.$$

Кількість коксу, який піде на навуглецювання металу :

$$K_H = K_p \cdot 20 / 100, кг.$$

Буде внесено C у метал :

$$C_H = K_H \cdot 85 / 100, кг.$$

Складаємо таблицю " Склад готового металу "

2.2 ЗРАЗКОВИЙ РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ ВИПЛАВКИ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВУ

2.2.1 Вихідні дані.

Марка сталі - 35ХГСЛ

Таблиця 2.6 - Хімічний склад сталі 35ХГСЛ, %

Елемент	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	P	S
Зміст, %	0,3÷0,4	0,6÷0,8	1÷1,3	0,6÷0,9	≤0,30	≤0,30	≤0,04	≤0,04

Леговані відходи - сталь 35ХГСЛ.

Хімічний склад шлакоутворюючих знаходимо у таблиці 2.2

Вибір легуючих та розкислювачів робимо згідно таблиці 2.4,

Вибираємо такі легуючі та розкислювачі (необхідні для виплавки даної марки сталі) ФХ 025 , ФС65 , ФМн05; хімічний склад яких приведений у таблиці 2.4.

2.2.2 Технологія виплавки сталі 35ХГСЛ

Технологія виплавки приведена у пункті 1.2 даної методичної розробці, уточнюємо та повторюємо деякі необхідні для подальшого розрахунку параметри.

Плавка шихтується, враховуючи вуглець, який внесуть феросплави та вуглець, який буде внесено навуглецюванням від коксу та електродів.

У склад завалки буде входити ферохром та вапно у кількості 1,5% від ваги металу.

У технології проведення відновлювального періоду відзначимо таке. Шлак періоду плавлення не скачується, робиться присадка Мп на нижню межу та робиться глибинне розкислення металу шматковим ФС з розрахунку на 0,15% кремнію (не враховуючи угар). Подальше дифузійне розкислення робиться сумішами з порошоків коксу, ФС та дрібного вапна. Коректується склад та температура. За 45-20 хвилин до випуску, при вмісті кремнію у металі <0,25% та білому шлаку, робиться остаточне розкислення металу шматковим Al на штангах з розрахунку 0,6кг/т, потім він легується кремнієм. У суміші (1-2) для обробки випускного шлаку вводиться порошок Al (0,5кг/т) та при необхідності шпат. Випуск робиться з обробкою металу у ковші високоосновним (50-55% CaO), гарно розкисленим (0,5% FeO) шлаком.

2.2.3 Шихтування плавки та її розплавлення

Розраховуємо кількість вуглецю, що вносять феросплави:

$$\% [C]_{\phi} = \frac{(E_{зм} - E_{кр}) \cdot C_{\phi}}{E_{\phi}} \cdot \pi, \\ E_{кр} = E_{\phi} \cdot (100 - Y) / 100, \%$$

де вигар приймаємо згідно таблиці 2.3.

$$Cr_{кр} = 0,75(100 - 15) / 100 = 0,64\% \\ [C]_{\phi x} = (0,75 - 0,64) \cdot 0,25 / 65 \cdot 1 = 0,0004\% \\ Mn_{кр} = 1,15(100 - 25) / 100 = 0,86\% \\ [C]_{\phi мн} = (1,15 - 0,86) \cdot 0,5 / 85 \cdot 1 = 0,0017\%$$

Кількість внесеного феросплавами вуглецю дорівнює:

$$[C]_{\phi} = 0,0004 + 0,0017 = 0,0021\%$$

Кількість вуглецю $[C]_н$, що вноситься від науглецювання, приймаємо згідно технології $[C]_н = 0,04\%$.

Вміст вуглецю у завалці :

$$\% [C]_{зав} = \% [C]_{зм} - \% [C]_{\phi} - \% [C]_н : \\ [C]_{зав} = 0,35 - 0,0021 - 0,04 = 0,31\% ,$$

але так як кількість вуглецю, що вноситься науглецюванням та феросплавами становить 0,0421%, а леговані відходи - сталь 35ХГСЛ, тобто необхідної для виплавки сталі, приймаючи вміст вуглецю у відходах - 0,35%, вміст вуглецю у готовому металі $0,35 + 0,0421 = 0,3921\%$ буде задовольняти необхідним межах, тому до складу завалки не входить низьковуглецева сталь.

