

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра металургії чорних металів і ливарного виробництва

Пояснювальна записка
до випускної атестаційної роботи магістра

зі спеціальності 136 – Металургія
ОП «Ливарне виробництво чорних та кольорових металів і сплавів»

на тему:

**Розробка технології видалення шкідливих домішок при
отриманні високоякісних марок сталі**

Виконав: студент групи ЛВ-24-1м
Керівник випускної роботи

Нормоконтролер

Завідувач кафедри

Ляшенко Д.І.
Кассім Д.О.

Кассім Д.О.

Савельєв С.Г.

Кривий Ріг
2025 р.

ВІДОМОСТІ ОБСЯГУ МАТЕРІАЛІВ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ МАГІСТЕРСЬКОЇ РОБОТИ

Формат	Зона	Поз.	Позначення	Назва	Кіл.	Примітка
				<u>Документація</u>		
A4		1	КНУ.РМ.136.25.500с-09 ПЗ	Пояснювальна записка		
				<u>Графічні матеріали</u>		
A4		2	КНУ.РМ.136.25.500с-09 ПР	Презентація		
A4		3				
A4		4				
A4		5				

					КНУ.РМ.136.25.500с-09 ВМ		
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	ВІДОМІСТЬ МАТЕРІАЛІВ		
Розроб.	Ляшенко Д.І.						
Перевір.	Кассім Д.О.						
Н. Контр.	Кассім Д.О.						
Затверд.	Савельєв С.Г.				ЛВ-24-1М		
					Літ.	Арк.	Акрушів
						2	1

АНОТАЦІЯ

У роботі представлено результати дослідження процесів глибокого рафінування сталевих розплавів з метою отримання металу з ультранизьким вмістом шкідливих домішок — кисню, азоту, фосфору та сірки. Показано, що експлуатаційні властивості трубних і конструкційних марок сталі безпосередньо залежать від концентрації цих елементів, рівень яких не повинен перевищувати: $O \leq 20 \text{ ppm}$, $N \leq 50 \text{ ppm}$, $P \leq 50 \text{ ppm}$, $S \leq 20 \text{ ppm}$.

На основі аналізу металознавчих характеристик та фізико-хімічних властивостей шлакових систем розроблено комплексну технологію рафінування у позапічних агрегатах, включаючи установку «ковш–піч». Встановлено сорбційні характеристики синтетичних шлаків, які забезпечують ступінь дефосфорації $R(P)=93\%$ та десульфурації $R(S)=91\%$ при витраті 10 кг/т.

Запропоновано технологічні рішення для підвищення ефективності процесу: ущільнення склепіння УКП, вдування порошкоподібних шлаків та застосування вакуумної обробки. Реалізація цих заходів дозволяє отримувати високоякісну сталь із підвищеною чистотою та покращеними експлуатаційними характеристиками, що значно підвищує її конкурентоспроможність на внутрішньому й зовнішньому ринках.

Розраховані техніко-економічні показники проекту.

Розглянуто питання екологічності технології, охорони праці та навколишнього середовища.

Пояснювальна записка виконана на ____ сторінках, містить ____ таблиць, ____ рисунки, список використаних джерел з ____ найменувань.

Зміст

Вступ	
1 Аналітичний огляд літератури	
1.1 Рафінування металу від азоту	
1.2 Використання порошкового дроту	
1.3 Рафінування металу порошкоподібними матеріалами	
1.4 Аналіз металознавчих даних про вплив рівня вмісту шкідливих домішок на службові властивості сталі	
2 Спеціальна частина	
2.1 Позапічна деазотація сталі	
2.1.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі	
2.1.2 Удосконалення технології розкислення сталі в процесі випуску плавки	
2.1.2.1 Азотування сталі в процесі випуску плавки	
2.1.2.2 Методика розрахунків	
2.1.2.3 Технологія підприємства	
2.1.2.4 Пропонована технологія	

2.1.2.5 Температурна залежність розчинності азоту	
2.1.2.6 Вплив технологічних параметрів позапічної обробки сталі на установці «ковш - піч» на масову частку азоту в металі	
2.1.2.7 Деазотація сталі при вакуумуванні	
2.2. Позапічна дефосфорація сталі	
2.2.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі	
2.2.2 Методика розрахунків	
2.2.3 Технологія позапічної дефосфорації сталі	
2.2.3.1 Оптимізація хімічного складу шлаку	
2.3 Позапічна десульфуріяція сталі порошкоподібними матеріалами	
2.4 Технологія комплексного рафінування сталі від шкідливих домішок	
3 ОЦІНКА СТАНУ УМОВ ПРАЦІ І БЕЗПЕКИ ВИРОБНИЧИХ ПРОЦЕСІВ ПІСЛЯ ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ДОСЛІДЖЕНЬ	
4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА	
Висновки	
Список використаних джерел	

ВСТУП

Детальні маркетингові дослідження на ринку металопродукції переконливо показують, що одним з перспективних напрямків завоювання значної ринкової ніші для цілого ряду українських підприємств є виробництво високоякісної сталі, що в свою чергу вимагатиме розробки та впровадження високих технологій її виробництва. Це в першу чергу стосується комплексної позапічної обробки сталі, де закладаються основні експлуатаційні характеристики готового металу.

У даній роботі поставлено завдання на основі глибоких фізико-хімічних досліджень, використання останніх досягнень розробити технологію комплексного впливу на металевий розплав в агрегатах позапічного доведення сталі з метою отримання в сталі наднизьких вмістів шкідливих домішок [N] менше 0,005 %; [P] менше 0,005 %; [S] менше 0,003 %). Це дозволить значною мірою очистити решітки і межі зерен, і тим самим досягти унікального рівня експлуатаційних характеристик готової виливки.

Дане завдання буде вирішуватися за рахунок використання шлаків оптимального складу з високою сорбційною ємністю і регульованим рівнем окислюваності.

Технологія ефективного рафінування сталі буде розроблена на основі детального вивчення і комп'ютерного моделювання процесів утворення, трансформації і видалення неметалевих фаз при розшаруванні металевих розплавів за рахунок введення розкислювачів і шлакоутворюючих сумішей.

Можливість успішного виконання проекту базується на досить плідних напрацюваннях кафедри ЕМСІФ МІСІС у зазначених наукових і технологічних напрямках, зроблених за останні 10-15 років і широко представлених у численних публікаціях у вітчизняних і зарубіжних періодичних виданнях, а також працях міжнародних конференцій.

Базовим підприємством для освоєння та впровадження нової технології комплексної позапічної обробки сталі може стати ТОВ «Уральська Сталь», де виробництво конкурентоспроможної високоякісної сталі визначено як найбільш пріоритетний напрямок перспективного розвитку електросталеплавильного виробництва.

Об'єкт дослідження

Металевий розплав трубних і конструкційних марок сталі в умовах позапічної обробки.

Предмет дослідження

Процеси глибокого рафінування сталі від фосфору, сірки, кисню та азоту; сорбційні властивості шлакових систем; технологічні режими установки «ковш–піч» та методи інтенсифікації рафінування.

Завдання роботи

1. Проаналізувати вплив шкідливих домішок (O, N, P, S) на експлуатаційні властивості конструкційних і трубних сталей, що визначають їх конкурентоздатність.
2. Обґрунтувати вимоги до рівнів домішок для отримання сталі з ультранизьким їх вмістом ($<150\text{--}200\text{ ppm}$).
3. Розробити комплексну технологію глибокого рафінування, що включає:
 - позапічну обробку,
 - використання установки «ковш-піч»,
 - оптимізацію шлакового режиму.
4. Вивчити фізико-хімічні властивості синтетичних шлаків, визначити їх сорбційну здатність щодо фосфору та сірки.
5. Оцінити ступінь рафінування сталі при різних складах шлаків і режимах окислюваності, визначити умови досягнення $R(P)=93\%$ і $R(S)=91\%$.
6. Розробити технологічні рішення, зокрема:
 - ущільнення склепіння УКП,
 - вдування порошкоподібних шлаків,
 - використання вакуумної обробки сталі.
7. Надати рекомендації щодо впровадження технології на промислових агрегатах.

1 АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД ЛІТЕРАТУРИ

1.1 Рафінування металу від азоту

Відомо, що наявність азоту в металі викликає зниження пластичності при деформації, підвищення твердості, меж плинності і міцності, пов'язаних з деформаційним старінням і окрихтінням.

Поведінку азоту при виплавці сталі з використанням металевого брухту в шихті вивчали багато дослідників, які встановили, що після проплавлення шихти і проведення окислювального періоду концентрація азоту залежить від хімічного складу сталі, конкретних умов ведення плавки і від кількості окисленого вуглецю.

При випуску розплаву з печі і його продувці відбувається значне підвищення концентрації азоту на 0,002 - 0,004 %. Це пов'язано з взаємодією розплаву з атмосферою і збільшенням інтенсивності надходження азоту зі шлаку в метал. Слід зазначити, що при більш низьких температурах випуску розплаву з печі ($< 1640^{\circ}\text{C}$), середній приріст вмісту азоту 0,001 - 0,002 % був істотно нижчим, ніж при температурах вище 1640°C 0,002 - 0,0035 % /1/.

