



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
**НІКОПОЛЬСЬКИЙ ТЕХНІКУМ**  
НАЦІОНАЛЬНОЇ МЕТАЛУРГІЙНОЇ АКАДЕМІЇ  
УКРАЇНИ



## **МЕТОДИЧНИЙ ПОСІБНИК**

до 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»

### **ВИПЛАВКА СТАЛІ НА СВІЖІЙ ШИХТІ В ОСНОВНИХ ДУГОВИХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ПЕЧАХ**

Уклали:

Г.О. Козлов  
О.О. Сірак

РЕКОМЕНДОВАНО  
ПЦК металургійних дисциплін  
НТ НМетАУ

Нікополь  
НТ НМетАУ – 2006

## ЗМІСТ

1	Загальна характеристика фізико-хімічних процесів і технологія плавки сталі з повним окисненням в основних дугових печах	4
1.1	Шихтовка плавки і склад завалки	4
1.2	Підготовка печі до плавки	4
1.3	Загрузка шихти	5
1.4	Період плавлення	5
1.5	Окислювальний період	7
1.6	Відновлювальний період і випуск плавки	10
2	Призначення, вимоги до властивостей і особливості технології виплавки деяких груп конструкційних ( в тому числі ресорно-пружинних, підшипникових) і інструментальних легованих сталей	15
2.1	Конструкційні леговані сталі відповідального призначення	15
2.2	Конструкційні леговані сталі	16
2.3	Конструкційні сталі, які леговані алюмінієм	18
2.4	Конструкційні сталі, леговані кремнієм	19
2.5	Ресорно-пружинні сталі	21
2.6	Підшипникові сталі	22
2.7	Інструментальні леговані сталі	23
3	Розробка технології і розрахунку плавки сталі з повним окисненням в основних дугових печах	25
3.1	Початкові данні	25
3.2	Склад, призначення, вимоги до властивостей і деякі основні положення технології виплавки сталі 35ХГСЛ	27
3.3	Шихтовка плавки, розплавлення і окислювальний період	29
3.4	Відновлювальний період плавки	44
	Література	52

# **1. ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ І ТЕХНОЛОГІЯ ПЛАВКИ СТАЛІ З ПОВНИМ ОКИСЛЕННЯМ В ОСНОВНИХ ДУГОВИХ ПЕЧАХ**

## **1.1 Шихтовка плавки і склад завалки**

1.1.1 Перед загрузкою шихти в піч розраховується вага придатного металу і склад у завалці усіх елементів, які нормуються складом сталі, з урахуванням додатків феросплавів.

1.1.2 Плавки шихтуються із розрахунку на склад вуглецю, який забезпечує окислення в період кипу не менш  $0,2 \div 0,3 \%C$  при виробництві високовуглецевих сталей і не менш  $0,3 \div 0,5 \%C$  при виплавці середньо - і низьковуглецевих. Необхідний надлишок вуглецю вводиться в завалку з чавуном (до 20% її маси), коксом, електродним боєм.

Розрахунковий склад міді, нікелю, молібдену і кобальту в завалці для сталей, легованих цими елементами, повинен бути приблизно на нижній межі марки; хрому – не більш 0,4%; кремнію – не більш 0,5%; домішок, які не знищуються при виплавці, – не повинно перевищувати допустимих меж їх вмісту у сталі, що виплавляється.

1.1.3 Шихта складається з 20-30% дрібного лому, (вага шматків до 2 кг) і стружки, все інше – середній і крупний брухт (вага шматків більш 300 кг). Найбільша вага шматків не повинна перевищувати 10% садки печі Кількість такої шихти – не більш 40% від ваги завалки.

## **1.2 Підготовка печі до плавки**

Зразу після випуску попередньої плавки подана і відкоси печі ретельно очищуються від залишків металу, шлаку і як можна швидше заправляються тоненьким шаром магнезитового порошку.

Пошкодженні дільниці заправляються магнезитовим порошком на зв'язці із пеку або рідкого скла (усунення "зарослих" подин і відкосів виконується домішками піску, дрібної залізної руди, шпату). Після цього виконується необхідний ремонт стін і

склепіння печі. Випускний отвір і жолоб можуть бути очищені, а при необхідності і відремонтовані в початку плавки. Перед включенням печі перевірюється справність системи водяного охолодження, електричного, механічного і допоміжного устаткування.

### **1.3 Загрузка шихти**

Загрузка шихти в печі місткістю 1,5 т і більше виконується баддею, через верх печі. Щоб зменшити ушкоджуючий вплив на футерівку, імовірність обвалів шихти і ушкодження електродів, забезпечити її щільну укладку в печі, на подину (низ бадді) загрузається половина дрібного брухту (кокс, електродний бій), у центр – великий, на відкоси – середній, а зверху залишений дрібний брухт.

### **1.4. Період плавлення**

1.4.1 Основна задача періоду плавлення – як можна швидко розплавити завалку і перегріти метал на  $50 \div 70^{\circ}\text{C}$  над температурою ліквідусу (плавлення).

Тривалість періоду плавлення насамперед залежить від питомої номінальної потужності пічного трансформатору (при  $250 \div 300\text{кВА/т}$  вона становить  $3,5 \div 3$  години, при  $500 \div 600\text{кВА/т}$  – 1,5 години, а при  $800 \div 900\text{кВА/т}$  – близько однієї години), а також від способу загрузки, параметрів печі, складу і розміщення шихти, електричного режиму.

З метою зниження тривалості періоду плавлення, його останній етап (розплавлення залишків шихти, які зависають на підкосах і перегрів металу) інтенсифікується газоподібним киснем. У напрямку скорочення тривалості плавлення і питомих витрат електроенергії йдуть також за шляхом попереднього підігріву шихти і використання паливно-кисневих горілок.

1.4.2 Щоб зменшити вивітрення заліза, інтенсифікувати процеси окислення небажаних домішок, прискорити підготовку металу до окислювального періоду і скоротити його тривалість у початковій стадії періоду плавлення із вапна ( $20 \div 30\text{кг/т}$ ), залізної

руди (15 ÷ 20кг/т) і шпату або шамоту (5 ÷ 10кг/т) формується окислювальний вапняно-залізистий шлак, який звичайно має склад, %:

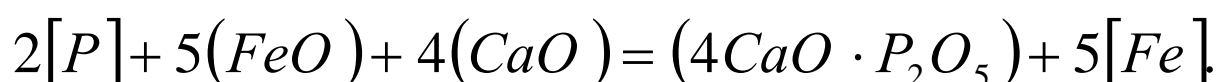
CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
35÷45	5÷10	20÷25	2÷5	10÷20	5÷10	0,5÷1,2	0,1÷0,2

Цей шлак також стабілізує горіння дуг, захищає метал від охолодження, локального перегріву і випарювання, поглинання газів, навуглецювання.

1.4.3 Після розплавлення шихти присаджується порція руди до спінювання шлаку.

1.4.4 За рахунок атмосферного і технологічного кисню, також кисню залізної руди, до моменту розплавлення завалки практично повністю окислюється алюміній, титан і кремній шихтових матеріалів, 60 ÷ 70% марганцю, більша частина хрому. Починається окислення вуглецю. Ванна кипить, шлак піниться і сам сходить, через поріг робочого вікна.

1.4.5 З тим, щоб полегшити проведення окислювального періоду і зменшити його тривалість, потрібно до кінця періоду плавлення прибрати з металу як можна більшу частину фосфору. Сумарна реакція процесу дефосфорації описується рівнянням:



При порівняно невеликих коливаннях складу шлаку:

$$K_{\phi} = \frac{(4CaO \cdot P_2O_5)}{[P]^2 \cdot (FeO)^5 \cdot (CaO)^4}$$

$$[P] = \sqrt{\frac{(P_2O_5)}{K'_p \cdot (FeO)^5 \cdot (CaO)^4}}$$

Отже для успішної дефосфорації необхідна наявність залізного високоосновного шлаку, його оновлення і понижена температура (так, як реакція екзотермічна). Практикою встановлено, що найбільша ступінь дефосфорації досягається

при вмісті  $FeO$  в шлаку в межах  $12 \div 18\%$ ,  $CaO / FeO = 3$  і  $CaO / SiO_2 = 2,5$ .

1.4.6. В кінці періоду плавлення береться проба металу на повний хімічний аналіз, перевіряється його температура і на  $70 \div 80\%$  скачується шлак. Потім в піч присаджують вапно ( $15 \div 20$  кг/т), шпат ( $3 \div 5$  кг/т) і після їх проплавлення починають проводити окислювальний період плавки

## 1.5 Окислювальний період

1.5.1 В окислювальному періоді закінчується дефосфорація металу (до  $[P] \leq 0,015\%$ ), він очищується від водню і азоту, окисних включень, частково від сірки і нагрівається до температури, яка на  $20 \div 30^\circ C$  більше температури випуску. Засобами для реалізації цих процесів є формування вапняно-залізного шлаку і окислення вуглецю, необхідний надлишок якого (від  $0,2 \div 0,3$  до  $0,5 \div 0,7\%$ ) вводиться у склад завалки. Газ  $CO$ , який наділяється під час окислювального періоду імітує кипіння ванни, забезпечує її інтенсивне перемішування. При цьому прискорюється закінчення дефосфорації і нагрів металу, відбувається його рафінування від газів і окисних включень.

Окислення ванни виконується залізною рудою (рудний кип), газоподібним киснем (кисневий) або гам та іншим (комбінований).

Для окислення  $0,01\%$  вуглецю витрачається приблизно  $1$  кг руди на одну тонну сталі, а стехіометричні витрати кисню складають приблизно  $0,1$  м<sup>3</sup>/т.

1.5.2 Руда звичайно вводиться порціями з вапном, в декілька прийомів (з інтервалом не менш  $3$  хвилини). Темп їх вводу узгоджується з температурою металу таким чином, щоб забезпечити рівномірне кипіння і потрібний нагрів ванни. При кисневому кипі його витрати повинні бути такими, щоб до досягнення заданої ступені дефосфорації температура металу не підвищувалася більше  $1600^\circ C$ . Для її зниження присаджують залізну руду, а по мірі стікання шлаку через поріг - вапно і шпат.

Швидкість окислення вуглецю при рудному кипі повинна бути на рівні від  $0,4 \div 0,6\% C$  за годину в початку, до  $0,4 \div 0,3\% C$  - в кінці, а при кисневому може досягати  $1,5 \div 2\% C$  за годину.

В період кипу шлак повинен бути основним, пінистим, рідко рухомим, сам сходити через поріг робочого вікна, оновлюватися. Склад цього шлаку звичайно відповідає такому складу компонентів, %:

CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
40÷50	5÷10	15÷20	2÷5	10÷25	5÷10	0,4÷1,0	0,1÷0,3

По ходу кипу відбираються 2 ÷ 4 проби для контролю складу металу. По закінченні дефосфорації і досягненню потрібного складу вуглецю і температури металу закінчують подавати окислювач, ванна витримується 5 ÷ 7 хвилин, відбирається проба металу і окислювальний шлак скачується цілком.

1.5.3 Успішному закінченню процесу дефосфорації в окислювальному періоді плавки допомагає інтенсивне перемішування киплячої ванни, збільшення окисленості і основності шлаку, його оновлення.

1.5.4 Дегазуючий ефект кипіння ванни визначається "промиваючим" впливом кульок СО. Порційний тиск водню і азоту в кульках СО, що утворюються, дорівнює або близько до нуля.

Оскільки їх розчинність в шарах металу дорівнює

$$[H] = K_H \sqrt{P_{H_2}} \quad i \quad [N] = K_N \sqrt{P_{N_2}}$$

де [H] і [N] - розчинність водню і азоту в металі, %;

$P_{H_2}$  і  $P_{N_2}$  - їх порційний тиск в кульках СО які утворюються в киплячій ванні, атм;

$K_H$  і  $K_N$  - константи рівноваги процесу розчинення

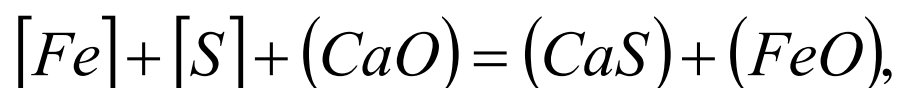
$\{H_2\} = 2[H]$  і  $\{N_2\} = 2[N]$  то вона, також прагне до нуля.

Гази виділяються з розчину, переходять в кульки СО і разом з ними прибираються з металевої ванни. В підсумку, якщо достатньо інтенсивне і тривале кипіння ванни поєднується з використанням прожареної руди, осушеного кисню і свіжоопаленого вапна, тоді вміст водню у металі за час окислювального періоду плавки зменшиться з 6 ÷ 8 до 3 ÷ 4 см<sup>3</sup>/100 кг металу. Концентрація азоту в металі при цьому знизиться з 0,010 ÷ 0,014 до 0,006 ÷ 0,008%.

1.5.5 В окислювальному періоді закис заліза, що насичує розплав, офлюсовує зважені в металі окисні включення, які надходять з шихтовими матеріалами, при окисленні їх домішок і пошкодженні футеровки. В киплячій ванні вони стикаються, збільшуються. За рахунок різниці в щільності, і флотуючого впливу кульок CO вихідними потоками ці включення виносяться з металеві ванни і асимілюються шлаком. В результаті, до кінця окислювального періоду плавки їх склад в металі знижується з 0,02 ÷ 0,03 до 0,002 ÷ 0,003%.