Кількість ферохрому у завалку, на 100кг легованих відходів, дорівнює:

$$G_{\phi x} = (Cr_{зм} - Cr_{кр}) \cdot 100 / (Cr)_{\phi x} \cdot \pi, \\ G_{\phi x} = (0,75 - 0,64) \cdot 100 / 65 \cdot 1 = 0,17 \text{ кг.}$$

Таблиця 2.7 – Склад завалки

Надходить	Вага, кг	C	Mn	Si	Cr	P	S
Леговані відходи	100	0,35	1,15	0,7	0,75	0,02	0,035
ФХ025	0,17	0,0004	-	0,0034	0,11	0,0001	0,00005

Усього	100,17	0,35	1,15	0,703	0,86	0,0201	0,0351
--------	--------	------	------	-------	------	--------	--------

Якщо необхідно внести у склад завалки низьковуглецеву сталь, її кількість (x) знаходимо на 100кг завалки з рівняння :

$$[C]_{зав} = [C]_{нв} \cdot x / 100 + [C]_e (100-x) / 100, \text{ кг:}$$

для даного прикладу, якщо $[C]_{зав} = 0,31\%$. а вміст вуглецю у низьковуглецевій сталі приймаємо (для даного прикладу) $[C]_{нв} = 0,15\%$ її кількість буде дорівнювати :

$$\begin{aligned} 0,31 &= 0,15x / 100 + 0,35 (100-x) / 100 \\ 31 &= 0,15x + 35 - 0,35x \\ -4 &= -0,20x \\ x &= 20 \text{ кг} \end{aligned}$$

Розраховуємо необхідну кількість ферохрому (враховуючи хром, внесений низьковуглецевою сталлю), припустимо, що вміст Cr у низьковуглецевій сталі $Cr_{нв} = 0,25\%$:

$$\begin{aligned} Cr_{ш} &= Cr_e \cdot G_e / 100 + Cr_{нв} \cdot G_{нв} / 100 \\ Cr_{ш} &= 0,75 \cdot 80 / 100 + 0,25 \cdot 20 / 100 = 0,6 + 0,05 = 0,65\% \\ Cr_{кр} &= 0,65 (100 - 15) / 100 = 0,553\% \\ G_{фх} &= (0,75 - 0,553) \cdot 100 / 65 \cdot 1 = 0,303 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Припустимо, що склад низьковуглецевої сталі такий, %:

C - 0,15; Mn - 0,35; Si - 0,27; Cr - 0,25; P - 0,015; S - 0,020.

Таблиця 2.8 - Склад завалки.

Надходить	Вага, кг	C	Mn	Si	Cr	P	S
Леговані відходи	80	0,28	0,92	0,56	0,6	0,016	0,028
Низьковуглецева сталь	20	0,03	0,07	0,054	0,05	0,003	0,004
ФХ025	0,303	0,0007	-	0,0061	0,20	0,0002	0,0001
Усього	100,303	0,311	0,99	0,62	0,85	0,0192	0,0321

Розрахунок далі йде за першим прикладом завалки (у завалку не входить низьковуглецева сталь).

Розраховуємо необхідну кількість вапна для утворення шлаку.

У завалку для утворення шлаку дається 1,5% вапна. Від окислення кремнію шихти та з вапна у шлак надійде SiO_2

$$SiO_2 = (Si_o)_{ш} \cdot 60 / 28 + 1,5 (SiO_2)_{в} / 100 , кг;$$

$$SiO_2 = 0,352 \cdot 60 / 28 + 1,5 \cdot 1,75 / 100 = 0,78 кг ,$$

при вмісті SiO_2 у шлаці 20% кількість шлаку становить :

$$U_l = SiO_2 \cdot 100 / 20 = 0,78 \cdot 100 / 20 = 3,9 кг$$

Кількість вапна для утворення шлаку, при вмісті в ньому 35% CaO та вмісті CaO у вапні 85%, становить :

$$B = U_l \cdot 35 / 85 = 3,9 \cdot 35 / 85 = 1,61 кг.$$

Розраховуємо вагу металу у кінці ПП.

Кількість окислених домішок дорівнює :

$$E_o = E_{ш} \cdot Y / 100 , кг;$$

$$Si_o = 0,703 \cdot 50 / 100 = 0,352 кг$$

$$Mn_o = 1,15 \cdot 25 / 100 = 0,288 кг$$

$$Cr_o = 0,86 \cdot 15 / 100 = 0,13 кг.$$

Знаходимо вагу металу у кінці ПП :

$$G_{мкр} = G_{пл} - E_o, кг$$

$$G_{мкр} = 100 - 0,352 - 0,288 - 0,13 = 99,4 кг.$$

2.2.4 Відновлювальний період

Таблиця 2.9 – Склад металу

Склад, %	C	Si	Mn	Cr	P	S
У кінці ПП	0,35	0,352	0,86	0,73	0,02	0,0351
Готовий метал	0,35	0,7	1,15	0,73	0,02	0,015