У процесі розливу дослідних плавок на УНРС концентрація азоту зростала на 0,002 - 0,004%. Таким чином, на наступних стадіях процесу, починаючи з випуску в ковш і закінчуючи розливом металу, відбувається значне збільшення вмісту азоту в сталях.

Продування сталі аргоном - один з найпоширеніших способів позапічного рафінування. Одним із завдань продування є зниження вмісту газів у металі - кисню та азоту.

При дегазації розкисленої сталі видалення азоту при всіх способах нестабільне і незначне, при продувці сталі на повітрі або у вакуумі вміст азоту змінюється на 8 - 13% /1/. Дегація нерозкислених сталей практично не супроводжується видаленням азоту до моменту введення розкислювачів, після чого починається період деазотації, що пояснюється утворенням нітридів титану і алюмінію та їх видаленням бульбашками аргону. Однак видалення азоту в процесі продувки розплаву аргоном неефективно навіть при використанні великої (більше $2\text{ м}^3/\text{т}$) витрати аргону.

Більш доцільно, за даними численних досліджень, обробка сталі у вакуумі, оскільки основним призначенням процесу позапічного вакуумування є дегація металу - зниження вмісту азоту і водню.

При вакуумній обробці стабільно досягається низька концентрація водню, що відповідає близькому парціальному тиску водню в газовій фазі. Зниження азоту при його вихідному вмісті 0,003 - 0,006 % незначне і становить в середньому 4 %, а при більш високому вмісті 0,015 - 0,028% становить 15 - 29 %. Таким чином, зниження азоту залежить від його вихідного вмісту, а кінцева концентрація не досягає розрахункових значень, що відповідають закону Сівертса.

Узагальнюючий аналіз даних показав, що зниження концентрації азоту досягає лише 10 - 20% при вакуумуванні частково або повністю розкисленого металу. Більш високе (до 40 %) зниження концентрації азоту спостерігали тільки при вакуумній обробці нерозкисленого металу /1/. Дослідники пояснюють це видаленням азоту з оксидом вуглецю, що утворюється при взаємодії вуглецю і кисню. У той же час видалення азоту з нерозкисленого металу повинно гальмуватися наявністю розчиненого кисню. Кисень, будучи поверхнево-активним елементом, захищає метал від насичення азотом. Тому більш пізнє розкислення розплаву алюмінієм сприяє отриманню в металі низької концентрації азоту, що необхідно враховувати при виборі оптимального режиму розкислення для зниження азотування металу в процесі позапічної обробки. У зв'язку з цим необхідно розглядати процес видалення азоту з

нерозкисленого металу з бульбашками CO, а після розкислення з поверхні взаємодії метал - газова фаза.

1.2 Використання порошкового дроту

Сучасне сталеплавильне виробництво повинно мати технічні засоби для здійснення вторинної (позапічної) обробки рідкого металу з метою його рафінування від шкідливих домішок і надання розплаву необхідних властивостей, що забезпечують необхідний високий рівень показників якості металопродукату, труб і металовиробів. З різноманіття існуючих технологічних процесів ковшової металургії (вакуумування, рафінування газами, шлаками та ін.) досить ефективним є процес позапічної обробки сталі та чавуну оболонковим порошковим дротом (ПП), що не вимагає складного обладнання, додаткових виробничих площ і значних капіталовкладень.

В даний час випускають дріт з наступними наповнювачами: силікокальцій, алюмокальцій, магній, магній з кальцієм, кальцій, графіт, титан, та ін. Крім відомих, створені нові види наповнювачів порошкової дроту з оксидів ніобію або ванадію з відновниками, що дозволяють здійснити пряме мікролегкування сталі ніобієм або ванадієм в процесі позапічної обробки. Часткова заміна феросплавів на оксидно-відновні суміші наповнювачів забезпечує зниження енергетичних і матеріальних витрат у виробництві.

Найбільшого поширення набула обробка сталі ПП з кальційвмісними наповнювачами для модифікації, десульфурзації та поліпшення розливаності сталі, підвищення її механічних властивостей і оброблюваності на верстатах.

Ефективність використання кальцію при обробці металу для десульфурзації кальційвмісної ПП вища, ніж при продувці порошком SiCa в 1,5 - 2,0 рази /2/. Менша витрата кальцію при використанні порошкового дроту дозволяє отримати більший ступінь десульфурзації, ніж при продувці порошком силікокальцію.

Комбінована технологія обробки металу порошком силікокальцію і CaAl ПП помітно підвищує ступінь десульфурзації, рекомендована для отримання (при необхідності) сталі зі зниженим вмістом сірки (менше 0,006%) /3/.

Проведені дослідження показали, що обробка розплаву кальційвмісним порошковим дротом перетворює неметалеві включення в глобулярні алюмінати кальцію, в тому числі з сульфідною оболонкою, і знижує загальний рівень забрудненості металу неметалевими включеннями.

1.3 Рафінування металу порошкоподібними матеріалами

Процеси видалення фосфору і сірки зі сталі протікають на межі розділу метал - шлак. Одним з ефективних способів, що забезпечують високу поверхню взаємодії метал - шлак, є вдування в рідкий метал порошкоподібних матеріалів.

Взаємодія металу зі шлаковою фазою при вдування легкоплавких шлакових сумішей включає наступні стадії:

1. проникнення газопорошкового струменя в метал, під час якого відбувається розплавлення порошкової суміші і формування первинних шлакових крапель;
2. спливання шлакових крапель з металу на його поверхню;

3. емульгування шлаку, що формується і попередньо сформованого, вдуваним газопорошковим струменем з утворенням вторинних шлакових крапель;

4. взаємодія металу зі шлаковим шаром на його поверхні.

Зазначені стадії протікають паралельно.

Розрахункові та експериментальні дані показали, що при вдуванні легкоплавких шлакових сумішей процеси видалення фосфору і сірки протікають переважно на поверхні контакту емульгованих в металі первинних і вторинних шлакових крапель /4/.

Зниження в'язкості шлаку і збільшення його поверхневого натягу призводить до зменшення розміру емульгованих шлакових крапель, час перебування яких в металі при цьому зростає через більш повільне спливання. Це призводить до збільшення часу контакту $\tau_{(0)}$ і ступеня завершеності дифузії домішки в шлакових краплях, що збільшує масу поглинається шлаком домішки і знижує її кінцевий вміст в металі.

Отже, підвищення ефективності процесів дефосфорації та десульфурзації сталі пов'язане, перш за все, з вибором шлакових сумішей, що формують добре емульговані шлаки з низькою в'язкістю і високим поверхневим натягом, при вдуванні яких в рідкому металі утворюються шлакові краплі малого розміру. Це підвищує ступінь завершеності дифузії домішки в шлакових краплях і, отже, збільшує повноту використання рафінуючої здатності шлаку, що призводить до досягнення високої швидкості і повноти процесів дефосфорації або десульфурзації.

1.4 Аналіз металознавчих даних про вплив рівня вмісту шкідливих домішок на службові властивості сталі

Посилення конкуренції ставить перед металургами завдання щодо підвищення якості сталі, що задовольняє вимогам споживачів всередині Росії та зарубіжних замовників.

Вимоги, що пред'являються до труб великого діаметру для транспортування нафти і газу, неухильно зростають у зв'язку зі збільшенням обсягів транспортування при одночасному забезпеченні високого рівня безпеки. Експлуатаційна надійність трубопроводів оцінюється в першу чергу, виходячи з розрахунків їх міцнісних характеристик, до яких відносяться: межа плинності, межа міцності, відносне подовження при робочих температурах і тисках, достатня в'язкість і стійкість до крихкого руйнування, а також зварюваність в польових умовах.

Аналіз показує, що зазначені властивості сталі визначаються насамперед хімічним складом і ступенем чистоти, які повинні бути відрегульовані в ході ведення сталеплавильних процесів, а також досягнення мікроструктури, що залежить від технології прокатки і термообробки.

Проведено велику кількість досліджень з виявлення впливу домішкових елементів - сірки, фосфору, азоту і водню на характеристики міцності трубних сталей і визначено межі їх допустимого вмісту, виходячи з вимог щодо зазначених властивостей.

Найбільш радикальними шляхами підвищення ударної в'язкості і зниження анізотропії в'язких властивостей в низьколегованих сталях, особливо піддаються прокатці по контрольованих режимах є зниження вмісту сірки і модифікування

сульфідних включень. Для отримання задовільних показників в'язкості і пластичності трубної сталі вміст сірки в ній повинен становити 0,003-0,006 % /4, 5/. Для сталей, що експлуатуються в умовах півночі, а також сталей з підвищеною стійкістю до розтріскування в сірковмісному середовищі і підвищеною стійкістю до водневого розтріскування, висуваються вимоги досить низького вмісту сірки: 0,001 % і нижче /6, 7/.

В даний час трубна сталь, що виробляється на вітчизняних підприємствах, містить 0,006-0,012 % сірки.

Фосфор також негативно впливає на холодостійкість сталі. Окрихчувальний вплив фосфору проявляється в ослабленні міжкристалічних зв'язків в результаті збагачення меж зерен елементарним фосфором і утворенням неметалевих включень фосфідної евтектики.