1.5.6 У зв'язку з небезпекою підвищеного ушкодження футеровки стін і склепіння у відновлювальному періоді плавки звичайно використовується тільки до 40 ÷ 50% потужності пічного трансформатору. В поєднанні з низькою теплопровідністю шлаку і малою швидкістю теплопереносу в спокійної ванні це крайнє обмежує можливості нагріву металу, швидкість якого в цих умовах звичайно складає 0,3 ÷ 0,5°C за хвилину. Тому необхідний до випуску нагрів металу забезпечується в окислювальному періоді. Тут пінистий шлак, пил, гази у значній ступені захищають футерівку від випромінювання дуг і дозволяє працювати на досить високих ступенях напруги (використовуючи до 70% потужності), а енергійне перемішування киплячої ванни інтенсифікує теплоперенос. В цих умовах швидкість нагріву металу при рудному кипі складає 4 ÷ 5°C за хвилину, а при кисневому - 8 ÷ 10°C за хвилину і більше.

1.5.7 Найбільш сприятливі умови для знищенні сірки



$$K_s = \frac{2,25 \cdot (S) \cdot (FeO)}{[S] \cdot (CaO)},$$

$$L_s = \frac{(S)}{[S]} = \frac{K'_s \cdot (CaO)}{(FeO)},$$

мають місце у відновлювальному періоді. Це наявність високоосновного, добре розкисленого шлаку і підвищена температура. Однак в заключному етапі періоду плавлення і окислювальному, дякуючи наявності основного рідкорухомого



шлаку, достатньо високій температурі і інтенсивному перемішуванню киплячої ванни складаються задовільні умови для десульфурації металу. При ранній присадці вапна (в завалку або під підвалку), підвищеної кількості шлаку з основністю  $CaO / SiO_2 \geq 2,5 \div 3$ , його оновленні і достатньо тривалому кипінні ванни можна знищити до 25 ÷ 30% сірки шихтових матеріалів.

## 1.6 Відновлювальний період і випуск плавки

### 1.6.1 Цілями цього періоду є:

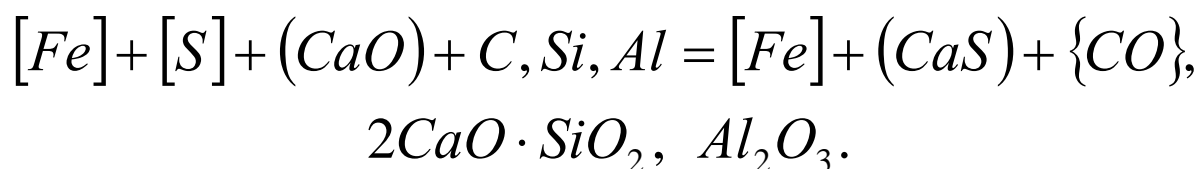
- розкислення металу, тобто зв'язування і знищення розчиненого у ньому кисню до меж, які забезпечують отримання спокійної сталі, як можна більш чистішу від окисних включень - виробів розкислення;
- десульфурація (знищення надлишку сірки);
- легування металу без втрат або з найменшими втратами легуючих елементів, корегування його хімічного складу і температури.

Засобами для досягнення цих цілей є формування високоосновного беззалізного шлаку, утворення відновлювальної атмосфери, розкислення металу і шлаку, обробка металу рідкорухомим добре розкисленим шлаком в печі і під час випуску плавки з печі в ківш.

Вся електросталь - це спокійна сталь. Отримання щільного зливка спокійної сталі досягається введенням у метал елементів розкислювачів - елементів, у яких хімічна спорідненість до кисню при температурі затвердіння більша, чим у вуглецю. Найбільш доступні і тому найбільш широко використовуються в практиці сталеплавильного виробництва такі сильні розкислювачі, як кремній і алюміній. Спокійні сталі мають у своєму складі 0,17 ÷ 0,37% *Si* (0,15 ÷ 0,35 або 0,20 ÷ 0,40) і приблизно 0,02 ÷ 0,04% *Al*. Ступінь забрудненості сталі окисними включеннями взагалі визначається технологією розкислення і ступенем розвитку процесів вторинного окислення за час випуску і розливки плавки.

1.6.2 В останні роки технологія проведення відновлювального періоду базується на комбінованому методі розкислення, який вміщує попереднє глибинне (осаджуюче) розкислення металу і формуванням високо-основного, добре розкисленого білого шлаку і обробкою металу цим шлаком в печі і, головним чином, у ковші під час випуску плавки. Попереднє глибинне розкислення дозволяє за декілька хвилин убрати з металу більше кисню чим за 1,5 ÷ 2 години його розкислення через шлак. В ході наступного дифузійного розкислення формується білий рафінувальний шлак, який виключає або зводить до мінімуму вивітрення легуючих, полегшує влучання в задані межі їх вмісту в металі, забезпечує можливість глибокого очищення металу від кисню і сірки при його обробці цим шлаком в ковші під час випуску плавки і одержання сталі достатньо чистої від неметалевих включень. При цьому тривалість відновлювального періоду плавки визначається лише часом, необхідним для формування рафінувального шлаку, легування і корегування металу, і, практично незалежно від об'єму печі, скорочується з 2 ÷ 2,5 до 1,5 ÷ 1 години. Покращується і якість металу (в частковості за рахунок більш повного його очищення від неметалевих включень - продуктів розкислення).

1.6.3 Як вже відмічалось, сприятливі умови для знищення сірки з металу мають місце і відновлювальному періоді плавки. Це наявність високоосновного, добре розкисленого шлаку і підвищена температура. Крім того на всьому його протязі шлак розкислюється і одним із продуктів реакції десульфурації ( $FeO$ ) безперервно виводиться із сфери її діяльності за схемою:



В цих умовах процес десульфурації необоротний і йде тільки праворуч, в сторону все більш повного очищення сталі від сірки. Ступінь десульфурації тут також зростає у зв'язку з підвищенням складу кремнію і зменшенням концентрації кисню в металі. В результаті, чисельне значення  $L_S$  у відновлювальному періоді плавки може складати 20 ÷ 30, під час випуску плавки з обробкою металу білим рафінувальним шлаком досягає 40 ÷ 50, при

повторній обробці цим шлаком і позапічному рафінуванні синтетичним вапняно-глиноземним шлаком зростає до 100 ÷ 150.

1.6.4 При проведенні відновлювального періоду після скачування начисто окислювального шлаку метал, у випадку необхідності, навуглецевується, присаджується шпат (5 кг/т), шамот (5 кг/т), марганець на нижню межу, виконується глибинне розкислення кусковим феросиліцієм із розрахунку на 0,10 ÷ 0,15% кремнію (без урахування вивітрення), задається вапно (25 кг/т), а потім, для попереднього розкислення шлаку і утворення позитивного тиску в печі - порошок коксу (1 ÷ 2 кг/т).

Після розплавлення шлакової суміші ванна розмішується, відбирається проба металу на вуглець, піч переключається на знижену напругу, ущільнюється і починається розкислення шлаку.

В складі першої розкислювальної суміші вводиться 1 ÷ 2 кг/т, порошку коксу, 1 ÷ 2 кг/т порошку 65%-ного феросиліцію і 2 кг/т вапна. Піч щільно зачиняється на 10 ÷ 15 хвилин. Наступні 2 ÷ 3 суміші, що складаються з 1 ÷ 1,5 кг/т порошку феросиліцію і 2 кг/т вапна, подаються з інтервалом 8 ÷ 12 хвилин. В залежності від вмісту вуглецю в металі і якості шлаку в ці суміші може додаватися порошок коксу (для підтримки відновлювальної атмосфери і позитивного тиску в печі). В останню розкислювальну суміш може бути введений порошок алюмінію (0,5 кг/т), а при необхідності розрідження шлаку - подрібнений шпат, флюс ЕШП або флюоритовий концентрат. Перед присадкою кожної розкислювальної суміші ванна перемішується.

В період рафінування шлак повинен бути білим або малокарбідним, високоосновним, пінистим, рідкорухомим, складу.

<i>CaO</i>	<i>MgO</i>	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	<i>FeO</i>	<i>MnO</i>	<i>CaF<sub>2</sub></i>	<i>CaC<sub>2</sub></i>	<i>S</i>
50÷60	10÷15	15÷20	10÷15	0.5÷1.0	н.б. 0,4	5÷10	н.б. 1,5	0,5÷0,7

До випуску малокарбідний шлак переводиться в білий. В його складі (який контролюється аналізом) повинно бути не більш 0,5% *FeO*, 50 ÷ 60% *CaO* і 15% *MgO*. Перед випуском як правило, виконується особливо енергійне розкислення шлаку. При необхідності він розріджується.

Під час рафінування, після додатків феросплавів, отримання розкисленого шлаку і металу, ванна ретельно перемішується і відбираються 2 ÷ 3 проби металу на хімічний аналіз за результатами якого коректується його склад.

Дозволяється корегування складу вуглецю, на 0,01 ÷ 0,03% при виплавці високоякісних і до 0,05% - при виробництві якісних сталей, присадкою прожареного чавуну в піч, не пізніше чим за 10 хвилин до випуску плавки або порошком графіту в ківш.

До кінця відновлювального періоду плавки вміст кремнію в металі, за рахунок попереднього глибинного і наступного дифузійного розкислення, доводиться до звичайних для спокійної сталі 0,25 ÷ 0,30%. При відкоректованих складі і температурі металу, за 2 ÷ 3 хвилини до випуску або в ковші виконується кінцеве глибинне розкислення металу алюмінієм на штангах. Його витрати в залежності від вмісту вуглецю в сталі звичайно складає від 0,4 ÷ 0,5 до 0,8 ÷ 1,0 кг/т. Після присадки алюмінію метал ретельно перемішують і плавка випускається з печі.

Випуск виконується через добре розділений отвір з обов'язковою обробкою метала в ковші білим, високоосновним ( $\approx 55\% \text{ CaO}$  при  $\text{CaO} / \text{SiO}_2 = 2,5 \div 3,0$ ), добре розкисленим (не більш 0,05%  $\text{FeO}$ ), рідкорухомим рафінувальним шлаком. Для цього з початку в ківш зливається основна маса шлаку, а потім з достатньо великої висоти щільним струмом і з великою швидкістю разом з залишками шлаку випускається сталь. Для того, щоб частки шлакової емульсії і інші включення впливли з металу, плавку 10 хвилин витримують в ковші, а потім передають на розливу.

1.6.5 Порядок присадки легуючих, труднощі, пов'язані з реалізацією цієї операції, і засвоєння легуючих елементів визначаються насамперед їх спорідненістю до кисню, а також щільністю і температурою плавлення.

Мідь і кобальт присаджуються в кінці плавлення в рідкий метал, під час окислювального періоду або рафінування, а нікель, молібден, нікельмолібденомістячі матеріали - у завалку, підвалку або в кінці плавлення.

Легування металу вольфрамом, хромом, марганцем і ніобієм при плавках з повним окисленням виконується під час рафінування.

Ферованадій і феросиліцій вводяться (за розрахунком) за 15 ÷ 20 хвилин до випуску плавки при спокійному металі і добре розкисленому білому шлаку.

При невеликих додатках титану (на 0,05 ÷ 0,20%) він вводиться у добре нагрітий і розкислений метал за 10 ÷ 15 хвилин до випуску плавки. При великому вмісті його за 15 ÷ 20 хвилин до випуску скачується рафінувальний шлак, присаджується 30 ÷ 40%-ий феротитан, а потім формують новий шлак із вапна (12 кг/т), шпату (5 кг/т) або відробленого синтетичного вапняно-глиноземистого шлаку (7 кг/т) і розкислюють його порошком алюмінію (1 ÷ 2 кг/т). Високо-відсотковий (70%-ий) феротитан і відходи металевого титану вводяться в ківш до випуску плавки; при цьому шлак перед випуском оновлюється і розкислюється аналогічним чином.

Легування металу алюмінієм виконується в печі або ковші також, як і титаном.