Знаходимо необхідну для легування кількість феросплавів.

$$G_{ф} = (E_{эм} \cdot X - G_{мкр} \cdot E_{кр}) / E_{ф} \cdot n , кг;$$

де n - приймаємо за таблицею 2.5 ;

$$G_{\text{ФМН05}} = (1,15x - 0,86,99,4) / 85,1 = 0,0135x - 1,005$$

так як сталь легована Si необхідна кількість ФС65 :

$$G_{\text{фс65}} = 0,27 \cdot x / \text{Si}_{\text{ф}} \cdot \eta + [(S_i)_{\text{эм}} - 0,27] \cdot x - G_{\text{МКР}} \cdot \text{Si}_{\text{кр}}] / \text{Si}_{\text{ф}} \cdot \eta$$

$$G_{\text{фс65}} = 0,27 \cdot x / 65 \cdot 0,5 + [(0,7 - 0,27) \cdot x - 99,4 \cdot 0,352] / 65 = \\ = 0,0083x + 0,0066x - 0,538 = 0,0149x - 0,538 ;$$

Вага готового металу дорівнює :

$$x = 99,4 + 0,0135x - 1,005 + 0,0149x - 0,538 \\ 0,9716x = 97,857 \\ x = 100,72 \text{ кг} ;$$

Необхідна кількість феросплавів :

$$G_{\text{ФМН05}} = 0,0135 \cdot 100,72 - 1,005 = 0,355 \text{ кг} ; \\ G_{\text{фс65}} = 0,0149 \cdot 100,72 - 0,538 = 0,963 \text{ кг}$$

Робимо розрахунок процесу десульфурації.

Кількість шлаку необхідного для достатнього ступеня десульфурації знаходимо за формулою :

$$U_2 = 100 \cdot \Delta[S] / ([S]_{\text{к}} \cdot L_s - (S)_n) , \% :$$

Приймаємо остаточний вміст сірки у металі $[S]_{\text{эм}} = 0,015\%$,
початковий вміст сірки у шлаці $(S)_n = 0,05\%$,

L_s знаходимо за формулою :

$$L_s = (20 \cdot 30) / (\% \text{FeO}),$$

де $(\% \text{FeO})$ - кількість FeO у шлаку приймаємо 0,5% ;

$$L_s = 20 / 0,5 = 40.$$

Розраховуємо кількість сірки, яка надійде у метал з феросплавів

$$[S]_{\text{ф}} = G_{\text{ф}} \cdot S_{\text{ф}} / 100;$$

$$[S]_{\text{ф}} = 0,355 \cdot 0,03 / 100 + 0,963 \cdot 0,03 / 100 = 0,0005\% .$$

Розраховуємо необхідний ступінь десульфурзації :

$$\Delta[S] = [S]_n + [S]_{\phi} - [S]_k = 0,0351 + 0,0005 - 0,015 = 0,0206\%$$

Кількість шлаку становить :

$$U_2 = 100 \cdot 0,0206 / (0,015 \cdot 40 - 0,05) = 2,06 / 0,55 = 3,72\%$$

Робимо перевірку та уточнення витрат розкислювачів.

Кисень у метал надходить з футеровки поду та відкосів, з повітря та шлаку.

Знаходимо кількість кисню, який надходить у метал. За практичними даними з футеровки поду та відкосів надходить до 0,07% кисню, а з повітря та шлаку до 0,3% від ваги метала.

$$[O_2]_M = O_{\phi} + O_{ш} + O_n = 0,07 + 0,3 = 0,37\%$$

у перерахунку $[O_2]_M = G_{зм} \cdot 0,37 / 100$, кг ;

$$[O_2]_M = 100,72 \cdot 0,37 / 100 = 0,373 \text{ кг.}$$

Знаходимо кількість кисню, який буде зв'язаний кремнієм.

Кількість кремнію, який окислиться під час попереднього глибинного розкислення, із розрахунку введення його на 0,15% та засвоєнні 50%, дорівнює :

$$(SiO)_{зр} = G_{зм} \cdot 0,15 \cdot 50 / 100 \cdot 100 \text{ .кг} ;$$
$$(SiO)_{зр} = 100,72 \cdot 0,15 \cdot 50 / 100 \cdot 100 = 0,0755 \text{ кг.}$$

Кількість порошку ФС65, який йде на розкислення шлаку, становить

$$(G_{\phi c})_{\partial p} = (G_{\phi c})_p - G_{зм} \cdot 0,15 \cdot 100 / 100 \cdot 65 \text{ .кг}$$