Проведені дослідження показали, що для сталей класу міцності К60-К 70 вміст фосфору повинен становити 0,010 %, для сталей категорій міцності К 80-К 100 потрібно мати нижчий вміст фосфору /8, 9/. Зниження негативного впливу фосфору можна досягти зв'язуванням його в інтерметалідні сполуки.

Надмірний вміст азоту в сталі призводить до зниження межі плинності і тимчасового опору, до того ж він є основною причиною старіння маловуглецевих сталей. У сталі, що виробляється в електропечах, міститься 0,008-0,012 % азоту. Оскільки азот є важко видалюваною домішкою, його негативний вплив можна нейтралізувати шляхом введення мікродобавок титану або іншого нітридоутворюючого елемента для отримання високоміцних нітридів. При цьому досягається в першу чергу підвищення в'язких властивостей сталей. Але для зведення шкідливого впливу азоту до мінімуму бажано отримувати сталь з вмістом цього елемента $\leq 0,004\%$ /9, 10/.

Водень слабо впливає на ударну в'язкість і холодноламкість. З низьколегованих сталей він відносно легко видаляється завдяки підвищеній дифузії. Однак при підвищеному вмісті водню в сталі спостерігається так зване водневе розтріскування. Для запобігання цього явища (особливо в трубах з великою товщиною стінки) бажано, щоб вміст водню в сталі не перевищував 0,00015%. Сталі, що не мають підвищеної стійкості до водневого розтріскування, містять 0,0003-0,0004% водню /4, 9/.

Великий вплив на якість металу має кількість і морфологія неметалевих включень (НВ). Відзначається негативний вплив НВ на холодостійкість, в'язкість руйнування при від'ємній температурі і втомні властивості. Найбільш несприятливими є сульфіди і оксиди, особливо якщо вони витягнуті форми. Наявність в сталі силікатів і алюмінатів також знижує в'язкість, а такі включення як високоміцні нітриди на вищевказані властивості практично не впливають /11/.

Середній об'ємний відсоток включень в трубних сталях становить 0,036-0,065 %. Приблизно 60-70 % з них складають сульфіди, 10% алюмінати, 10-15 % складні оксиди і близько 5-7 % сульфоалюмінати /5,12/.

Кількість великих включень (діаметром від 40 мкм і більше) становить приблизно 3 шт./см², з них 98% сульфіди і тільки 2% оксиди /7/.

Основна маса включень, що утворюються в рідкій сталі, має розмір 1-15 мкм. Частина включень утворюється вже в твердій сталі, їх діаметр, як правило, не перевищує 1 мкм. Включення розміром більше 100 мкм є екзогенними /13/.

Проведені дослідження щодо впливу кількості та форми сульфідів на величину ударної в'язкості для сталі 09Г2ФБ показали, що в поєднанні з глибокою десульфурою ефект обробки сталі модифікуючими елементами може бути дуже високим. Модифікування призводить до сфероїдизації сульфідних включень. У сталі, не обробленій модифікаторами, включення мають форму рядків протяжністю 100-300 мкм, а в обробленій сталі їх діаметр не перевищує 10 мкм. Основна частка НВ в сталі, модифікованій РЗМ, має розмір 3-4 мкм, а в сталі, обробленій кальцієм, - 5-6 мкм /5/.

Радикальним способом видалення зі сталі дрібних 3-10 мкм включень є фільтрація керамічними фільтрами. Ступінь рафінування при такій технології становить 40-50 % /14/.

Складним є видалення включень розміром від < 2 мкм, хоча скупчення саме таких включень часто виявляються в місцях крихкого руйнування зразків /12/.

В даний час штрипс, що виробляється в країнах СНД, містить сумарну кількість шкідливих домішок (сірки, фосфору, азоту, водню) на рівні 0,03-0,04 %, що значною мірою впливає на вихід придатного металу труб, зниження їх службових характеристик і конкурентоспроможності на світовому ринку. Для задоволення сучасних вимог необхідно розробити нові технології позапічної обробки сталі, при яких кількість шкідливих домішок у готовому металі не перевищуватиме величини 0,0045-0,010 % /15/.

Проведений аналіз літературних даних дозволяє зробити висновок, що розроблена в дипломі комплексна технологія рафінування металу повинна дозволяти отримувати в готовому металі вміст шкідливих домішок на рівні ([O] менше 20 ppm; [N] менше 50 ppm; [H.V] менше 20 ppm; [P] менше 70 ppm; [S] менше 20 ppm). Це забезпечить досягнення необхідного рівня експлуатаційних і службових характеристик, що гарантують високу якість металу і його властивостей.

2 Спеціальна частина

2.1 Позапічна деазотація сталі

2.1.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі

В даний час на ряді металургійних підприємств в електропечах виплавляють сталь з масовою часткою азоту не більше 0,0070 %. Забезпечення низького вмісту азоту в готовій сталі обумовлено, з одного боку: необхідністю підвищення якості продукції, що випускається, і, з іншого боку, завоюванням ринку збуту виливків.

Єдиною технологією деазотації сталі, що застосовується, є технологія спінювання шлаку (при цьому слід зазначити, що спінювання шлаку здійснюють періодичними присадками окислених окатишів або продуванням розплаву киснем). Інші способи деазотації неможливо використовувати через відсутність відповідного обладнання.

Таким чином, технологією, що забезпечує низький вміст азоту в готовій сталі, має бути:

- окислення вуглецю в печі в кількості, достатній для необхідної деазотації розплаву, і нагрівання металу під спіненими шлаками;
- розробка технології випуску, що запобігає азотуванню в процесі операції;
- вдосконалення режиму обробки металу на УКП, що запобігає або зводить до мінімуму азотування сталі.

Технологічні параметри виробництва легованих марок сталі показують, що на масову частку азоту в ковшовій пробі значний вплив має кількість окисленого вуглецю після взяття другої проби, тобто після повного розплавлення шихти і нагрівання металу з 1590 - 1610 °С до 1660 - 1690 °С і витрата окислених окатишів. Так, на плавках із вмістом азоту в ковшовій пробі 0,007 %, кількість окисленого вуглецю після повного розплавлення шихти складає в середньому 0,33 %, а витрата окатишів -11,10 кг/т, в той час як на плавках із вмістом азоту 0,009 % зазначені параметри склали відповідно 0,18 % і 4,25 кг/т (таблиця 1). Привертає увагу і такий показник, як співвідношення між ступенем нагрівання металу після повного розплавлення шихти до кількості окисленого вуглецю. На плавках із вмістом азоту 0,007 % на кожні 0,01 % окисленого вуглецю підвищення температури склало в середньому 1,91 °С, тоді як на плавках із вмістом азоту 0,009 % - 4,33 °С. Це пояснюється тим, що в процесі нагрівання металу дугами і окислення розплаву відбуваються одночасно два процеси: поглинання азоту металом в районі електричних дуг і видалення азоту з металу бульбашками оксиду вуглецю. При недостатній кількості окисленого вуглецю процес поглинання металом азоту переважає над процесом деазотування розплаву, що призводить до підвищення вмісту азоту в металі /16/.

Аналогічна залежність встановлена і при аналізі технологічних параметрів виробництва сталі марок 10ХСНДА, 15ХСНДА, St 52.3, S355J2G3. На плавках з масовою часткою азоту в маркувальному зразку 0,007%, кількість окисленого в печі вуглецю після повного розплавлення шихти склала в середньому 0,27 - 0,29 %, витрата окатишів 1276 - 2016 кг, нагрів металу при окисленні 0,01% вуглецю - 1,61 - 2,04 °С, а на плавках із вмістом азоту 0,011% ці показники склали відповідно 0,07 - 0,12%, 1057 - 1620 кг і 4,00 - 7,14 °С.

Таблиця 1 - Вплив середніх технологічних параметрів виплавки сталі марок 14ХГ2САФД, 14Г2АФ, 16Г2АФ на масову частку азоту в ковшовій пробі

Азот у ковшовій пробі, %	Кількість плавок, шт	Тривалість, хв		Проба	Вміст, %		Окислено вуглецю, %			Витрата окатишів, кг/т	Температура, °С			(°С / %)×10 ⁻²
		розплавлення	окислювальний період		вуглецю	сірки	1 проба –	2 проба	3 проба		відбору другої проби	перед випуском	усереднювачної продукції	
0,007	10	54	51	1	0,61	0,031	0,18	0,33	0,51	11,10	1608	1671	1570	1,91
				2	0,43	0,029								
				3	0,10									
0,008	20	59	42	1	0,56	0,024	0,29	0,17	0,46	8,10	1615	1668	1552	3,12
				2	0,27	0,019								
				3	0,10									
0,009	16	56	51	1	0,44	0,024	0,16	0,18	0,24	4,25	1606	1684	1590	4,33
				2	0,28	0,019								
				3	0,10									

На плавках із вмістом азоту 0,007 % падіння температури металу в процесі випуску плавки склало в середньому 92 – 93 °С, тоді як на плавках із вмістом азоту 0,011 % - 57 - 84 °С, що свідчить про те, що на плавках з підвищеним вмістом азоту випуск металу проводили при працюючій печі (випуск «під струмом»).