Феробор, мішметал, алюміноцирконеу, нікельмагнієву лігатури і т.п. високо реакційні матеріали дають в кінці відновлювального періоду після розкислення металу алюмінієм і титаном або в ківш до випуску плавки

Засвоєння легуючих елементів і розкислювачів при плавці сталі з повним окисненням в основних дугових печах надано в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 Засвоєння легуючих елементів і розкислювачів при плавці сталі з повним окисненням в основних дугових печах

Елемент	Засвоєння, %	Елемент	Засвоєння, %
<i>Cu, Ni, Co, Mo</i>	100	<i>Nb</i>	85
<i>W</i>	92 ÷ 95	<i>Si розкисл</i> <i>Si легування)</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. ПРИЗНАЧЕННЯ, ВИМОГИ ДО ВЛАСТИВОСТЕЙ І ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПЛАВКИ ДЕЯКИХ ГРУП КОНСТРУКЦІЙНИХ ( В ТОМУ ЧИСЛІ РЕСОРНО-ПРУЖИННИХ, ПІДШИПНИКОВИХ) І ІНСТРУМЕНТАЛЬНИХ ЛЕГОВАНИХ СТАЛЕЙ**

### **2.1 Конструкційні леговані сталі відповідального призначення**

2.1.1 Високоякісні хромонікелеві, хромонікельмолібденові і хромонікельвольфрамові конструкційні сталі дякуючи доброму поєднанню різних механічних властивостей широко використовуються для виробництва крупних, важконавантажних деталей відповідального призначення (вісі, вали, шатуни, шестерні, муфти і т.п.). Ця група включає також цілий ряд марок сталей, легованих додатково марганцем, кремнієм, ванадієм, титаном, бором та іншими елементами, які збільшують прожарюваність, міцності і пластичні характеристики, зносостійкість, тепло- і окалиностійкість. Крім перевірки потрібного високого рівня різних механічних властивостей ці сталі контролюються на волосовими, забрудненість неметалевими включеннями і ультразвуковим методом. Тому при їх виробництві необхідно забезпечити глибоке рафінування металу від усіх шкідливих домішок.

2.1.2 Виплавляються вони в печах середнього об'єму, з ЕМПМ, тільки при доброму стані футеровки і, як правило, з повним окисленням.

2.1.3 При виробництві сталі 18X2H4B(M)A, типу ХСНВФА і ХСНМВФА у завалку використовується спеціальна Н, М, НМ паспортна болванка, вуглецеві відходи з фосфором не більш 0,020%, кокс, електродний бій або крупка. Для інших сталей - вуглецеві відходи, відходи ХН, ХМ, ХНМ сталей, чавун, кокс. До якості шлакоутворювальних, окислювачів, легуючих і розкислювачів також пред'являють підвищені вимоги.

2.1.4 Плавки шихтуються із розрахунку введення в завалку нікелю і молібдену на нижню межу; вуглецю, який забезпечує окислення під час кипу - 0,4 ÷ 0,8%; хрому для сталей, легованих хромом, не більш 0,40%, для інших не більше 0,30%.

2.1.5 Період плавлення проводиться за пунктом 1.4.

2.1.6 В період кипу окислюється 0,4-0,8%С; фосфор знижується до концентрації 0,010%; вміст марганцю і вуглецю в металі не повинне бути меншим  $0,08 \div 0,10\%$ .

2.1.7 У відновлювальному періоді плавки, в додаток до технологічних операцій, які передбачені пунктом 1.6.4. попереднє глибоке розкислення металу усилюється вводом (після присадки кремнієвих розкислювачів) 0,5 кг/т кускового алюмінію на штангах. З метою наступного дифузійного розкислення дозволяється заміна до половини порошку феросиліцію силікомарганцем. В останню розкислювальну суміш вводиться 1 кг/т порошку алюмінію.

При виплавці сталей 35-38ХНЗМА, 37ХНЗА, 40ХНМ(В)А, 40ХН2М(В)А, 40-45ХНА, 12Х2Н4А, 12-20ХНЗА, 20ХН4ФА, 18-25Х2Н4В(М)А для зв'язування азоту, зменшення зерна і покращання механічних властивостей перед випуском присаджується феротитан на  $0,05 \div 0,06\%$  титану (без урахування вивітрення). При цьому кінцеве розкислення металу алюмінієм виконується в ковші із розрахунку 0,5 кг/т для середньовуглецевих сталей і 0,7 кг/т - низьковуглецевих. Крім того, з тим щоб зменшити забрудненість металу рядковими включеннями глинозему і підвищити його рідкорухомість, при виплавці сталей 18-25Х2Н4В(М)А під час випуску в ківш під струм металу додається 1 кг/т силікокальцію.

2.1.8 При виробництві конструкційних сталей відповідального призначення в усіх випадках необхідно використовувати позапічні засоби рафінування металу (обробка його рідким вапняно-глиноземним шлаком, вакуумом, аргоном, порошкоподібними матеріалами).

## **2.2 Конструкційні леговані сталі**

2.2.1 Ці сталі використовуються для виготовлення деталей машин і елементів конструкцій достатньо відповідального призначення. Відповідно, вони повинні володіти достатньо високим рівнем механічних властивостей. Крім того і ці сталі нерідко піддаються ряду дефектів ліквацийного і "газового"

походження, наявність і ступінь розвитку яких дуже жорстко контролюється. Тому технологія їх виробництва також будується, насамперед, таким чином, щоб, не дуже ускладнюючи її, в той же час забезпечити як можна менший вміст шкідливих домішок. При їх виробництві спрощуються вимоги до матеріалів, зменшується глибина процесів окислювального рафінування, десульфурзації, спрощується режим розкислення.

2.2.2 Плавки шихтуються із розрахунку вводу в завалку необхідної кількості нікелю, молібдену; хрому не більш 0,50%; вуглецю, який забезпечує окислення на кипі не менш 0,30%.

2.2.3 Плавлення ведеться за технологією описаною в підрозділі 1.5.4.

2.2.4 Технологія проведення окислювального періоду плавки спрощується у порівнянні з пунктом 2.1.6. За час кипу окислюється не менш 0,30% вуглецю. Режим марганцю не регламентується. Фосфор для сталей, в яких його вміст допустимий до 0,025% і більше знижується до  $\leq 0,015\%$ .

2.2.5 Відновлювальний період проводиться з деякими особливостями.

Рафінувальна шлакова суміш складається з 2,5 кг/т шпату, 10 кг/т шамоту і 25 кг/т вапна.

При виплавці сталей з вмістом кремнію не більш 0,20% глибинне розкислення виконується феросиліцієм на 0,08% кремнію і алюмінієм -  $0,07 \div 1,0$  кг/т. Шамот в шлакову суміш не вводиться. В розкислювальні суміші вводиться 0,7 кг/т порошку феросиліцію (загальні витрати  $4 \div 5$  кг/т) і 0,5 кг/т алюмінію (загальні витрати  $1 \div 2$  кг/т).

При виплавці ХН, НМ, ХНМ і ХНМФ сталей в склад розкислювальних сумішей, починаючи з третьої, вводиться порошок алюмінію (загальні витрати  $1 \div 2$  кг/т).

Витримка під білим шлаком скорочується з однієї години (для сталей відповідального призначення) до  $30 \div 40$  хвилин, а тривалість рафінування з 1,5 години до однієї години.

При виплавці сталей, легованих бором, за  $8 \div 10$  хвилин до випуску в метал на штангах вводиться алюміній, звичайно



0.4 кг/т. потім присаджується феротитан на 0,06% титану ( без урахування вивітрення) і феробор або фероборал на 0,005% бору (за розрахунком).

В останніх випадках алюміній для кінцевого розкислення звичайно вводиться в кількості 0.3 кг/т в піч і 0,3 кг/т в ківш до випуску.

При виплавці ХН, ХНМ, ХНМФ сталей в ківш при випуску присаджується феротитан на 0,03% титану за розрахунком, а для сталей, легованих титаном і сталей 30ХЗМФ, 38ХНМ, 14Х2НЗМА - 1 кг/т силікокальцію.

## **2.3 Конструкційні сталі, які леговані алюмінієм**

2.3.1 Це головним чином сталі 38ХЮА, 38ХМЮА. 38ХВФЮА. Використання для легування сталі алюмінію обумовлено його більшою спорідненістю до азоту. Азотування забезпечує отримання дуже твердої і зносостійкої поверхні виробів в суміщенні з доброю в'язкістю їх серцевини. Сталь 38ХЮ(А) використовується в приладобудуванні. Сталі типу ХМЮА і ХВФЮА - для виробництва деталей турбіно- і моторобудування, які роблять при температурах до 450°С (гільзи циліндрів, штовхачі. зубчаті колеса тощо)

Конструкційні сталі, леговані алюмінієм, схильні до утворення таких специфічних дефектів, як плямова ліквіація, шиферний злом, підвищена забрудненість неметалевими включеннями і волосовинами. Ступінь їх розвитку у значній мірі визначається забрудненістю сталі усіма шкідливими домішками і особливо нітридами алюмінію і ванадію. Тому технологія їх виплавки звичайно передбачає роботу на достатньо чистої шихті, інтенсивне і тривале кипіння ванни, ретельне проведення операцій рафінування і легування.

2.3.2 Виплавляються вони в печах середньої ємності обладнаних ЕМП, тільки при доброму стані футерівки, найчастіше з повним окисленням. Підготовка печі до плавки, шихтовка і розплавлення завалки виконується у відповідності з вимогами, які перетісуються у підрозділах 1.1-1.4.

2.3.3 Окислювальний період взагалі виконується у відповідності з положеннями пунктів 1.5.1 і 1.5.2. Різниця полягає лише в тому, що за час кипу окислюється не менш 0,40% вуглецю для сталі 20ГСТЮ і 0,50 ÷ 0,80% для останніх. Фосфор знижується до 0,010%. У кінці витримки рекомендується присаджувати 10кг/т прожареного чавуну.

2.3.4 У відновлювальному періоді попереднє глибинне розкислення виконується алюмінієм на штангах (1 кг/т), кусковим феросиліцієм на 0,05% кремнію за розрахунком і силікокальцієм - 1 кг/т.

В ході наступного дифузійного розкислення для формування добре розкисленого шлаку ( $FeO < 0,5\%$ ) використовуються найчастіше порошки коксу і алюмінію. Витрати феросиліцію при цьому зводиться до мінімуму, з тим щоб до часу легування металу алюмінієм вміст у ньому кремнію був не більш 0,15÷0,17%. Перша розкислювальна суміш складається з вапна – 2 кг/т і порошку феросиліцію - 0,5 кг/т, алюмінію - 0,5 кг/т і коксу – 1 кг/т, а дві наступні - з вапна (1 кг/т) і порошоків феросиліцію, алюмінію і коксу по 0,5 кг/т кожного.

Перед легуванням алюмінієм рафінувальний шлак скачується начисто. Віддається первинний алюміній (а для 20ГСТЮ також феросиліцій і феротитан). Ванна розмішується. Присаджується вапно 17-20 кг/т і шпаг -3 кг/т. Після їх проплавлення шлак розкислюється сумішшю з подрібненого вапна 1,0 кг/т і порошку алюмінію 0,5-1,0 кг/т (на 20ГСТЮ - 2кг/т) і плавка випускається.

2.3.5 З метою зменшення газонасиченості метал продувають аргонем в ковші. При розливі струм металу захищають аргонем від окислення. Розливають метал під шаром рідкого шлаку, який утворився при згоранні екзотермічної шлакової суміші.

## **2.4 Конструкційні сталі, леговані кремнієм**

2.4.1 В цю групу входять цілий ряд високоякісних і якісних сталей з кремнієм, легованих додатково хромом, марганцем, ванадієм, вольфрамом, нікелем. Вони володіють високими межами міцності і текучості в сполученні зі стійкістю проти відпуску. Ці сталі використовують замість хромонікелевих і хромонікелемолібденових. Оскільки кремній збільшує

зносоустійкість вони використовуються для виробництва осей, валів, шестерень, зубчатих коліс в автотракторобудуванні, а також для труб змінного перерізу, деталей літаків, зварних конструкцій і інших виробів достатньо відповідального призначення.

При виборі технології виплавки слідє мати на увазі, що від них сталей вимагаються нормовані механічні властивості в поперечних взірцях, чистота від неметалевих включень і волосовин. Сталі цієї групи виплавляють як на свіжій шихті з повним окисненням, так і методом переплаву і використанням кисню. При цьому, в залежності від міри відповідальності призначення і вимог до якості металу, що визначають потрібну глибину рафінування від шкідливих домішок, технологія їх виплавки komponується із тих або інших прийомів, що забезпечують отримання високоякісної або якісної стилі, з деякими особливостями, вказаними нижче

2.4.2 При виплавці на свіжій шихті підготовка печі до виплавки, шихтовка і розплавлення взагалі виробляється у відповідності з підрозділами 1.1-1.4.

2.4.3 В період кипу окислюється 0,4-0,8% вуглецю, фосфор знижується до концентрації 0,015%, а вміст марганцю і вуглецю в металі не повинен знижуватися нижче 0,08 - 0,10%.

2.4.4 У відновлювальному періоді плавки в додаток до технологічних операцій, передбачених пунктом 1.6.4, з метою посилення попереднього глибинного розкислення через 5-7 хвилин після присадки кремнієвих розкислювачів в метал вводиться кусковий алюміній 0,5 кг/т. Починаючи з другої розкислювальної суміші в їх склад вводиться 0,5 кг/т порошку алюмінію. Дозволяється заміна порошку феросиліцію порошком силікокальцію.

З метою запобігання утворення волосовин кінцеве розкислення металу кусковим алюмінієм на штангах виконується перед легуванням кремнієм за 15-20 хвилин до випуску із розрахунку 0,6 кг/т.

З метою зменшення забрудненості сталі цього сортаменту рядковими включеннями глинозему, покращання її механічних

властивостей і підвищення їх ізотропності рекомендується під час випуску плавки присаджувати в ківш під струм силікокальцій у кількості до 2-3 кг/т.