де $(G_{\phi c})_p = 0,0083 \cdot 100,72 = 0,836 \text{ кг}$

$$(G_{\phi c})_{\partial p} = 0,836 - 100,72 \cdot 0,15 \cdot 100 / 100 \cdot 65 = 0,836 - 0,232 = 0,604 \text{ кг.}$$

Буде окислилось кремнію при його засвоєнні 50% :

$$(SiO)_{\partial p} = (G_{\phi c})_{\partial p} \cdot 65 \cdot 50 / 100 \cdot 100 \text{ .кг} ;$$
$$(SiO)_{\partial p} = 0,604 \cdot 65 \cdot 50 / 100 \cdot 100 = 0,196 \text{ кг.}$$

Загальна кількість кремнію, який окислився :

$$(Si)_p = (Si)_{ep} + (Si)_{dp} = 0,0755 + 0,196 = 0,2715 \text{ кг.}$$

Буде зв'язано кисня :

$$(O_2)_{Si} = (Si)_p \cdot 32 / 28 = 0,2715 \cdot 32 / 28 = 0,310 \text{ кг.}$$

Знаходимо кількість кисню, який буде зв'язаний алюмінієм.

Кількість Al який йде на зв'язування кисню під час глибинного розкислення, становить :

$$(Al)_{ep} = Al_p - Al_{em}, \text{ кг.} :$$

за технологією витрати Al на глибинне розкислення становлять 0,06кг/100кг, а вміст Al у готовому металі становить 0,03%

$$(Al)_{ep} = 0,06 - 0,03 = 0,03 \text{ кг.}$$

Так як увесь Al, який йде на розкислення шлаку, буде реагувати з киснем, загальна кількість Al, що окислився, становить :

$$(Al)_p = (Al)_{ep} + (Al)_{dp}, \text{ кг.} :$$

витрати Al на дифузійне розкислення за технологією становлять 0,05кг/100кг,

$$(Al)_p = 0,03 + 0,05 = 0,08 \text{ кг.}$$

Буде зв'язано кисню :

$$(O_2)_{Al} = (Al)_p \cdot 48 / 54 = 0,08 \cdot 48 / 54 = 0,071 \text{ кг.}$$

Залишиться O_2 у металі :

$$[O_2]_o = [O_2]_m - [O_2]_{Si} - [O_2]_{Al} = 0,373 - 0,310 - 0,071 = -0,008 \text{ кг.}$$

Це вказує на те, що цієї кількості Si та Al буде достатньо для зв'язування усього O_2 .

Таблиця 2.10 - Склад готового металу

Найіде та випратися матеріалів	C		Mn		Si		Cr		P		S		Fe		Всього
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Статті															
Метал П.П.	0,35	0,35	0,86	0,85	0,35	0,35	0,73	0,73	0,02	0,02	0,035	0,035	97,75	97,07	
ФМН 05	0,5	0,0018	85	0,302	2	0,007			0,3	0,0011	0,03	0,00011	12,17	0,043	
ФС 65															
легування	0,1	0,0001	0,4	0,0005	65	0,083			0,05	0,00006	0,03	0,00004	34,42	0,044	
розкислення	0,1	0,0008	0,4	0,0033	65	0,543			0,05	0,00042	0,03	0,00025	34,42	0,288	
Перейшло з металу в шлак						-0,2715						-0,0204			
Перейшло з шлаку в метал															
Усього, кг		0,353		1,156		0,712	0,73	0,73		0,0216		0,015		97,45	100,43
Склад металу, %	0,35		1,15		0,71				0,022		0,015		97,02		100,00

ЛІТЕРАТУРА

1. Поволоцкий Д. Я., Рощин В. Е., Рысс М.А., Строганов А. И., Ярцев М. А. Электрометаллургия стали и ферросплавов.-И: Москва, Metallurgy, 1984. -568с.
2. Крамаров А.Д., Соколов А.Н. Электрометаллургия стали и ферросплавов. -И: Москва, Metallurgy, 1976.-376с.
3. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.Н. Общая металлургия. -И: Москва, Metallurgy, 1979.-487с.
4. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в основних дуговых печах.- И:Запорожье, Днепрспецсталь, 1983.- 633с.
5. Эднерал Ф. П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. - И:Москва, Metallurgy, 1977. -488с.
6. Крамаров А. Д. Физико-химические процессы производства стали.-И:Москва, Metallurgy, 1954.-200с.
7. Кадинов Е.И., Шифрин В. Н. Методические указания по расчету электроплавки стали на свежей шихте.-И: Днепропетровск ДМетИ, 1985.-60с.
8. Левин А.М. Содержание кислорода в кипящей ванне электро-сталеплавильной печи. "Известия вузов. Черная металлургия", 1968, N 8.-с. 65-72.