Вміст азоту в сталі в період кипіння знаходиться в залежності від кількості окисленого вуглецю. Залежність між вмістом азоту в сталі $[N]$ і кількістю окисленого вуглецю $\Delta[C]$ може бути виражена наступним рівнянням [17]:

$$[N]^2 - (0,12 + 2,33\Delta C) [N] + 0,35 \cdot 10^{-2} = 0. \quad (2.1)$$

$$\Delta C = 0,43[N] + 0,0015/[N] - 0,052. \quad (2.2)$$

Ця залежність представлена кривою I на рисунку 1. Насправді, в процесі кипіння поряд з видаленням азоту з рідкої сталі можливе поглинання деякої кількості азоту з газової фази. Позначивши швидкість окислення вуглецю через V_C , а швидкість поглинання азоту з газової фази через V_N . Чим вище відношення V_N/V_C , тим більше азоту поглинеться під час кипіння. Отже, зниження вмісту азоту в сталі під час кипіння відбуватиметься з меншою швидкістю.

Криві II, III і IV на рисунку 1 представляють залежність вмісту азоту в сталі від кількості окисленого вуглецю при різних значеннях відношення. Ці криві показують, що при високому вмісті азоту в сталі його видалення відбувається легко і при окисленні 0,2-0,3% вуглецю вміст азоту в сталі може бути знижений до 0,004-0,005%, навіть якщо початковий вміст азоту в сталі був дуже високим. Початковий вміст азоту не має значного впливу на кінцевий його вміст. При низьких концентраціях азоту в сталі подальше його видалення сповільнюється і все більшого значення набуває процес поглинання азоту з атмосфери.

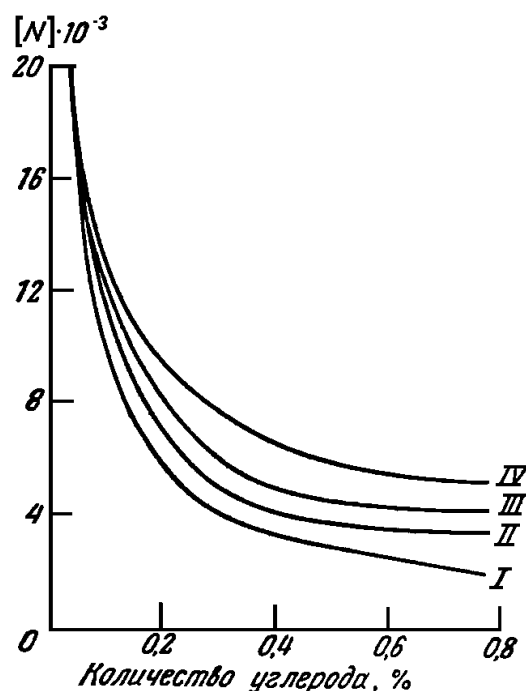


Рисунок 1 - Залежність вмісту азоту в сталі від кількості окисленого вуглецю (ΔC). v_N/v_C : I – 0; II – 0,005; III – 0,010; IV – 0,020.

При малих вмістах азоту в сталі кількість поглиненого азоту з пічної атмосфери може виявитися більшою за кількість видаленого азоту. У цьому випадку вміст азоту в сталі в процесі кипіння може навіть збільшуватися.

Для забезпечення в готовій сталі масової частки азоту не більше 0,007 % необхідно дотримання наступних параметрів виплавки сталі в дуговій печі:

- кількість окисленого в печі вуглецю після повного розплавлення шихти (після досягнення температури металу в межах 1590 - 1610 °C) повинна становити не менше 0,30 - 0,35 %;
- витрата окислених окатишів, що вводяться в піч в окислювальний період, повинна бути не менше 15,00 кг/т;
- нагрівання металу після повного розплавлення шихти не повинно перевищувати 2 °C на кожні 0,01 % окисленого в цей період вуглецю;
- кількість покривного шлаку повинна забезпечувати ізоляцію металу від атмосфери (робота при екранованій електродузі).

Для більш глибокої деазотації металу в печі необхідно вжити деяких заходів щодо технічного оснащення печі. На ряді електросталеплавильних агрегатів застосовуються такі технології, як:

- вдування в метал через спеціальну фурму коксового пилу і кисню;
- продування ванни печі аргоном через донні фурми, встановлені в подині печі;
- продування ванни печі киснем через фурму, що забезпечує надзвукову швидкість струменя кисню;
- застосування підігріву шихти, що знижує час роботи під струмом.

2.1.2 Удосконалення технології розкислення сталі в процесі випуску плавки

2.1.2.1 Азотування сталі в процесі випуску плавки

У проведених дослідженнях було встановлено, що в процесі випуску плавки відбувається насичення металу азотом в межах 0,00 - 0,002%. Азотування розплаву в процесі випуску пов'язане, з одного боку, з порівняно великою тривалістю випуску, при якому відбувається контакт струменя металу з атмосферою, і, з іншого боку, існуючою в цеху технологією розкислення металу в ковші, коли феросплави і алюміній вводять в ковш на початку випуску плавки. При ранньому введенні феросплавів у ковші утворюється високо розкислений легований розплав, який легко насичується азотом, що викидається з атмосфери струменем металу (рисунок 2).

Для зниження ступеня азотування металу в процесі випуску плавки пропонується змінити технологію віддачі феросплавів у ковш. З цією метою наводиться порівняльний розрахунок для застосовуваної та пропонованої технології випуску плавки на прикладі сталі марки 13ХФА.



Рисунок 2 - Ежектування повітря струменем металу під час випуску плавки.

2.1.2.2 Методика розрахунків

Реакція розчинення азоту в залізі описується наступним рівнянням:

$$N_{2(z)} = [N]_{(1\% \text{ в Fe})} ; \quad (2.3)$$

Константа рівноваги цієї реакції визначається з виразу:

$$\lg K_N^{Fe} = -\frac{188}{T} - 1,25 , \quad (2.4)$$

де K_N^{Fe} – константа рівноваги азоту в залізі;

T – температура, К.

$$\lg K_N = -\frac{188}{1873} - 1,25 = -1,350.$$

Рівноважна концентрація азоту в сплаві визначається за формулою:

$$\lg[N]_{\text{cнл}} = \lg K_N^{\text{Fe}} - \lg f_N^{\text{cнл}} + \frac{1}{2} \lg p_{N_2}, \quad (2.5)$$

де $f_N^{\text{cнл}}$ – коефіцієнт активності азоту в сплавi;

p_{N_2} – тиск газу, атм.

Коефіцієнт активності азоту в сплавi обчислюється за формулою:

$$\lg f_N^{\text{cнл}} = \sum_j e_N^j [\%j] + \sum_j r_N^j [\%j]^2, \quad (2.6)$$

де e_N^j – параметр взаємодії першого порядку;

r_N^j – параметр взаємодії другого порядку;

j – елемент у сплавi.

2.1.2.3 Технологія підприємства

Розрахунок розчинності азоту /18/ в сталі марки 13ХФА проводився при середній температурі металу в ковші під час випуску $t = 1600^\circ\text{C}$ ($T = 1873\text{ K}$) і тиску $p = 1\text{ атм.}$

Хімічний склад сталі марки 13ХФА представлений у таблиці 2.

Таблиця 2 - Хімічний склад сталі 13ХФА

Вміст елемента в сталі, %.									
C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	N	V	Nb
0,13	0,17	0,45	менше	менше	0,50	0,020	менше	0,05	0,01
0,17	0,37	0,65	0,015	0,010	0,70	0,050	0,008	0,09	0,03

Згідно з технологією виплавки сталі присадки розкислювачів і легуючих добавок додають у ковш під час випуску з розрахунку отримання нижньомарочного значення для заданого хімічного складу. У таблиці 3 представлений приблизний склад сталі 13ХФА, отриманий у ковші після випуску плавки.

Таблиця 3 - Хімічний склад сталі 13ХФА в ковші після випуску плавки

Вміст елемента в сталі, %.								
C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	V	Nb
0,13	0,17	0,45	0,08	0,015	0,50	0,020	0,05	0,01

Отримано результати, які описують залежність $\lg [N]$ від вмісту в залізі кожного елемента окремо. Результати розрахунків виведені на діаграму (рисунок 3 і 2.4) для елементів, що мають низький вміст у залізі (до 0,1 %) і елементів з більшою концентрацією (більше 0,1 %).