2.4.5 Значне покращання якостей сталей цієї групи, які йдуть для виробництва деталей відповідального призначення, може бути досягнуто при обробці металу в ковші рідким вапняно-глиноземним синтетичним шлаком. Після такої обробки вміст сірки в готовому металі може бути зменшений до 0,005%; значно знижується забрудненість сталі неметалевими включеннями, покращуються пластичні здібності на поперечних взірцях, зменшується уразливість волосовинами (слід мати на увазі, що обробка кремнієвих сталей синтетичним вапняно-глиноземним шлаком супроводжується примітним відновленням з шлаку алюмінію).

## **2.5 Ресорно-пружинні сталі**

2.5.1 Це високоякісні і якісні вуглецеві сталь а також кремнієві. леговані додатково марганцем, хромом, молібденом, вольфрамом, ванадієм та іншими елементами, які призначені для виготовлення пружин, пружних елементів, приборів і механізмів, а також ресор різного типу.

Вони повинні володіти високими твердістю, тривкістю, межею пружності і релаксаційною стійкістю, при достатньої еластичності і в'язкості, мати високий опір втомі, а в ряді випадків, крім високого комплексу механічних властивостей, і необхідні спеціальні фізико-хімічні властивості.

Сталі цієї групи виплавляються як з повним окисленням, так і переплавом з використанням кисню. При цьому необхідно забезпечити потрібну повноту рафінування металу від шкідливих домішок (відповідну отриманню високоякісної або якісної сталі) і достатню чистоту від неметалевих включень.

2.5.2 Технологія їх виплавки komponується взагалі з тих же положень, що і технологія виплавки конструкційних легованих сталей (див. підрозділ 2.2). При її розробці слід мати на увазі, що при підвищеному вмісті алюмінію в цих сталях можуть виникнути дефекти злом ("сколи"), утворення яких обумовлено виділенням по межах зерен нітридів алюмінію. З тим щоб уникнути їх, витрати

алюмінію для кінцевого розкислення металу при виробництві ресорно-пружинних сталей в більшості випадків обмежуються 0,3 кг/т.

## 2.6 Підшипникові сталі

2.6.1 В процесі роботи деталі підшипників випробовують великі знакозмінні навантаження. їх багатократне повторення веде до появи втомлених тріщин, викрашуванню і руйновані металу. Це основна причина виходу підшипників зі строю. Знос і руйнування робочої поверхні підшипнику відбувається також в наслідок стирання. Тому сталь повинна відрізнятися високою тривкістю і зносостійкістю, високим опором втоми і пружними властивостями при малої хрупкості.

Деталі підшипників працюють, торкаючись окремими крапками працюючих поверхонь, тому для підшипникової сталі особливе значення має чистота від кисню, неметалевих включень і фізико-хімічна однорідність. Дуже небажане і підвищення вмісту в металі інших шкідливих домішок (фосфор збільшує хрупкість металу, підвищений вміст водню викликає схильність до флокеноутворення, азот і домішки кольорових металів зменшують опір металу викрашуванню нікель зменшує міцність, мідь підвищує схильність до тріщиноутворення).

Технологія виплавки підшипникових сталей будується таким чином, щоб забезпечити як можна більш глибоке рафінування металу від шкідливих домішок. У зв'язку з високими вимогами у відношенні чистоти від шкідливих домішок і невеликою кількістю легуючих плавлять підшипникову сталь зазвичай на свіжій шихті з повним окисленням, в спеціальних печах і тільки при доброму стані футерівки.

2.6.2 В завалку використовують якісні відходи, брухт заліза, чавун, кокс або електродний бій.

2.6.3 Розплавлення і окислювальний період проводиться практично у повної відповідності з підрозділами 1.4 і 1.5. Слід лише уточнити, що кількість окисленого в період кипу вуглецю складає не менш 0,20%, а фосфор, який при цьому знижується до концентрації 0,015%, при виплавці сталі ШХ15СГ повинен бути знижений до 0,010%.

2.6.4 Технологія проведення відновлювального періоду плавки, викладена в пункті 1.6.4, потребує в деяких уточненнях.

Після скачання окислювального шлаку метал при необхідності науглецьовується, присаджується феромарганець на нижню межу, феросиліцій на 0,15% кремній без урахування вивітріння, ферохром, плавиковий шпат (2,5 кг/т) і шамот (10 кг/т) або кварцит (8 кг/т). Потім метал розкислюється алюмінієм на штангах (0,4 кг/т), задається вапно (32 кг/т), а з другою половиною вапна - порошок коксу ( $1 \div 1,5$  кг/т).

Наступне дифузійне розкислення виконується трьома сумішами, які складаються з порошоків феросиліцію ( $1 \div 1,5$  кг/т), коксу (0,5 кг/т) і подрібненого вапна ( $1 \div 1,5$  кг/т), які задаються з інтервалом  $8 \div 10$  хвилин. Вже перед присадкою другої розкислювальної суміші вміст  $FeO$  в шлаку не повинен перевищувати 0,6%.

Після коректування хімічного складу металу, за 10 хвилин до випуску шлак обробляється четвертою сумішшю, яка складається крім феросиліцію із порошку алюмінію - 0,5 кг/т, дрібного вапна -  $0,5 \div 1,0$  кг/т і шпату -  $1 \div 2$  кг/т.

В шлакі перед випуском плавки повинно бути  $50 \div 60\%$   $CaO$ , не більш 12%  $MgO$ , не більш 0,5%  $FeO$ , не більш 0,5%  $CaF_2$ .

Кінцеве розкислення металу виконується алюмінієм в ковші (прикріплюється до борту ковша на штанзі) в кількості 0,8 кг/т. У випадку механізованої присадки алюмінію в ківш після випуску плавки його витрати зменшуються до 0,4 кг/т.

Випуск плавки виконується з обов'язковою обробкою металу електропічним рафінувальним шлаком через добре розділений отвір. З початку зливається більша частина шлаку, а потім повним струмом довжиною  $4 \div 2$  м - метал зі шлаком.

## 2.7 Інструментальні леговані сталі

2.7.1 В залежності від призначення розрізняють сталі і інструмент для різних видів холодної і гарячої обробки металу. Відповідно різному призначенню відрізняється склад і вимога, які ставляться до інструментальних сталей. Але в кожному випадку від них вимагаються міцність, твердість і в той же час висока в'язкість. Ці сталі повинні також мати стійкість проти відпуску і

високу міцність при підвищених температурах (повинні бути не чуттєві до нагріву), володіти високою межею втоми.

Всі ці якості досягаються за рахунок легування металу хромом, марганцем, кремнієм, ванадієм, вольфрамом, молібденом і іншими елементами, ретельної виплавки і потрібної термообробки.

2.7.2 Як бачимо з вимог, які пред'являються до властивостей інструментальних сталей, вони в багатому схожі з конструкційними (деякі з них і використовуються як конструкційні, а сталі з 1% вуглецю і 1 ÷ 1,5% хрому - як підшипникові). Багато схожа і технологія їх виплавки, яка komponується з тих же технологічних прийомів, які забезпечують отримання високоякісної або якісної сталі, щільної, дрібнозернистої, достатньо чистої від неметалевих включень (особливо крупних, шлакових), фосфору, сірки і практично повністю повторюють технологію виплавки конструкційних легованих сталей.

Деякі особливості характерні тут лише для режимів кисневого розкислення металу. Уявлення о них можна отримати з даних в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1. Кінцеве розкислення металу при виплавці деяких марок інструментальних легованих сталей

Марка сталі	Al, кг/т		Ti, % за розрахунком <sup>x)</sup>	СК30, кг/т в ківш
	піч	ківш		
5ХГНМ	0,5		-	-
4Х5МФС	-		0,7	2,0
7ХГ28М	-		0,3	2,0
4-9ХС, 7-10ХФ, 6ХВГ, 4ХМФС	-		0,3	-

<sup>x)</sup> – в піч за 2-3 хвилини до випуску.

### 3 РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ І РОЗРАХУНКУ ПЛАВКИ СТАЛІ З ПОВНИМ ОКИСЛЕННЯМ В ОСНОВНИХ ДУГОВИХ ПЕЧАХ

#### 3.1 Початкові данні

Робота виконується з тим, щоб углибити розуміння і закріпити знання охарактеризованих вище фізико-хімічних процесів і технології плавки сталі на свіжій шихті двошляковим процесом в основних дугових печах, а також ознайомитися з методами визначення складу завалки, температурного режиму плавки, кількостей шлаків, шлакоутворювальних матеріалів, окислювачів, розкислювачів, легуючих додатків і рішення виробничих ситуацій.

Розрахунок виконується на 100 кг металевої завалки. У якості основи для розрахунку за матеріалами вказівок, навчальної літератури і заводських інструкцій розробляється технологія електроплавки сталі заданої марки, яка забезпечує сприятливі умови рафінування, легування і отримання сталі з потрібним складом і властивостями. Мінімум необхідних довідних матеріалів приведений в таблицях 3.1, 3.2, 3.3.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад металевої частини шихти і навуглецювачів, %

Матеріал	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu
Металевий брут	$\frac{0,20}{0,50}$	$\frac{0,40}{0,70}$	$\frac{0,20}{0,30}$	$\frac{0,40}{0,50}$	$\frac{0,30}{0,50}$	Не більш 0,40	Не більш 0,30	Не більш 0,25
Металізовані відходи	$\frac{0,20}{0,50}$	$\frac{Fe\ заг}{90-95}$		$\frac{0,005}{0,015}$	$\frac{0,005}{0,015}$	$\frac{пуста\ порода}{2-5}$		
Переробний чавун	$\frac{3,8}{4,2}$	$\frac{1,0}{2,0}$	$\frac{0,6}{1,2}$	$\frac{0,15}{0,20}$	$\frac{0,03}{0,05}$	-	-	-
Кокс (кам'яно-вугільний)	85,0	-	-	-	1,50	$\frac{Попіл}{8,0}$	$\frac{В.П.П}{Зал.}$	
Електродний бій	99,2	-	-	-	0,20	-	0,6	



Таблиця 3.2 - Хімічний склад шлакоутворювальних матеріалів і залізної руди, %

Матеріал	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	S
Вапно	$\frac{85,0}{95,0}$	1,5	$\frac{1,5}{2,0}$	$\frac{1,0}{1,5}$	н.б. 0,5	-	$\frac{0,05}{0,10}$
Плавииковий шпат	$\frac{1,0}{1,5}$	-	$\frac{1,5}{3,0}$	0,5	0,5	$\frac{90,0}{95,0}$	$\frac{0,10}{0,20}$
Шамот	0,70	0,30	62,0	35,0	$\frac{1,5}{2,0}$	-	-
Залізна руда	0,25	0,20	$\frac{4,0}{4,5}$	$\frac{2,0}{3,5}$	$\frac{91,0}{93,0}$	-	0,05

Таблиця 3.3 - Хімічний склад деяких легуючих і розкислювачів

Марка сплаву	Ведучий елемент, %	Вміст елементів, % не більш				
		C	Si	Mn	P	S
ФС 65	Si = 63 ÷ 68	0,1	Al < 2	0,4	0,05	0,03
СК 30	Si - 65; Ca - 30	1,0	Al < 2	-	0,04	0,05
АВ 97	Al не менш 97,0					
ФМн 0,5	Mn не менш 85,0	0,5	2,0	-	0,30	0,03
ФМн 1,5	Mn не менш 85,0	1,5	2,5	-	0,30	0,03
ФМн 78	Mn не менш 78,0	7,0	2,0	-	0,35	0,03
ФХ 025	Cr не менш 65,0	0,25	2,0	-	0,06	0,03
ФХ 200	Cr не менш 65,0	2,0	2,0	-	0,06	0,04
ФХ 650	Cr не менш 65,0	6,5	1,5	-	0,06	0,06
В 1	W не менш 72,0	0,3	0,5	0,4	0,04	0,08
ФМ 058	Mo не менш 58,0	0,05	0,8	-	0,05	0,10
ФВД 35А	V не менш 38,0	0,75	2,0	-	0,10	0,10
ФБ 17	B не менш 17,0	0,20	3,0	Al < 3	0,05	0,03
ФТИ 30А	Ti = 28-35	0,15	Si / Ti 0,16	Al / Ti 0,25	0,04	0,04
ФТИ 68	Ti не менш 68,0	0,20	0,12	0,07	0,05	0,05
ТТ-ТВ	не менш 98,0	-	-	-	-	-
Н-2	Ni = 99,5	-	-	-	-	-

Примітка. Інформацію про склад інших легуючих і феросплавів можна знайти у довідниках.

### 3.2 Склад, призначення, вимоги до властивостей і деякі основні положення технології виплавки сталі 35ХГСЛ

3.2.1 В якості прикладу в розрахунку розглядається виплавка якісної легованої сталі для відливок марки 35ХГСЛ. %:

C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	P	S
				не більше			
0,3÷0,4	0,6÷0,8	1,0÷1,3	0,6÷0,9	0,3	0,3	0,04	0,04

3.2.2 Високоякісні економно леговані хромомарганцево кремнієві конструкційні сталі з успіхом використовуються замість хромонікелевих і хромонікельмолібденових сталей для виробництва деталей, які розраховуються на міцність і деталей, які працюють при динамічних і знакозмінних навантаженнях. Від них вимагаються достатньо високі і ізотропні механічні властивості, а також чистота від неметалевих включень, відсутність таких специфічних дефектів як "сколи", волосовини і інші. Тому технологія виробництва цих сталей будується насамперед таким чином, щоб забезпечити мінімальний вміст шкідливих домішок.