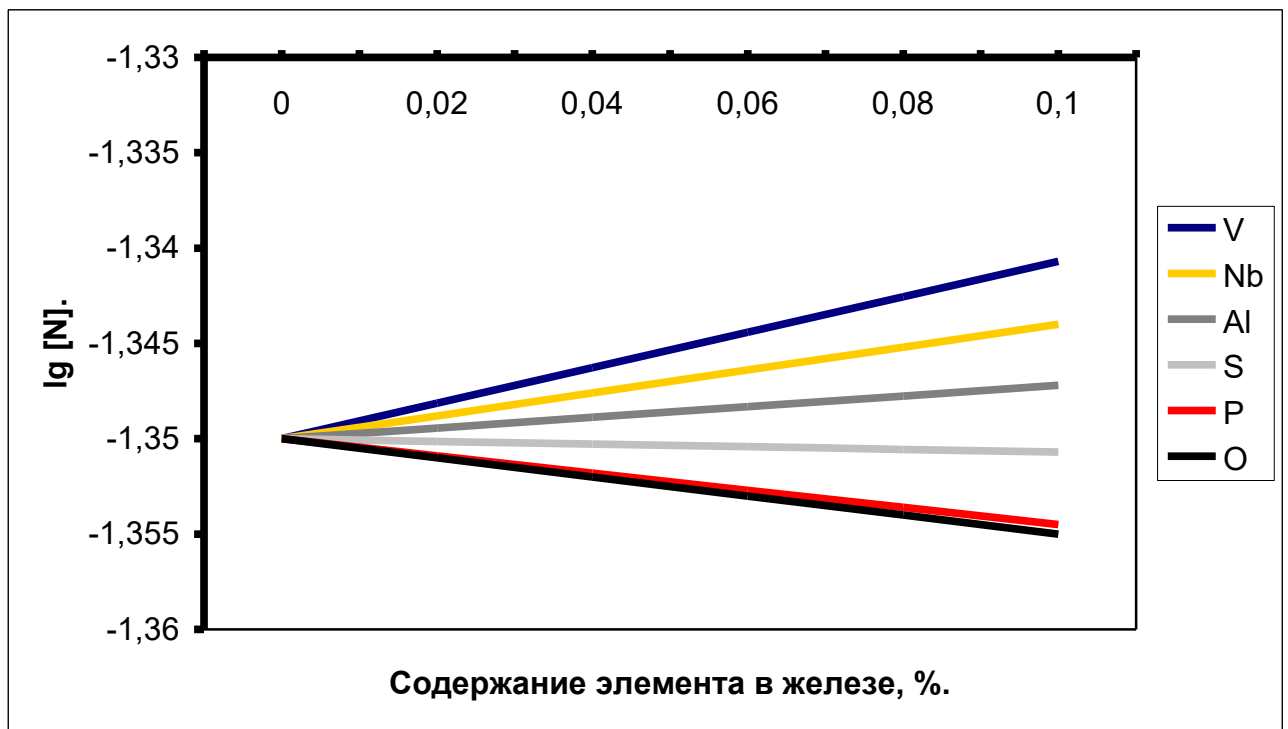


Рисунок 3 - Залежність $\lg [N]$ від елементів, що містяться в сталі 13ХФА в концентраціях менше 0,10 %.

Як видно з діаграми (рисунок 3), ванадій, ніобій та алюміній у різному ступені сприяють розчиненню азоту в залізі, тому необхідно виключити їх введення в ковш під час випуску плавки. Сірка займає позицію ближче до нейтральної і тому практично ніяк не впливає на розчинність азоту. Фосфор і кисень практично в рівній мірі знижують розчинність азоту в залізі, але в свою чергу вони є шкідливими домішками, тому їх вміст в залізі повинен бути мінімальним.

На наступній діаграмі (рисунок 4) описана залежність $\lg [N]$ від елементів, що містяться в залізі в концентраціях більше 0,10% і мають можливість в більший мірі вплинути на розчинність азоту. Розчинності азоту значною мірою сприяють хром і марганець, відповідно необхідно виключити їх введення в ковш під час випуску плавки. Вуглець і кремній (особливо вуглець) здатні своєю присутністю знизити азотування металу. Але на сталі 13ХФА вміст вуглецю не високий і випуск плавки з печі проводиться при вмісті вуглецю $(0,10 \pm 0,02) \%$ (з урахуванням подальшого науглерожування феросплавами). Тому значно вплинути на розчинність азоту в залізі вуглець не може.

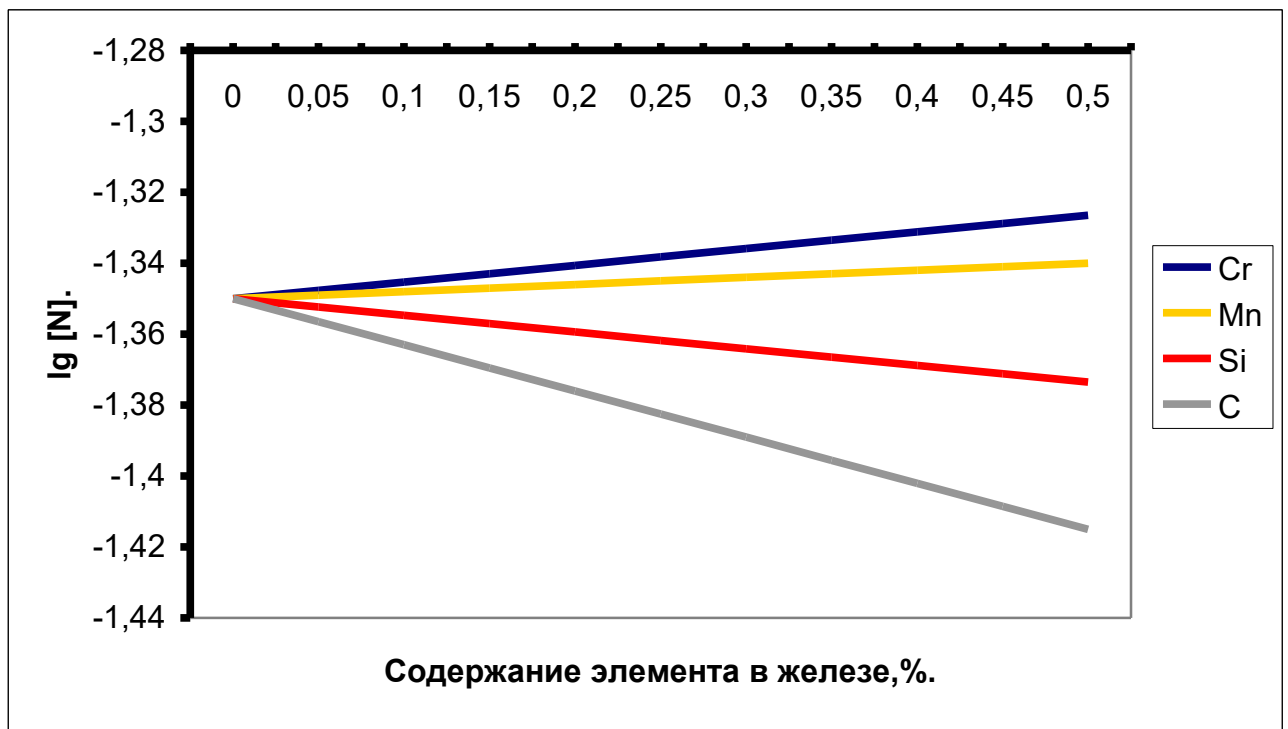


Рисунок 4 - Залежність $\lg [N]$ від елементів, що містяться в сталі 13ХФА в концентраціях більше 0,10%.

Єдиним елементом, здатним знизити розчинність азоту в даній марці сталі, є кремній. Введення феросиліцію в ковш на початку зливу металу (після наливу перших порцій металу на жолоб, або по тракту подачі феросплавів порціями під струмись) дозволить різко знизити розчинність азоту. Кількість феросиліцію повинна забезпечити отримання середньомарочного вмісту кремнію для сталі 13ХФА (~0,27%). Для плавки масою 1 тонна ця кількість буде відповідати 5 кг ФС65 при 80% засвоєння кремнію.

На рисунку 5 показана діаграма, яка описує зміну $\lg [N]$ від кількості металу в ковші під час випуску плавки. Після випуску від 5 до 10% металу (або під час відливу), в ковш додається шлакоутворювач і феросиліцій в кількості 5 кг/т. Це різко підвищує концентрацію кремнію через малу кількість металу. Надалі в міру наповнення ковша концентрація кремнію знижується до середньомарочного значення. $\lg [N]$ змінюється пропорційно концентрації кремнію, зростаючи до кінця випуску.

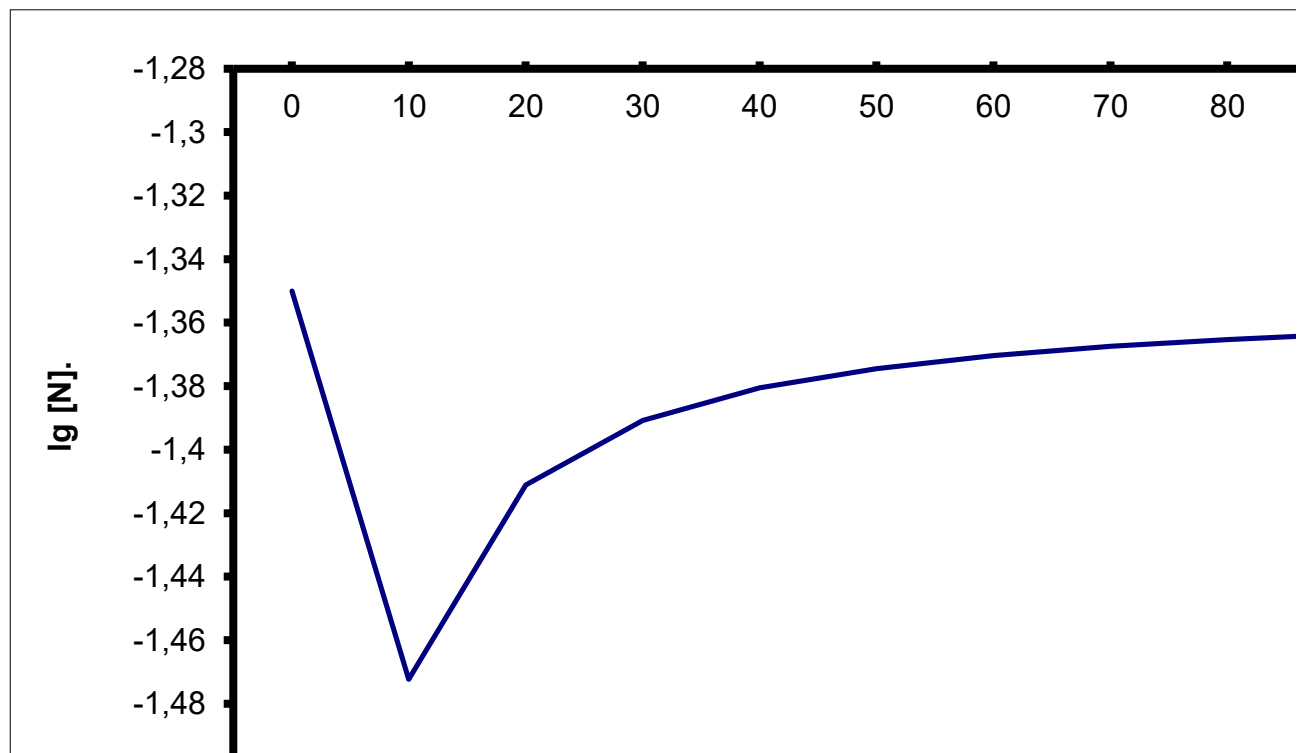


Рисунок 5 - Залежність $\lg [N]$ від маси металу в ковші, %.

Склад шлакоутворюючих повинен забезпечувати їх легкоплавкість і високу рідинну рухливість. Це пов'язано з тим, що рідкорухливий шлак легко розтікається по поверхні металу, не дозволяючи йому оголюватися, а також з тим, що рідкорухливий шлак, маючи високу газопроникність, легко пропускає крізь себе назовні повітря, що викидається струменем металу.

Додавання інших матеріалів проводиться в ковш з останніми порціями металу або на агрегатах позапічної обробки сталі, коли в ковші метал прикритий шаром шлаку і контакт з атмосферним азотом знижений до мінімуму.

Середнє значення $\lg [N]$ за час випуску плавки склало:

$$\lg [N]_{\text{cp}} = -1,38258.$$

Це відповідає рівноважній концентрації $[N]_{(\text{cp})} = 0,041\%$. Це значення набагато нижче, ніж у випадку, розглянутому вище.

2.1.2.5 Температурна залежність розчинності азоту

Температурна залежність розчинності азоту для сталі 13ХФА визначається за формулою:

$$[N]_T = \frac{K_N}{f_N} \cdot p; \quad (2.8)$$

Коефіцієнт активності f_N визначається з $\lg f_N$ для сталі 13ХФА, визначеного вище в рівнянні (2.8):

$$\lg f_N = -0,013;$$

$$f_N = 0,933.$$

Тоді:

$$\ln K_N = -\frac{1263}{T} - 2,45.$$

Визначення зміни K_N в діапазоні температур від 1520°C (1793 K) до 1620°C (1893 K), з інтервалом в 20°C :

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1793} - 2,45 = -3,154; \quad K_N = 0,0427;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1813} - 2,45 = -3,147; \quad K_N = 0,0430;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1833} - 2,45 = -3,139; \quad K_N = 0,0433;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1853} - 2,45 = -3,132; \quad K_N = 0,0436;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1873} - 2,45 = -3,124; \quad K_N = 0,0440;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1893} - 2,45 = -3,117; \quad K_N = 0,0443.$$

Визначення зміни в діапазоні температур від 1520°C (1793 K) до 1620°C (1893 K), з інтервалом в 20°C :

$$[N]_{1793} = \frac{0,0427}{0,933} \cdot 1 = 0,0458\%;$$

$$[N]_{1813} = \frac{0,0430}{0,933} \cdot 1 = 0,0460\%;$$

$$[N]_{1833} = \frac{0,0433}{0,933} \cdot 1 = 0,0464\%;$$

$$[N]_{1853} = \frac{0,0436}{0,933} \cdot 1 = 0,0467\%;$$

$$[N]_{1873} = \frac{0,0440}{0,933} \cdot 1 = 0,0472\%;$$

$$[N]_{1893} = \frac{0,0443}{0,933} \cdot 1 = 0,0475\%.$$

На основі цих даних побудовано діаграму, представлену на рисунку 6.

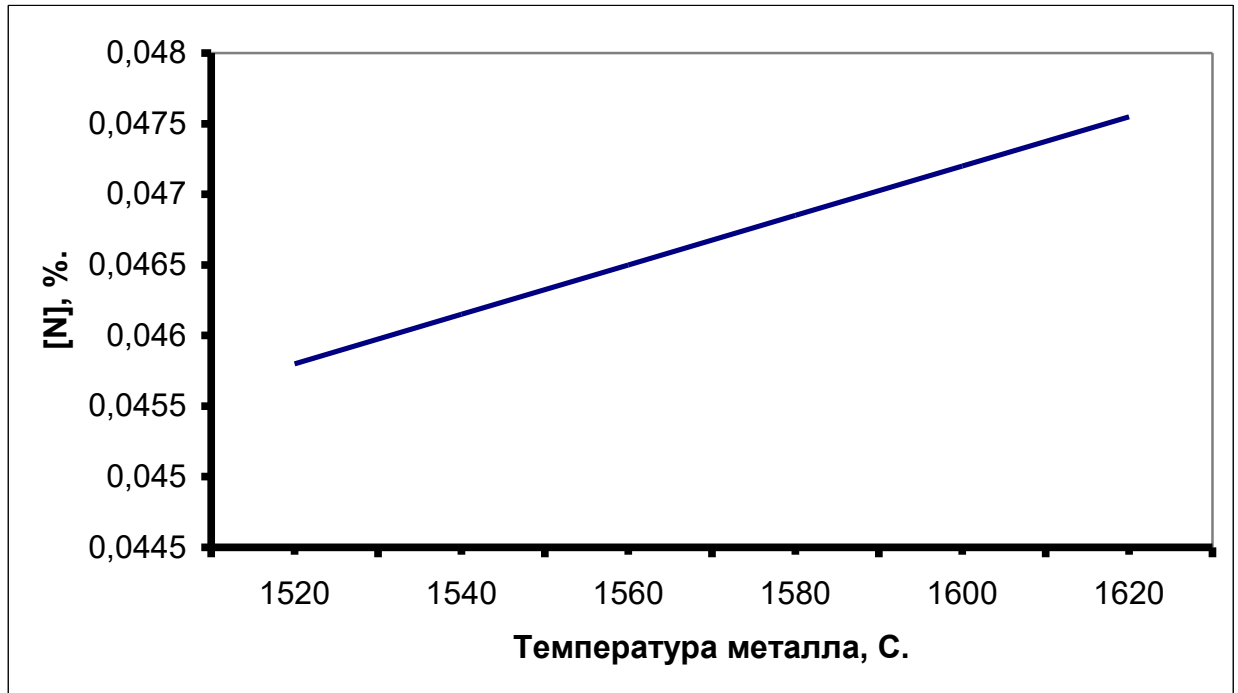


Рисунок 6 - Залежність рівноважної концентрації азоту від температури.

Як видно з розрахунків і діаграми на рисунку 6 для сталі марки 13ХФА розчинність азоту зростає з підвищенням температури металу. Для даної марки сталі доцільно мати температуру металу $(1560 \pm 10) ^\circ\text{C}$. При цій температурі рівноважна концентрація азоту складе близько 0,0465%.

Тепер проводиться порівняльний розрахунок для плавки, випущеної за пропонуваною технологією, на основі значення $\lg [N]_{\text{cp}} = -1,38258$.

Підставивши в рівняння (2.6) значення $\lg [N]_{\text{cp}} = -1,38258$ отримаємо:

$$\lg f_N = 1,0777.$$

$$[N]_{1793} = \frac{0,0427}{1,0777} \cdot 1 = 0,0396\%;$$

$$[N]_{1813} = \frac{0,0430}{1,0777} \cdot 1 = 0,0399\%;$$

$$[N]_{1833} = \frac{0,0433}{1,0777} \cdot 1 = 0,0402\%;$$

$$[N]_{1853} = \frac{0,0436}{1,0777} \cdot 1 = 0,0405\%;$$

$$[N]_{1873} = \frac{0,0440}{1,0777} \cdot 1 = 0,0408\%;$$

$$[N]_{1893} = \frac{0,0443}{1,0777} \cdot 1 = 0,0411\%.$$

На основі цих даних побудовано діаграму, представлену на рисунку 2.7.