3.2.3 При виробництві якісних легованих конструкційних сталей технологія плавки значно спрощується. Розробляється вона з урахуванням приведених тут матеріалів і даних. Деякі параметри можуть уточнюватися в розрахунку.

Нижче ця технологія не приводиться повністю у такому вигляді, в якому вона повинна бути представлена у розрахунково-пояснювальній записці за курсовим проектом. Даються лише деякі відображення, які стосуються методики її розробки, посилання на ті фрагменти, з яких вона може бути скомпонована, і ті параметри, які в тому або іншому ступені використовуються при виконанні приведенного тут розрахунку.

3.2.4 При виплавці на свіжій шихті підготовка печі до плавки, шихтовка, розплавлення і окислювальний період взагалі проводяться у відповідності з підрозділами 1.1-1.4 і пунктами 1.5.1 і 1.5.2. Тут представляється необхідним уточнити і повторити лише наступні їх параметри.

3.2.5 Плавки шихтуються із розрахунку на вміст вуглецю в металі по розплавленій яка забезпечує окислення в період кипу не менш 0,4%С.

3.2.6 Шлак періоду плавлення формується з вапна (20 ÷ 30 кг/т), залізної руди (15 ÷ 20 кг/т), і шпату (5 ÷ 10 кг/т). Заключний етап плавлення форсується використанням кисню для підрізки шихти і нагріву металу. В кінці періоду плавлення шлак скачується на 70 ÷ 80%, та із вапна (15 ÷ 20 кг/т) і шпату (3 ÷ 5 кг/т) наводиться новий і починається окислювальний період плавки.

3.2.7 Окислення вуглецю виконується рудою, газоподібним киснем або тим і іншим зі швидкістю від 0,3 ÷ 0,5 до 1,5 ÷ 2% вуглецю за годину. В період кипу окислюється не менш 0,4% вуглецю, фосфор знищується до концентрації не більш 0,015%, а вміст марганцю і вуглецю у металі не повинен знижуватися нижче 0,08 ÷ 0,10%.

3.2.8 Що стосується відновлювального періоду плавки, то з урахуванням можливих спрощень, зумовлених тим, що для розрахунку виплавки задана якісна, а не високоякісна сталь, із технології Його проведення, яка компонується з операцій, передбаченими пунктами 1.6.4, 2.2.5 і 2.4.4, відмітимо тут наступне.

3.2.9 Одночасно з формуванням рафінувального шлаку із шпату (2,5 кг/т), шамоту (10 кг/т) і вапна (25 кг/т), присаджується марганець на нижню межу і виконується попереднє глибинне розкислення металу кусковим феросиліцієм із розрахунку на 0,15% кремнію (без урахування вивітрення).

3.2.10 Дифузійне розкислення виконується сумішами з порошоків коксу, феросиліцію і подрібненого вапна. Коректується склад і температура.

3.2.11 За 45 ÷ 20 хвилин до випуску, при вмісті кремнію у металі не більше 0,25% і білому шлаку, виконується кінцеве розкислення металу кусковим алюмінієм на штангах із розрахунку 0,6 кг/т, а потім він легується кремнієм.

3.2.12 У суміші (1 ÷ 2) для обробки випускного шлаку додається порошок алюмінію (0,5 кг/т) і, при необхідності, шпат.

3.2.13 Випуск виконується з обробкою металу в ковші високоосновним (50 ÷ 55% CaO), добре розкисленим (0,5% FeO) рідкорухомим шлаком.

3.2.14 Рекомендується під час випуску плавки присаджувати в ківш під струм силікокальцій в кількості 1 ÷ 2 кг/т.

### 3.3 Шихтовка плавки, розплавлення і окислювальний період

3.3.1 При плавці на свіжій шихті склад завалки визначається насамперед виходячи із вмісту в неї вуглецю.

У відповідності з пунктом 3.2.5 вміст вуглецю в завалці  $[C]_{зав}$  і металі по розплавленні повинно забезпечити окислення в період кипу не менш 0,4%С ( $\Delta[C] = 0,40\%$ ) і дорівнює:

$$[C]_{зав} = [C]_{к.к.} + \Delta[C] \quad (3.1)$$

З тим, щоб компенсувати науглецювання від електродів і порошку коксу, який використовується для розкислення рафінувального шлаку, вміст вуглецю в металі до кінцю кипу ( $[C]_{к.к.}$ ) повинно бути на 0,03-0,05% нижче нижньої межі ( $[C]_{к.п.}$ ) в марці, але найкраще не менш 0,10%. При шихтовці плавки слід також передбачити можливість використання вуглецевих феросплавів для легування металу і вуглець, що вноситься ними, ( $[C]_{ф}$ ), тобто

$$[C]_{к.к.} = [C]_{к.п.} - (0,03 - 0,05) - [C]_{ф} \quad (3.2)$$

Для сталі 30ХГСЛ, на кінець окислювального періоду в металі залишиться приблизно 0,15%Mn, з домішками ФМн78 і ФХ650 до середнього вмісту в готовому металі марганцю (1,15 - 0,15 = 1,0%) - на 1,0% і хрому - на 0,75 у відновлювальному періоді плавки в метал буде внесено, відповідно,

$$1,0 \cdot 7,0 / 78 = 0,089\% C,$$

$$0,75 \cdot 6,5 / 65 = 0,075\% C,$$

а разом:

$$0,089 + 0,075 \approx 0,16\% C.$$

При цьому

$$[C]_{зав} = [C]_{к.п.} - (0,03 - 0,05) - [C]_{ф} + \Delta[C] \quad (3.3)$$

$$[C]_{зав} = 0,30 - 0,03 - 0,16 + 0,40 = 0,51\%.$$

Потрібна кількість чавуну у завалці (x) визначається з рівняння:

$$[C]_{зав} = (\% [C]_{чав.} \cdot x) / 100 + (\% [C]_{брухт} \cdot (100 - x)) / 100, \quad (3.4)$$

$$0,51 = (4,0 \cdot x) / 100 + (0,35 \cdot (100 - x)) / 100,$$

звідки

$$x = 4,4 \text{ кг} / 100 \text{ кг або } \%.$$

Таблиця 3.4 - Склад завалки, % або кг

Вноситься	кг (%)	C	Mn	Si	P	S
Брухтом	95,6	0,334	0,526	0,239	0,043	0,038
Чавуном	4,4	0,176	0,066	0,040	0,008	0,002
Разом:	100	0,510	0,592	0,279	0,051	0,040

3.3.2 При виробництві конструкційних сталей відповідного призначення (див. п. 2.1.3) чавун в завалку не дається.

Використовується спеціальна Н, М, НМ паспортна болванка, вуглецеві відходи особистого виробництва з фосфором і сіркою не більше 0,020% кожного, а в якості карбюризатору в завалку вводиться кокс або електродний бій. Засвоєння металом вуглецю з коксу і електродного бою складає 60 ÷ 70%. Електродний бій чистіший за сіркою, але так як при доброї якості і раціональної експлуатації електродів кількість їх бою в цеху звичайно мала, рекомендується обирати для навуглецювання кокс. Потрібна кількість коксу у завалці (x) в кг на 100кг шихти визначається з виразу:

$$x = \frac{(\% [C]_{зав} - \% [C]_{брухт}) \cdot 100 \cdot 100}{85 \cdot 60} \quad (3.5)$$

Для умов, аналогічних приведеним в п.3.3.1 цього розрахунку, тобто при  $[C]_{зав} = 0,51\%$ , і вміст вуглецю, марганцю і кремнію в металевій частині шихти такий же, як в брухті (таблиця 3.1), а фосфору і сірки - по 0,020%,

$$x = \frac{(0,51 - 0,35) \cdot 100 \cdot 100}{85 \cdot 60} = 0,314 \text{ кг.}$$

Склад, який завалка мала би в цьому випадку, а точніше кількості елементів, які при цьому вносяться шихтовими матеріалами, приведений в таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 - Шихтові матеріали вносять, кг

Вноситься	Вага, кг	C	Mn	Si	P	S
Брухтом	100,00	0,50	0,550	0,250	0,020	0,020
Коксом	0,314 <sup>x)</sup>	0,160	-	-	-	0,005
Разом:	100,314	0,510	0,550	0,250	0,020	0,025

<sup>x)</sup> - засвоєння вуглецю 60%.

Оскільки в попелі коксу вміщується приблизно 50% кремнезему, в цьому випадку нижче, в підпункті а, пункту 3.3.6 розрахунку, слід врахувати цю статтю його надходження в шлак періоду плавлення

$$(0,314 \cdot 8,50) / 100 \cdot 100$$

3.3.3 Для успішного протікання процесів окислювального рафінування до кінця періоду плавлення метал повинен бути перегрітим на  $50 \div 70^\circ\text{C}$  над температурою ліквідусу. Подальший нагрів його температури, на  $20 \div 30^\circ\text{C}$  який перевищує температуру випуску, виконується в окислювальному періоді плавки.

Температура плавлення заліза при додатку других елементів знижується і може бути визначена за формулою:

$$t_{л} = 1539 - 90[C] - 6,2[Si] - 1,7[Mn] - 1,8[Cr] - 2,9[Ni] - 1,7[Mo] - 17[Ti], \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (3.6)$$

де  $[C]$ ,  $[Si]$ ,  $[Mn]$  - відсотковий вміст елементів в сталі  
Температура металу перед випуском плавки,  $^\circ\text{C}$ :

$$t_{вкп} = t_{л} + \Delta t_{к} + \Delta t_{раз} \quad (3.7)$$

Тут  $\Delta t_{к}$  - зниження температури за час випуску плавки і витримка в ковші, яке складає  $30 \div 50^\circ\text{C}$ , а  $\Delta t_{раз}$  визначається матеріалом форми, товщиною стінок зливків, їх масою, маркою сталі і інше і звичайно знаходиться в межах  $80 \div 110^\circ\text{C}$ .

З урахуванням викладеного, при виплавці сталі 35ХГСЛ температура металу в кінці періоду плавлення ( $t_1$ ) повинна дорівнювати;

$$t_1 = 1539 - 90 \cdot 0,52 + (50 - 70) \approx 1560^\circ\text{C}.$$

а до кінця кипу ( $t_2$ ) -

$$\begin{aligned} t_2 &= t_{вкп} + (20 \div 30) = 1539 - 90 \cdot 0,35 - 6,2 \cdot 0,7 - 1,7 \cdot 1,15 - \\ &- 1,8 \cdot 0,75 + (30 \div 50) + (80 \div 110) + (20 \div 30) \approx \\ &\approx 1539 - 39 + 30 + 90 + 20 = 1640^\circ\text{C} \end{aligned}$$

3.3.4 Сумарний вміст окислів заліза в окислювальному шлаку залежить головним чином від концентрації вуглецю в металі і з достатньою для практичних цілей точністю може бути визначений з рівняння :

$$\% (FeO) = 7,5 + 0,755 / \%[C]. \quad (3.8)$$

У розглянутому прикладі сумарний вміст закису заліза в шлакі до кінця періоду плавлення (при  $[C]_{зав} = 0,51\%$ ) можна рахувати рівним  $9,0\%$ , а в кінці кипу (при  $[C]_{к.к.} = 0,11\%$ ) -  $14,4\%$ .

3.3.5 До моменту повного розплавлення шихти окислюється весь кремній завалки. Що стосується марганцю, то при звичайному вмісті його в завалці ( $0,6 \div 0,8\%$ ) за період плавлення окислюється  $60 \div 70\%$ . Його вміст в металі в окислювальному періоді плавки визначається температурою ванни і при

нормальному нагріві металу знаходиться на рівні приблизно 0,15%.

3.3.6 Однією з головних задач окислювального рафінування є дефосфорація металу.

Залежність показника дефосфорації металу

$$F = \frac{(P_2O_5)}{[P]^2}$$

від вмісту закису заліза в шлаку і його основності при 1600°C, складена А. Д. Крамаровим за експериментальними даними ряду авторів, приведена на малюнку 3.1. Якщо температура процесу відрізняється від 1600°C, слід відкоригувати величину  $\lg F$ . При меншій температурі його значення збільшується на 0,05 на кожні 10°C, і навпаки.

Значення величини  $F$ , для фіксованої величини основності  $B$  можна визначити за одним з наступних рівнянь:

$$B = 2,4; \lg F = 11,448 + \frac{0,0642}{\%C} - \frac{t}{200}; \quad (3.9)$$

$$B = 1,75; \lg F = 11,125 + \frac{0,0629}{\%C} - \frac{t}{200}; \quad (3.10)$$

$$B = 1,23; \lg F = 10,413 + \frac{0,0657}{\%C} - \frac{t}{200}; \quad (3.11)$$

$$B = 0,87; \lg F = 9,290 + \frac{0,0795}{\%C} - \frac{t}{200}; \quad (3.12)$$

де  $t$  - температура металу, °C.