Діаграма залежності рівноважної концентрації азоту від температури (рисунок 7) для пропонованої технології випуску плавки підпорядковується тим самим законам, що і в попередньому варіанті, але лежить набагато нижче. Це означає, що при тих самих рекомендованих температурах металу $(1560 \pm 10) ^\circ\text{C}$, рівноважна концентрація азоту становитиме 0,0402%. Різниця між першим і другим варіантом складе:

$$\Delta[N]_p = 0,0465 - 0,0402 = 0,0063\%.$$

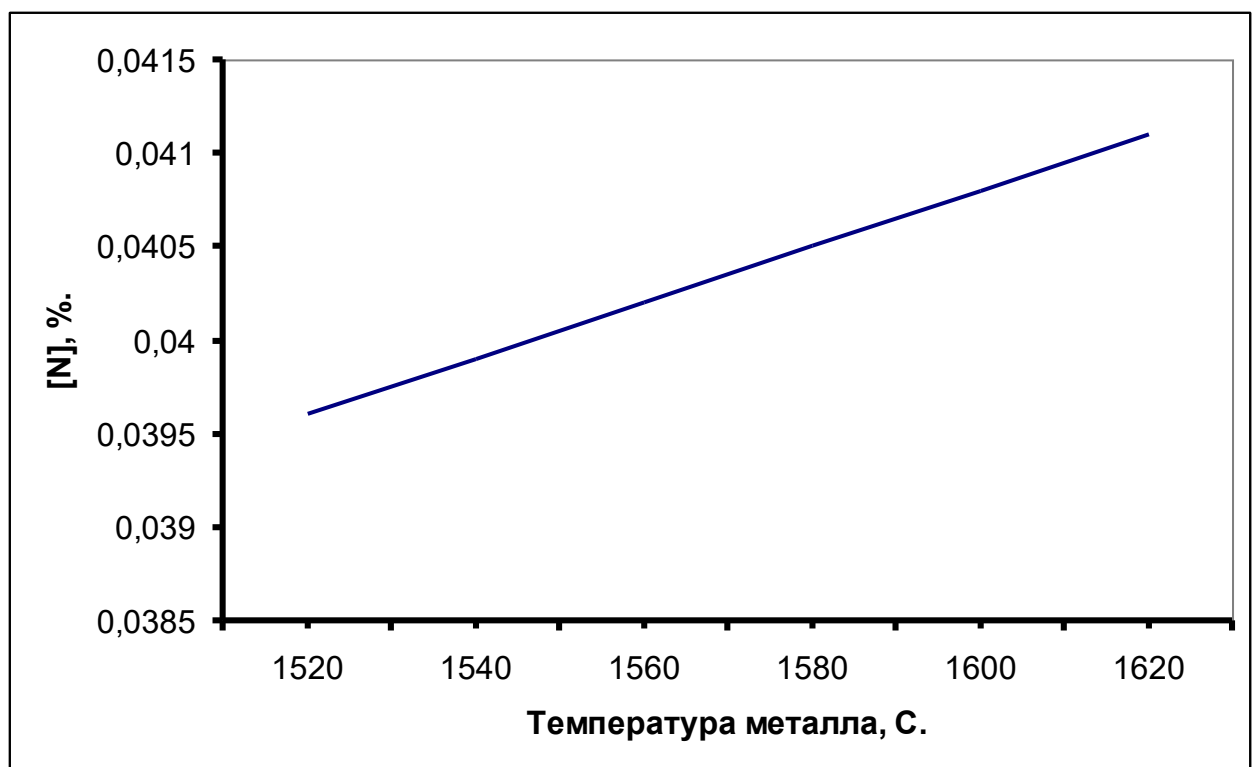


Рисунок 7 - Залежність рівноважної концентрації азоту від температури для сталі 13ХФА (за пропонованою технологією).

Таким чином, для запобігання азотації розплаву в процесі випуску необхідно виконання наступних умов:

- випуск плавки проводити компактним струменем;

- на початку випуску плавки після сходу (або під час сходу) від 5 до 10% металу в ковш вводиться ФС65, в кількості, що забезпечує отримання середньомарочного значення кремнію в сталі;
- на початку випуску плавки (після сходу від 5 до 10 % металу) в ковш вводити від 8 до 10 кг/т вапна і від 2,5 до 3,5 кг/т плавицевого шпату;
- добавку алюмінію і феросплавів проводити після випуску близько 0,9 кг/т металу або на агрегатах позапічної обробки сталі.

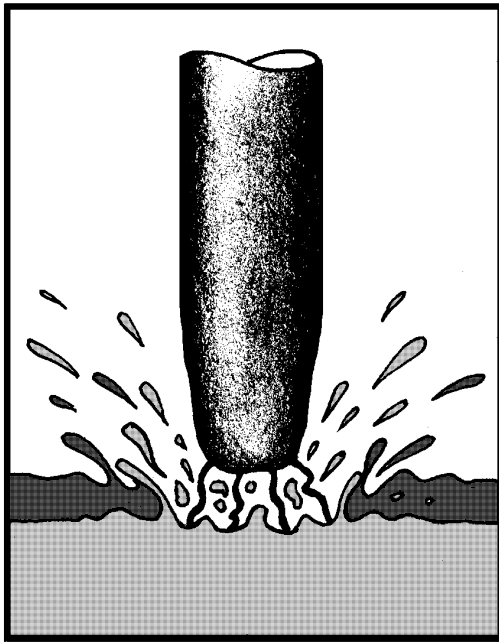
2.1.2.6 Вплив технологічних параметрів позапічної обробки сталі на установці «ковш - піч» на масову частку азоту в металі

Приріст масової частки азоту в процесі обробки металу на установці «ковш - піч» (УКП) залежить в першу чергу від масової частки азоту в сталі перед обробкою. Так, при вмісті азоту перед обробкою 0,008% азотування розплаву становить від 0,00 до 0,001%, в той час як при вмісті азоту від 0,005 до 0,006 азотування розплаву становить від 0,003 до 0,004% (таблиця 4).

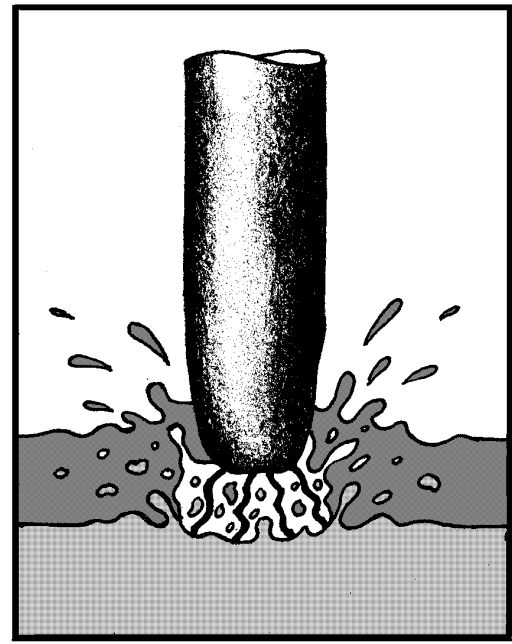
Значний вплив на ступінь насичення металу азотом має і тривалість нагрівання металу і, в першу чергу, - при роботі на «потужних» ступенях напруги трансформатора. При середній тривалості нагрівання від 47 до 56 хв (у тому числі на «потужних» ступенях - від 40 до 51 хв) азотування становить від 0,003 до 0,006%, а при тривалості нагрівання від 30 до 39 хв - від 0,00 до 0,002%. Це пов'язано в першу чергу зі шлаковим режимом. Довжина електродуги на низьких ступенях нагріву становить від 90 до 110 мм, на високих ступенях, відповідно, від 110 до 160 мм. При роботі на низьких ступенях нагріву, для екранування електродуги достатньо мати товщину шлаку від 100 до 150 мм, в той час, як при роботі на високих ступенях необхідно мати від 150 до 200 мм шару шлаку /16/.

Таблиця 4 - Вплив технологічних параметрів обробки металу на установці «ковш-піч» на азотування розплаву

№ УКП	Приріст азоту на УКП	Кількість плавок, шт.	Середні показники								
			Температура після серед. продувки, ° С.	Товщина шару шлаку, мм.	Азот у ковшовій пробі, %.	Витрата на УКП, кг/т			Тривалість обробки		Витрата аргону м³/т
						кокс	вапно	плавиковий шпат	всього	під струмом	
1	0	7	1587	143	0,008	0,77	523	0,91	86	38	0,134
	0,001	2	1572	125	0,007	1	5,65	0,81	123	37	0,16
	0,002	6	1587	133	0,006	0,92	4,35	1,20	77	30	0,098
	0,003	4	1574	120	0,006	0,79	7,58	1,20	139	50	0,197
	0,006	2	1550	125	0,006	0,19	3,86	0,89	149	56	0,30
2	0	10	1582	110	0,008	0,27	6,93	1,47	82	36	0,183
	0,001	6	1578	100	0,008	0,38	6,39	1,96	100	39	0,18
	0,002	7	1582	107	0,007	0,49	9,98	2,25	77	33	0,17
	0,003	2	1568	75	0,006	0,70	3,06	0,50	102	47	0,08
	0,004	1	1570	100	0,005	-	15,55	4,52	146	48	0,328



a)



б)

Рисунок 8 - Схематичне зображення неекранованої *a)* та екранованої *б)* електродуги шаром шлаку.