Процес дефосфорації звичайно проводиться під двома шлаками. При його розрахунку слід насамперед визначити кількість шлаку, який утворюється в період плавлення і вміст фосфору в металі в результаті цього етапу процесу. Якщо за умовами ведення плавки (якість брухту, вимоги до готової сталі і інше) нема необхідності в спеціальних мірах для знищення фосфору, то з метою зменшення кількості першого шлаку, можна обмежити його основність значенням



$$CaO / SiO_2 = 1,8 \div 2,0.$$

Після цього, з урахуванням фосфору в залишку першого шлаку, знаходиться кількість шлаку окислювального періоду, необхідна для досягнення потрібної ступені рафінування в другому етапі дефосфорації. В цих умовах до зменшення кількості шлаку слід йти за шляхом підвищення його основності до 2,4 ÷ 2,6 (за даними А.Д. Крамарова подальше збільшення основності не має суттєвого впливу на дефосфорацію сталі). Викладений шлаковий режим є самим простим. Якщо цього виявиться недостатньо, слід збільшити основність першого шлаку, чистіше скачати його, а при необхідності оновити і другий шлак.

Для прикладу, який роздивляється розрахунок процесу дефосфорації має такий вигляд;

а) для формування окислювального вапняно-залізного шлаку періоду плавлення (див. п.3.2.6) перед підвалкою або підчас плавлення в піч присаджується вапно (2 ÷ 3% від маси металу), шамот (0,5%) і залізна руда (1,5 ÷ 2,0%). В результаті, від окислення кремнію шихти, із вапна, шамоту і залізної руди в шлак періоду плавлення надходить кремнезему:

$$SiO_2 = \frac{0,279 \cdot 60}{28} + \frac{2,5 \cdot 1,75}{100} + \frac{0,5 \cdot 62}{100} + \frac{1,75 \cdot 4,25}{100} = 1,026;$$

б) при 20%  $SiO_2$  кількість цього шлаку  $U_1$  складе:

$$U_1 = 1,026 \cdot 100 / 20 = 5,13 \text{ кг або \%};$$

в) залишковий вміст фосфору в металі до кінця періоду плавлення  $[P]_1$  визначається з рівняння:

$$P_1^2 + \frac{229 \cdot [P]_1}{F_1 \cdot U_1} - \frac{229 \cdot P_{поч}}{F_1 \cdot U_1} \quad (3.13)$$

де  $P_{поч} = 0,051\%$ ;

$$U_1 = 5,13 \text{ кг (\%)}.$$

Задаємося основністю шлаку періоду плавлення  $CaO / SiO_2 = 1,75$ , при  $\sum (FeO)_1 = 9,0\%$  за діаграмою мал.3.1

знаходимо  $\lg F = 3,25$  і з урахуванням впливу температури отримуємо  $\lg F_1 = 3,45$ , а  $F_1 = 2818$ .

Для цих умов:

$$\begin{aligned}
 [P]_1 &= -\frac{229}{2 \cdot F_1 \cdot U_1} + \sqrt{\left(\frac{229}{2 \cdot F_1 \cdot U_1}\right)^2 + \frac{229 \cdot P_{\text{поч}}}{F_1 \cdot U_1}} = \\
 &= -\frac{229}{2 \cdot 2818 \cdot 5,13} + \sqrt{\left(\frac{229}{2 \cdot 2818 \cdot 5,13}\right)^2 + \frac{229 \cdot 0,051}{2818 \cdot 5,13}} = \quad (3.14) \\
 &= 0,022\%
 \end{aligned}$$

а  $0,051 - 0,022 = 0,029\%$  P перейшло до шлаку;

г) в кінці періоду плавлення приблизно 3/4 шлаку прибереться з печі. Кількість фосфору в його залишку становить:

$$0,029 \cdot 0,25 = 0,00725 \%$$

тобто для другого етапу дефосфорації:

$$P_{\text{поч}} = 0,022 + 0,0075 = 0,0293\%;$$

д) додаткова кількість шлаку ( $U_2$ ), необхідна для досягнення потрібної ступені дефосфорації металу, визначається з рівняння:

$$U_2 = \frac{229 \{P_{\text{поч}} - [P]_2\}}{F_2 \cdot [P]_2^2} \quad (3.15)$$

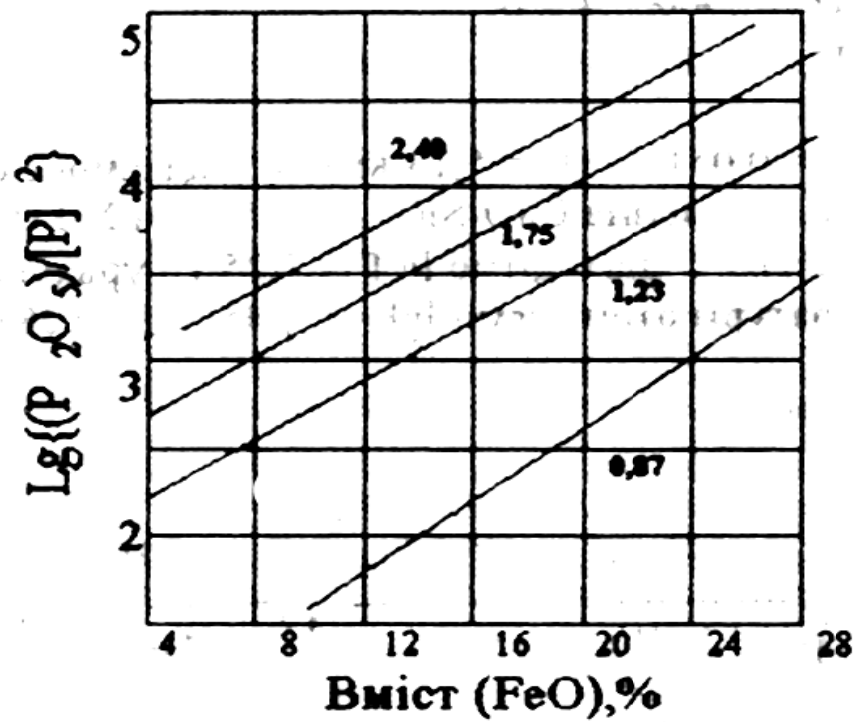


Рисунок 3.1 - Залежність  $\lg \{(P_2O_5) / [P]^2\}$  від основності шлаку  $(CaO)/(SiO_2)$  і вміст в ньому закиси заліза при  $1600^\circ C$  (цифри у кривих - основність шлаку)

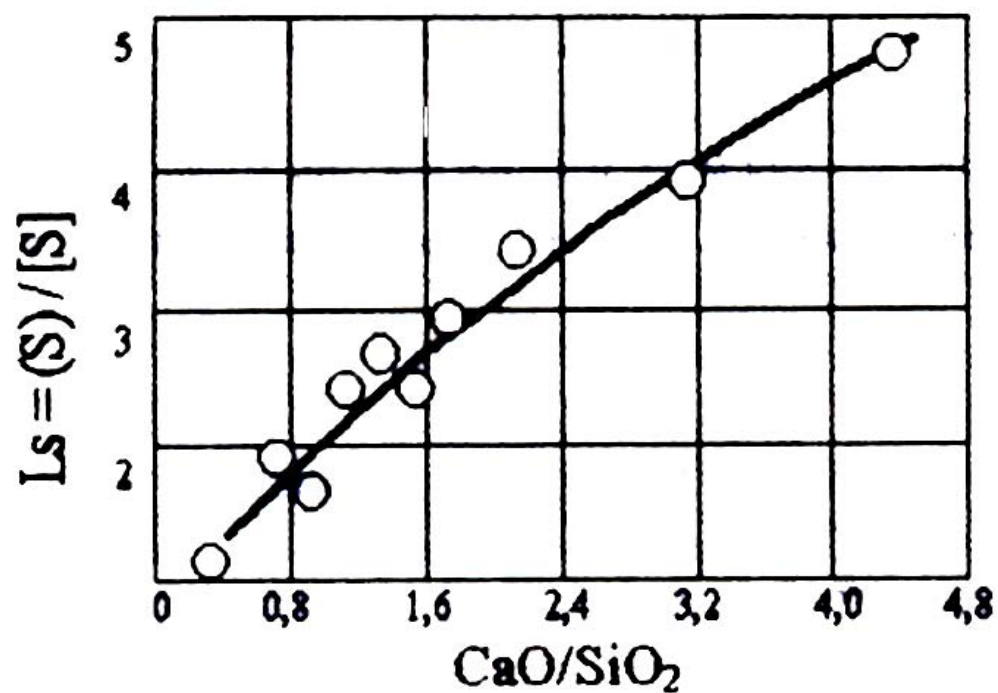


Рисунок 3.2 - Вплив основності шлаку на коефіцієнт розподілу сірки в окислювальний період плавки.

Якщо до сталі не ставляться підвищенні вимоги у відношенні до чистоти від фосфору, дозволяється закінчувати окислювальний період плавки при його вмісту в металі 0,015%. Приймаємо  $[P] = 0,015\%$ . Задаємося основністю вторинного шлаку  $CaO / SiO_2 = 2,4$ . при  $\sum(FeO)_2 = 14,4\%$  за малюнком 3.1  $lgF = 4,05$ . З урахуванням впливу температури  $lgF_2 = 3,85$ , а  $F_2 = 7080$ . При цьому

$$U_2 = \frac{229(0,0293 - 0,015)}{7080 \cdot 0,015^2} = 2,06 \text{ кг (\%)}$$

е) літальна кількість окислювального шлаку ( $U_0$ ), яка забезпечує задану ступінь дефосфорації металу, складає:

$$U_0 = U_1 + U_2 = 5,13 + 2,06 = 7,19 \text{ \%} \quad (3.16)$$

3.3.7 Визначив режим дефосфорації металу, слід уточнити витрати вапна для формування окислювального шлаку прийнятої основності.

В прикладі, що розглядається вміст  $CaO$  в шлаку періоду плавлення при 20%  $SiO_2$  і  $CaO/SiO_2 = 1,75$  повинно дорівнювати

$$\%CaO = \%SiO_2 \cdot 1,75 = 35\%,$$

а витрати вапна ( $Z_1$ ) для його утворення при 85 %  $CaO$  в ньому (див. таблицю 3.2) визначається з балансового рівняння:

$$U_1 \cdot 35 / 100 = Z_1 \cdot 85 / 100;$$

$$Z_1 = 5,13 \cdot 35 / 85 = 2,11 \text{ кг / 100 кг} \quad (3.17)$$

В шлаку окислювального періоду плавки при 20%  $SiO_2$  і  $CaO/SiO_2 = 2,4$  повинно бути:

$$\%CaO = 20 \cdot 2,4 = 48\%.$$

З урахуванням  $CaO$  в залишку першого шлаку, кількість вапна, яка знадобиться для формування другого шлаку ( $Z_2$ ), визначається наступним чином:

$$(U_2 \cdot 48 / 100) - (U_1 \cdot 25 \cdot 35 / 10000) = (Z_2 \cdot 85 / 100); \quad (3.18)$$

$$Z_2 = 0,635 \text{ кг/100 кг.}$$

Звичайно для формування шлаку окислювального періоду плавки витрачається 15 ÷ 20 кг/т вапна і 3 ÷ 5 кг/т шпату, що для умов даного прикладу забезпечить більш глибоку дефосфорацію металу.

3.3.8 Основна маса сірки, яку потрібно знищити переводиться з металу в шлак. Якщо знехтувати можливим знищенням сірки в газову фазу, тоді зміни її вмісту в металі і шлакі за будь-який період плавки можуть бути описані наступним рівнянням.

$$[S]_n + 0,01 \cdot U \cdot (S)_n = [S]_к + 0,01 \cdot U \cdot (S)_к \quad (3.19)$$

де  $U$  - кількість шлаку в % від маси металу,  
 $[S]_n, [\cdot S]_к, (S)_n, (S)_к$  - початковий і кінцевий вміст сірки в

металі і шлакі, відповідно,

%;  $L_S = (\% S)_к / [\% S]_к$  - коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком.

Змінив  $(S)_к$  в балансовому рівнянні на  $L_S (S)_к$  і вирішив його відносно  $[\cdot S]_к$ , отримуємо формулу для розрахунку процесу десульфурації:

$$[\cdot S]_к = \frac{[\cdot S]_к + 0,01 \cdot U (S)_к}{1 + 0,01 \cdot U \cdot L_S}. \quad (3.20)$$

Чисельне значення  $L_S$  при відомій основності шлаку може бути знайдено за малюнком 3.2. Що стосується величини  $(S)_к$ , то з урахуванням вмісту сірки в шлакоутворюючих матеріалах і залізній руді (див таблицю 3.2), її можна прийняти 0,05%.

В умовах даного прикладу (при  $[S]_k = 0,040\%$   $U_1 = 5,13$ ,  $CaO / SiO_2 = 1,75$  і  $L_s = 2,8$ ) вміст сірки в металі по розплавленні буде дорівнювати:

$$[S]_1 = \frac{0,040 + 0,01 \cdot 2,06 \cdot 0,05}{1 + 0,01 \cdot 2,06 \cdot 3,3} = 0,036\%.$$

і, якщо знехтувати її кількістю в залишку першого шлаку, до кінця окислювального періоду (при  $U_2 = 2,06\%$ ;  $CaO/SiO_2 = 2,4$  і  $L_s = 3,3$ ) складе:

$$[S]_2 = \frac{0,037 + 0,01 \cdot 2,06 \cdot 0,05}{1 + 0,01 \cdot 2,06 \cdot 3,3} = 0,036\%.$$

3.3.9 Витрати окислювачів визначаються їх потребами для нищення домішок, на окислення вуглецю, утворення шлаку і розчинення в металі. З метою спрощення розрахунку тут, декілька умовно, приймається, що:

- окислення *Si*, *Mn*, *P* і інших домішок, основна маса яких знищується при розплавленні, відбувається за рахунок кисню повітря і технологічного кисню, який використовується для інтенсифікації заключного етапу періоду плавлення;
- потрібна ступінь окисленості шлаку забезпечується за рахунок кисню залізної руди;
- окислення вуглецю виконується продувкою ванни киснем, за рахунок газоподібного кисню компенсується і його накопичення в металі

Зміст і послідовність розрахунку необхідної кількості кисню:

а) в період плавлення окислюється  $0,279$  кг *Si*;

$0,592 - 0,15 = 0,442$  кг *Mn* і  $0,051 - 0,015 = 0,036$  кг *P*.

Розрахунок необхідної кількості кисню приведений в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 - Кількість кисню, яка необхідна для окислення кремнію, марганцю і фосфору.

Елемент	Окислилось, кг	Реакція	Необхідно O <sub>2</sub> , кг
<i>Si</i>	0,279	$Si + O_2 = SiO_2$	$0,279 \cdot 32 / 28 = 0,319$
<i>Mn</i>	0,422	$Mn + \frac{1}{2}O_2 = MnO$	$0,442 \cdot 16 / 55 = 0,129$
<i>P</i>	0,036	$2P + \frac{2}{5}O_2 = P_2O_5$	$0,036 \cdot 80 / 62 = 0,046$
Разом:			0,494

В переліку на газоподібний кисень це складе

$$0,494 \cdot 22,4 / 32 = 0,346 \text{ м}^3/100 \text{ кг металу.}$$

Звичайно витрати кисню, який використовується після розплавлення 80 ÷ 90% завалки для підрізки залишків шихти, завислої на відкосах, і нагріву металу, складає 4 ÷ 6 м<sup>3</sup>/т. Як бачимо, цієї кількості, і без кисню повітря, в повній мірі достатньо для окислення домішок;

б) кількість залізної руди, потрібної для формування шлаку періоду плавлення і окислювального періоду плавки, розраховується наступним чином:

сумарна кількість заліза в окислювальних шлаках при

$\sum(FeO)_1 = 9\%$  і  $\sum(FeO)_2 = 14,4\%$ , становить:

$$\sum(FeO)_1 = (5,13 \cdot 9 \cdot 56) / 100 \cdot 72 = 0,359 \text{ кг,}$$

$$\sum(FeO)_2 = (2,06 \cdot 14,4 \cdot 56) / 100 \cdot 72 = 0,231 \text{ кг.}$$

Відношення між кількостями  $FeO$  і  $Fe_2O_3$  в шлакі залежить від його основності і окисленості. З приведених в монографії даних П. Гарасименко, при 35 ÷ 45%  $CaO$  і 15 ÷ 25%  $SiO_2$  в окислювальному шлаку електроплавки сталі відношення  $Fe^{3+}/Fe^{2+}$  можна прийняти 0,3. При цьому  $Fe^{2+} = \sum(Fe) / 1,3$ ;  $Fe^{3+} = \sum(Fe) - Fe^{2+}$ , кількості  $FeO$  і  $Fe_2O_3$  в першому і другому шлаках складуть:

$$(FeO)_1 = \frac{\sum (Fe)_1 \cdot 72}{1,3 \cdot 56} = \frac{0,359 \cdot 72}{1,3 \cdot 56} = 0,355 \text{ кг}$$

$$(Fe_2O_3)_1 = \frac{[\sum (Fe)_1 - (Fe^{2+})_1] \cdot 160}{112} = \frac{(0,359 - 0,276) \cdot 160}{112} = 0,119 \text{ кг}$$

$$(FeO)_2 = \frac{0,231 \cdot 72}{1,3 \cdot 56} = 0,226 \text{ кг}$$

$$(Fe_2O_3)_2 = \frac{(0,231 - 0,178) \cdot 160}{112} = 0,076 \text{ кг}$$

З залізною рудою у шлак вводиться  $Fe_2O_3$ . При взаємодії з залізом. більша частина  $Fe_2O_3$  руди за реакцією  $Fe_2O_3 + Fe = 3FeO$  відновлюється до  $FeO$ . яка при температурах сталеплавильних процесів більш стійка. При цьому, у відповідності з кількостями  $FeO$  і  $Fe_2O_3$  у шлаку періоду плавлення, для його формування знадобиться залізної руди ( $Y_1$ ):

$$Y_1 = \frac{0,355 \cdot 160 \cdot 100}{217 \cdot 92} + \frac{0,119 \cdot 100}{92} = 0,285 + 0,129 = 0,414 \text{ кг} / 100 \text{ кг}$$

З урахуванням кількостей  $FeO$  і  $Fe_2O_3$  в залишку першого шлаку, для утворення шлаку окислювального періоду плавки знадобиться руди ( $Y_2$ ):

$$Y_2 = \frac{0,288 \cdot 160 \cdot 100}{216 \cdot 92} + \frac{0,076 \cdot 100}{92} - \frac{0,285 \cdot 25}{100} - \frac{0,129 \cdot 25}{100} = 0,184 + 0,083 - 0,072 - 0,032 = 0,163 \text{ кг} / 100 \text{ кг}$$

Кількість  $(FeO)_1$  і  $(FeO)_2$ , які утворились з  $Fe_2O_3$  руди у процесі формування окислювального шлаку, дорівнюють:

$$(FeO)_1 = 0,355 \text{ кг}$$

$$(FeO)_2 = 0,288 - \frac{0,355 \cdot 25}{100} = 0,139 \text{ кг}$$

При цьому з ванни витратиться заліза:

$$(Fe)_{FeO} = \frac{0,355 \cdot 56}{216} + \frac{0,139 \cdot 56}{216} = 0,128 \text{ кг};$$



в) в період продувки окислюється 0,40% вуглецю. Кількість кисню яка необхідна складе:

$$O_C = 0,40 \cdot 16 / 12 = 0,533 \text{ кг}$$

або

$$O_C = 0,533 \cdot 22,4 / 32 = 0,373 \text{ м}^3.$$

По мірі обезвуглецювання все більш кисню витрачається на окислення заліза і накопичення у металі. При цьому безперервно зменшується коефіцієнт його використання ( $\eta_{O_2}$ ) і зростають фактичні витрати ( $O_\phi$ ). Середнє значення  $\eta_{O_2}$  в межах від початкового вмісту вуглецю  $[C]_n$  до кінцевого  $[C]_к$  визначається за формулою:

$$\eta_{O_2} = 1 - \frac{\sqrt{a}}{[C]_n - [C]_к} \cdot \left( \operatorname{arctg} \frac{[C]_n}{\sqrt{a}} - \operatorname{arctg} \frac{[C]_к}{\sqrt{a}} \right), \quad (3.21)$$

де  $a$  - коефіцієнт, величина якого для залізобуглецевого розплаву найбільш частіше лежить в межах  $0,008 \div 0,012$  і може бути прийнятою  $0,010$ ;

$\operatorname{arctg}$  - радіанах.

В умовах нашого прикладу

$$\eta_{O_2} = 1 - \frac{\sqrt{0,01}}{0,52 - 0,11} \cdot \left( \operatorname{arctg} \frac{0,52}{\sqrt{0,01}} - \operatorname{arctg} \frac{0,11}{\sqrt{0,01}} \right) = 0,875.$$

Для того, щоб при цьому забезпечити окислення 0,40% вуглецю, фактичні витрати кисню за час продувки повинні складати.

$$O_\phi = O_C / \eta_{O_2} = 0,533 / 0,875 = 0,609 \text{ кг} / 100 \text{ кг}$$

або

$$O_\phi = 0,374 / 0,875 = 0,426 \text{ кг} / 100 \text{ кг}$$

За даними А.М.Лавина зв'язок між  $[O]_{\phi}$  і  $[C]$  у ванні дугової сталеплавильної печі (при  $[C] \geq 0,05\%$ ) найкращим чином описується рівнянням:

$$[\% O]_{\phi} = \frac{0,0033}{[\% C]} - 0,00455, \quad (3.22)$$

звідки кількість кисню, розчиненого в металі за час окислювального періоду плавки, в нашому прикладі (при  $[C]_{\text{зав}} = 0,81\%$  і  $[C]_{\text{к.к.}} = 0,11\%$ ) дорівнює:

$$\Delta[O]_{o.n.} = \frac{0,0033}{0,11} - \frac{0,033}{0,51} = 0,0235\% \text{ (кг)}.$$

Кількість кисню дуття, яка витрачається на окислення заліза ( $O_{Fe}$ ), складає:

$$O_{Fe} = O_{\phi} - O_C - \Delta[O]_{o.n.} = 0,609 - 0,533 - 0,0235 = 0,0525 \text{ кг},$$

а втрати заліза у результаті продувки за цією статтею -

$$Fe_{O_2} = 0,0525 \cdot 56 / 16 = 0,184 \text{ кг}.$$

3.3.10 В періоді плавлення і окислювальному періоді плавки мають місце втрати металу при окисленні домішок і заліза, випарювання заліза у зоні дуг, кисневого факелу, зоні продувки і механічні втрати металу при скачуванні шлаку у вигляді скрапу і корольків. З практичних даних, можна говорити, що окислюється і переходить до шлаку тільки 15% від загального вивітрення заліза, а останні 85% втрачаються випарюванням у зоні високих температур. Втрати металу при скачуванні шлаку ( $Fe_{\text{шл}}$ ) складають до 1,5% і можуть бути прийняті за 1%. При цьому вихід металу до кінця окислювального періоду плавки ( $X_1$ ) у даному прикладі складе:

$$X_1 = 100 - \sum \text{ок.пр.} - (Fe)_{FeO} - Fe_{O_2} - Fe_{\text{исп}} - Fe_{\text{шл}} \quad (3.23)$$

$$100 - (0,279 + 0,442 + 0,036 + 0,40) - 0,128 - 0,184 - \frac{(0,128 + 0,184) \cdot 85}{15} - 1,0 = 95,763 \text{ кг}$$

### 3.4 Відновлювальний період плавки

3.4.1 При виплавці низько - і середньолегованих сталей вихід до кінця плавки ( $X_2$ ) і витрати феросплавів ( $P_\phi$ ) можна знайти, вирішив разом систему рівнянь, яка складається з рівняння  $X_2 = X_1 + \sum P_\phi$ , і ряду виразів типу:

$$P_\phi = \frac{X_2 [\% \text{ЕЛ}]_{\text{кін}} - X [\% \text{ЕЛ}]_{\text{поч}}}{[\% \text{ЕЛ}]_\phi \cdot \eta_{\text{ел}}} \quad (3.24)$$

де  $[\% \text{ЕЛ}]_{\text{кін}}$ ,  $[\% \text{ЕЛ}]_{\text{поч}}$  і  $[\% \text{ЕЛ}]_\phi$  - початковий вміст легуючого елемента, в готовому металі і феросплаві;

$\eta_{\text{ел}}$  - його засвоєння, виражене в долях одиниці,

$P_\phi$  - додаток феросплаву, кг.

Початковий і прийнятий для розрахунку кінцевий склад сталі 35ХГСЛ приведений в таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 Склад металу, %

Склад	C	Si	Mn	P	S	Cr
В кінці кипу	0,11	-	0,15	0,015	0,036	-
Готовий метал	0,35	0,70	1,15	0,015	0,015	0,75

З урахуванням викладеного для цього прикладу:

$$P_{\phi C65} = \frac{X_2 \cdot 0,27}{65 \cdot 0,5} + \frac{X_2 \cdot (0,70 - 0,27)^{x)}}{65} = 0,0083X_2 + 0,00662X_2 = 0,01492X_2;$$

$$P_{\phi Mn78} = \frac{(X_2 \cdot 1,15 - 95,763 \cdot 0,15)}{78} = 0,01474X_2 - 0,1842;$$

$$P_{\phi X650} = \frac{X_2 \cdot 0,75}{65} = 0,01154X_2;$$

<sup>x)</sup> Сталь 30ХГСЛ легована кремнієм. В цьому випадку кремній із розрахунку на середній вміст в спокійній сталі приблизно 0,27% вводиться в метал за рахунок ФС65 або ФС75, який використовується для попереднього глибинного і наступного дифузійного розкислення, а останній додається при легуванні.

$$X_2 = 95,763 + 0,01492X_2 + 0,01474X_2 - 0,1842 + \\ + 0,01154X_2 = 95,5808 + 0,0412X_2$$

звідки

$$X_2 = 95,5808 / 0,9588 = 99,683 \text{ кг},$$

$$P_{\phi C65} = 0,827 + 0,660 = 1,487 \text{ кг}$$

$$P_{\phi Mn78} = 1,285 \text{ кг}$$

$$P_{\phi X650} = 1,150 \text{ кг}$$

3.4.2 Кількість рафінувального шлаку ( $U_3$ ) звичайно визначається в залежності від потрібної ступені десульфурації металу ( $\Delta[\%S] = \{ \%S \}_n - [\%S]_k$ ). Формулу для його розрахунку легко отримати, вирішив приведене в пункті 3.3.8 балансове рівняння відносно  $U$ :

$$U = \frac{100 \cdot \Delta[S]}{[S]_k \cdot L_S \cdot (S)_n} \quad (25)$$

Чисельне значення  $L_S$ , яке досягається при обробці металу білим шлаком під час випуску плавки, за даними І. М Чуйко може бути отримано з відношення :

$$L_S = (20 \div 30) / (\% FeO) \quad (26)$$

Тут менші значення відповідають виплавці низьковуглецевих, а більші - середньовуглецевих сталей.

Якщо задатися  $[S]_k = 0,015\%$ , прийняти  $(S)_n = 0,05\%$ , а  $L_S = 20 / 0,5 = 40$ , тоді з урахуванням надходження сірки із феросплавів.

$$\sum S_{\phi} = \frac{1,487 \cdot 0,03}{100} + \frac{1,285 \cdot 0,03}{100} + \frac{1,150 \cdot 0,05}{100} = 0,0015 \text{ кг}$$

для нашого прикладу, при

$$\Delta[S] = 0,036 + 0,0015 - 0,015 = 0,0225 \%$$

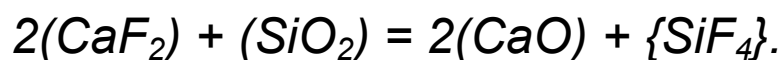
$$U_3 = \frac{100 \cdot 0,0225}{0,015 \cdot 40 - 0,05} = 4,1 \%$$

3.4.3 Для забезпечення достатньо високої рідкорухомості білого рафінувального шлаку сума компонентів для загушення ( $CaO+MgO$ ) не повинна перевищувати 65%, а для розрідження ( $SiO_2 + Al_2O_3+CaF_2$ ) - бути не менш 30%. Приблизні кількості шпату, шамоту і вапна для формування цього шлаку визначається наступним чином:

а) в даному прикладі витрати плавкого шпату для наводки рафінувального шлаку (див. п.3.2.9) приймається рівнім 2,5 кг/т (0,25 кг/100 кг). Цією кількістю вноситься

$$CaF_2 = 0,25 \cdot 0,95 = 0,2375 \text{ кг.}$$

Приблизно 40%  $CaF_2$  взаємодіє з  $SiO_2$  за реакцією:



При цьому:

- витрачається  $SiO_2$   $(0,2375 \cdot 0,4 \cdot 60) / 156 = 0,0365$  кг;

- утворюється  $CaO$

$$(0,2375 \cdot 0,4 \cdot 112) / 156 = 0,0682 \text{ кг,}$$

- залишається  $CaF_2$  у шлаку, що випускається

$$0,2375 \cdot 0,6 = 0,1425 \text{ кг.}$$

При  $U_3 = 41$  кг/100 кг це складає 3,48%;

б) для визначення потреби у вапні ( $Z_3$ ) задаємось вмістом  $CaO$  у шлакі 53%. При 85%  $CaO$  у вапні, з урахуванням  $CaO$ , яке утворилося при розкладенні  $CaF_2$ , і його прихід із залишку шлаку окислювального періоду, який дорівнює 5%, величину  $Z_0$  можна отримати з наступного балансового рівняння:

$$0,0682 + \frac{2,06 \cdot 5,48}{100 \cdot 100} + 0,85Z_3 = \frac{53 \cdot Y_3}{100};$$

$$0,85 \cdot Z_3 = 2,056,$$

$$Z_3 = 2,42 \text{ кг}$$

в) кількість шамоту (X) визначається із розрахунку отримання в шлакі 20%  $SiO_2$ . З урахуванням надходження  $SiO_2$  із залишку окислювального шлаку, із вапна, від окислення 50% кремнію із ФС65, який використовувався для розкислення металу і шлаку; із бою шамотної цегли, що витрачається для формування рафінувального шлаку, і за винятком кількості  $SiO_2$ , яка витрачається при взаємодії з  $CaF_2$  шпату, величина X (при 62%  $SiO_2$  в шамоті) знаходиться із рівняння:

$$\frac{2,06 \cdot 5,20}{100 \cdot 100} + \frac{2,42 \cdot 1,75}{100} + \frac{0,827 \cdot 65 \cdot 50 \cdot 60}{100 \cdot 100 \cdot 28} + 0,62 \cdot X - 0,0365 = \frac{20 \cdot U_3}{100},$$

$$0,62 \cdot X = 0,2176,$$

$$X = 0,35 \text{ кг}$$

г) для того, щоб перевірити склад шлаку на рідкорухомість, слід визначити вміст  $Al_2O_3$  у ньому. Глинозем надходить в шлак із шамоту, шпату і вапна. Окислюється і переходить у вигляді глинозему в шлак весь порошок алюміній, який використовують для обробки шлаку, що випускається, у нашому прикладі це 0,05 кг / 100 кг, і частина кускового із 0,06кг / 100 кг, який витрачається для кінцевого розкислення сталі. Залишковий вміст алюмінію в спокійній сталі звичайно складає 0,02-0,03%. З урахуванням описаного отримуємо  $Al_2O_3$ :

$$\frac{0,35 \cdot 35}{100} + \frac{0,25 \cdot 0,5}{100} + \frac{2,42 \cdot 1,25}{100} + \frac{(0,05 + 0,06 - 0,03) \cdot 102}{54} = 0,305 \text{ кг}$$

що складає

$$0,305 \cdot 100 / 4,1 = 7,44\%.$$

Таким чином, сума елементів для розрідження шлаку в нашому розрахунку дорівнює:

$$20 + 3,48 + 7,44 = 30,92 \approx 31\%$$

і забезпечить достатньо високу рідкорухомість рафінувального шлаку.

3.4.4 В розрахунку виконується перевірка і уточнення витрат розкислювачів для отримання спокійної сталі і добре розкисленого шлаку. При цьому кількість кисню, який поступає з металом окислювального періоду (див. п. 3.3.9)

$$[O]_{к.к.} = 0,0033 / 0,11 + 0,00455 = 0,035\%$$

За даними А. М. Левина залишок окислювального шлаку вносить від 0,03 до 0,15% (прийнято 0,1%), з поверхневого шару футеровки полу надходить приблизно стільки ж кисню, скільки і з металом окислювального періоду (приблизно 0,035%), - до 0,07%, а і повітрям - до 0,3% від ваги металу.

З метою спрощення розрахунку можна умовно прийняти, що кисень, розчинений в металі і який надходить з футеровки поду, зв'язується за рахунок кремнію і алюмінію, які використовуються для глибинного розкислення, а порошкові розкислювачі ( кокс, ФС65, алюміній) повинні нейтралізувати його надходження з залишком окислювального шлаку, з футеровки відкосів і повітря:

а) попереднє осаджуюче розкислення виконується ФС65 із розрахунку на 0,15% Si При його засвоєні яке дорівнює 50%, кількість кремнію <sup>x)</sup>, яка окислилась складає:

$$99,688 \cdot 0,15 \cdot 50 / 10000 = 0,0748 \text{ кг.}$$

$$0,0748 + 0,194 = 0,2688 \text{ кг,}$$

переходить із металу в шлак (див. таблицю 3.8).

Для кінцевого розкислення в метал вводиться 0,6 кг/т алюмінію. При залишковому вмісті його 0,03%, окислиться:

$$0,06 - 0,03 = 0,03 \text{ кг.}$$

Ці кількості кремнію і алюмінію зв'яжуть кисню:

$$(0,0748 \cdot 32/28) + (0,03 \cdot 48/54) = 0,855 + 0,0267 = 0,112 \text{ кг.}$$

<sup>x)</sup> Кремній, який окислився із ФС65 і витрачається для попереднього глибинного і наступного дифузійного розкислення в кількості

Як бачимо, навіть з урахуванням того, що надходження кисню за цими статтями (з металом окислювального періоду і із поверхневого шару футерівки подини) може бути значно великим, кількості кремнію і алюмінію, передбачені для глибинного розкислення, цілком достатньо для того щоб зв'язати його:

б) для дифузійного розкислення витрачається порошок ФС65:

$$0,827 - ((99,688 \cdot 0,15 \cdot 100) / (100 \cdot 65)) = 0,827 - 0,230 = 0,597 \text{ кг.}$$

При засвоєні кремнію, яке дорівнює 50%, окислиться:

$$(0,597 \cdot 65 \cdot 50) / (100 \cdot 100) = 0,194 \text{ кг Si.}$$

Ця кількість кремнію і 0,05 кг/100 кг порошку алюмінію нейтралізує

$$(0,194 \cdot 32/28 + (0,05 \cdot 48/54)) = 0,2661 \text{ кг (\%)} \text{ кисню,}$$

який надходить з залишком окислювального шлаку, із футерівки відкосів і повітря, кількість якого тут складає:

$$0,1 + 0,07 + 0,3 = 0,47\%;$$

в) для того, щоб нейтралізувати залишкові:

$$0,47 - 0,2661 = 0,2039 \text{ кг}$$

потрібно порошку коксу (при вмісту вуглецю в коксі 85% і з урахуванням того, що біля 20% вуглецю коксу засвоїться металом):

$$(0,2039 \cdot 12 \cdot 100 \cdot 100) / (16 \cdot 85 \cdot 80) = 0,225 \text{ кг,}$$

що відповідає його звичайним витратам при роботі під білим шлаком, який дорівнює  $2 \div 3$  кг/г,

г) приймаємо витрати порошку коксу на обробку рафінувального шлаку 3 кг/т. Із цієї кількості на науглецювання металу надійде

$$0,3 \cdot 20 / 100 = 0,06 \text{ кг,}$$

які внесуть в метал вуглецю

$$0,06 \cdot 85 / 100 = 0,051 \text{ кг.}$$



3.4.5 В закінченні розрахунку, виходячи із отриманих в ньому даних, виконується перевірка складу готового металу. Для розглянутого прикладу результати цього перевірного розрахунку зведений в таблицю 3.8. Як бачимо, розрахунковий склад готового металу співпадає з заданим.

Таблиця 3.8 – Склад готового металу

Надходження та витрати матеріалів	C		Si		Mn		P		S		Cr		Fe		разом
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
статті															
Метал окислювального періоду	0,11	0,105			0,15	0,144	0,015	0,014	0,036	0,0345			99,69	95,46	
ФМн 78	7,0	0,09	2,0	0,026	78,0	1,002	0,35	0,0045	0,03	0,0004			12,62	0,162	
ФХ 650	6,5	0,075	1,5	0,017			0,06	0,0007	0,06	0,0007	65,0	0,75	26,88	0,309	
ФС 65 для розкислення	0,1	0,001	65,0	0,538	0,4	0,003	0,05	0,0004	0,03	0,00002			34,42	0,285	
ФС 65 для легування	0,1	0,001	65,0	0,429	0,4	0,003	0,05	0,0003	0,03	0,00002			34,42	0,227	
Перейшло з металу вшлак				-0,269						-0,0225					
Перейшло з шлаку в метал															
Разом, кг		0,323		0,741		1,152		0,0203		0,0135		0,75		96,45	99,444
Склад готового металу, %	0,32		0,74		1,15		0,02		0,0014		0,75		96,99		100,00

## ЛІТЕРАТУРА

1. Поволоцкий Д. Я., Роцин В. Е., Рысс М.А., Строганов А. И., Ярцев М. А. Электрoметаллургия стали и ферросплавов.-: Москва, Металлургия, 1984. -568с.
2. Крамаров А.Д., Соколов А.Н. Электрoметаллургия стали и ферросплавов. -: Москва, Металлургия,1976.-376с.
3. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.Н. Общая металлургия. -: Москва, Металлургия,1979.-487с.
4. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в основних дуговых печах.- И:Запорожье, Днепрoспецсталь, 1983.-633с.
5. Эднерал Ф. П. Электрoметаллургия стали и ферросплавов. - :Москва,Металлургия,1977. -488с.
6. Крамаров А. Д. Физико-химические процессы производства стали.-:Москва,Металлургия,1954.-200с.
7. Кадинов Е.И., Шифрин В.Н. Методические указания по расчету электроплавки стали на свежей шихте.-: Днепрoпетровск 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.
9. Кржижановский Р.Е., Штерн В.Ю. Теплофизические свойства неметаллических материалов. - М.:Энергия, 1978. - 308с.
10. Емлин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электротермическим процессам. -М.: Металлургия, 1978. -208с.
11. Литовский Е.Я., Пучкалевич Н.А. Теплофизические свойства огнеупоров. - М: Металлургия, 1982. -144с.
12. Чуйко Н.М. Чуйко А.Н. Теория и технология электроплавки стали. - Киев; Донецк; Вища школа 1983-248с.