На рисунку 8 *a)* зображено схему, що показує роботу неекранованої електродуги. Невелика кількість шлаку не здатна закрити працюючу електродугу, оскільки гази, що утворюються при високих температурах (пари заліза і компонентів шлаку), розбризкують шлак і метал по сторонах, оголюючи при цьому зону навколо електрода, тим самим даючи повітрю (N_2 , O_2) безперешкодно проникати в активну зону. Висока температура і прямий контакт металу з атмосферним азотом в зоні роботи електродуги є сприятливими умовами для азотування.

На рисунку 8 *б)* зображена схема, що показує роботу екранованої електродуги шаром шлаку. Як видно з рисунку, зона роботи електродуги повністю закрыта шаром шлаку, не дозволяючи повітрю вступати у взаємодію з металом.

Тому дуже важливо швидко збільшити масу шлаку до товщини шару більше 150 мм. При цьому склад шлакоутворюючих повинен забезпечувати легкоплавкість і достатню рідинну рухливість шлаку. Це пов'язано з тим, що легкоплавкість шлакової суміші дозволить швидко (при відносно низьких температурах) отримати достатню кількість гомогенного шлаку, а рідкорухливий шлак легко розтікається по поверхні металу, не дозволяючи йому оголюватися і, маючи високу газопроникність, легко пропускає крізь себе назовні гази.

На азотування розплаву впливає витрата аргону на продувку металу: зі збільшенням витрати аргону ступінь азотування знижується. Зниження азотування металу зі збільшенням витрати аргону пов'язане, швидше за все, зі створенням нейтральної атмосфери під кришкою УКП.

Таким чином, для запобігання азотації розплаву в процесі обробки на УКП необхідно виконання наступних умов:

- швидке наведення рідкорухливого шлаку в кількості, що забезпечує повне екранування електродуги;

- максимально можлива інтенсивність продувки металу аргоном.

В якості додаткових технічних заходів необхідно провести реконструкцію УКП, мета якої полягає в ущільненні зазору між ковшем і склепінням УКП. Це дозволить виключити підсмоктування повітря і сприятиме створенню нейтральної атмосфери в робочому просторі.

2.1.2.7 Деазотація сталі при вакуумуванні

Підводячи підсумок вищесказаному, можна сказати, що в печі відсутні умови для глибокої деазотації сталі, оскільки цей процес регламентується масопереносом азоту з атмосфери. Під час випуску плавки можна виключити (або звести до мінімуму) азотування сталі. Також можливо виключити азотування сталі при обробці на УКП. Але для отримання в сталі наднизького вмісту азоту необхідна вакуумна обробка сталі:

- зниження вмісту азоту при вакуумуванні відбувається в результаті: спливання нітридних неметалевих включень (у сталях і сплавах при вмісті в них нітридоутворюючих елементів);

- виділення бульбашок азоту, що зароджуються у ванні (у разі високого вмісту азоту в металі, при якому створюються умови, необхідні для подолання сил поверхневого натягу і феростатичного тиску) на поверхні футеровки або на неметалевих включеннях;

- десорбції газу з відкритої (або такої, що відкривається при перемішуванні) поверхні, до якої атоми газу переміщуються внаслідок дифузії або конвекції;

- десорбції газу з поверхні бульбашок CO і видалення з ванни разом з цими бульбашками;

- десорбції газу з поверхні бульбашок всередину бульбашки в разі продування металу аргоном /22/.

Рівновага реакції $2[N] = N_{2(g)}$ підпорядковується закону квадратного кореня:

$$[N] = K_{(N)} \sqrt{p_{N_2}}, \quad (2.9)$$

при зниженні тиску зміщується вправо.

У пунктах 2.1.2.5 і 2.1.2.6 були розглянуті два варіанти розкислення і легування сталі під час випуску плавки. Для визначення оптимального процесу деазотування на установці позапічного вакуумування пропонується порівняти рівноважні концентрації азоту у вакуумі для сталей, випущених за різними технологіями.

Як видно, у другому випадку рівноважна концентрація азоту дещо нижча, ніж у першому. Це означає, що в другому випадку деазотація сталі у вакуумі буде протікати швидше і повніше. Отже, доведення сталі за хімічним складом доцільно проводити в кінці процесу вакуумування.

2.2 Позапічна десульфурція сталі

2.2.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі

Аналіз проведення десульфурації сталі марки 09ГСФ /26/, наведено на прикладі десяти плавов (таблиця 5). Як видно з даних таблиць 1 і 2, десульфурація сталі в печі проводиться досить слабо. Середня швидкість десульфурації сталі в печі становить 0,008 % на годину, при цьому ступінь десульфурації в середньому становить 17,8 %. Такий низький показник пов'язаний насамперед з тим, що пічний шлак має високу окисленість.

Таблиця 5 - Десульфурація сталі 09ГСФ в процесі виплавки і позапічного доведення

Плавка			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КОВШ-ПІД	[S], %	[S] _н	0,044	0,051	0,038	0,022	0,070	0,043	0,029	0,034	0,025	0,041
		[S] _к	0,034	0,06	0,033	0,018	0,046	0,037	0,024	0,028	0,021	0,035
	Час, хв		65	90	40	35	70	55	45	60	50	45
	Швидкість, % / год		0,010	0,03	0,007	0,007	0,02	0,006	0,007	0,006	0,005	0,008
	Ступінь, %		23	10	13	18	34	14	17	18	16	15
КОВШ	[S], %		0,026	0,030	0,029	0,015	0,029	0,024	0,018	0,021	0,016	0,026
	Ступінь, %		33	35	12	17	37	35	25	25	24	25
КОВШ-ПІД	[S], %	[S] _н	0,026	0,03	0,029	0,015	0,029	0,024	0,018	0,021	0,016	0,026
		[S] _к	0,006	0,04	0,005	0,006	0,006	0,005	0,004	0,005	0,005	0,004
	Час, хв		70	85	105	85	100	80	90	85	95	105
	Швидкіст, % / год		0,017	0,09	0,014	0,006	0,014	0,015	0,009	0,011	0,007	0,013
	Ступінь, %		77	87	82	60	79	79	78	76	69	85
У маркувальному зразку			0,003	0,003	0,004	0,005	0,003	0,004	0,003	0,003	0,004	0,003

Середній показник десульфурації представлений у таблиці 6.

Таблиця 6 - Середній показник десульфурації сталі 09ГСФ в процесі виплавки і позапічного доведення

Під			Ковш	Ковш-під		
Час, хв	Швидкість, % / год	Ступінь, %	Ступінь, %	Час, хв	Швидкість, % / год	Ступінь, %
55,5	0,008	17,8	26,8	90	0,013	77,2

У сучасній технології виплавки сталі в електричній печі відсутній відновлювальний період /20/. Плавка випускається в ковш відразу після окислювального періоду. Коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом в окислювальний період плавки коливається в межах від 2 до 5, причому більш високі значення досягаються при збільшенні основності і рідинної рухливості шлаку. Це пов'язано з тим, що під час окислювального періоду ванна піддається інтенсивному продуванню газоподібним киснем або проводиться присадка твердого окислювача (FeO + Fe₂O₃). Причому більша частина сірки видаляється на початку окислювального періоду, коли вміст вуглецю в металі ще великий, а вміст кисню низький.

На рисунку 9 зображено графік, що описує залежність коефіцієнта розподілу сірки від вмісту закису заліза в шлаку /27/. Підвищення вмісту кисню в металі та

шлаку знижує активність сірки, тому процес обезсірювання під час окислювального періоду дуже ускладнений.

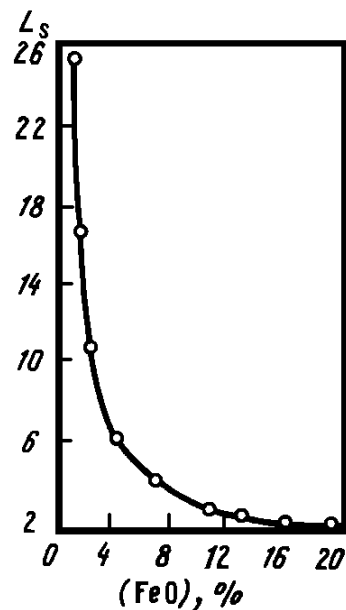


Рисунок 9 - Вплив вмісту (FeO) в шлаку на коефіцієнт розподілу сірки L_s між шлаком і металом.

Десульфуратія сталі в ковші проводиться більш ефективно. Ступінь десульфуратії сталі в цьому випадку становить 26,8 %. Пов'язано це з тим, що під час випуску плавки в ковш вводяться розкислювачі (Si, Al) і шлакоутворюючі (CaO, CaF₂). Утворення в ковші шлаку з низькою окисленістю і високою основністю створює сприятливі умови для протікання реакції десульфуратії. Після випуску плавки метал у ковші продувається аргонем через донну пробку або занурювальну футеровану фурму протягом не менше 5 хвилин. Після цього проводиться вимірювання температури та відбір проби металу і шлаку. Хімічний склад шлаків, взятих після усереднювального продування, представлений у таблиці 7.

Таблиця 7 - Склад шлаку сталі 09ГСФ після усереднювального продування

Плавка	Склад шлаку, %					Основність
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	
1	57,7	16,5	9,9	1,19	менше 2	3,5
2	54,2	14,7	9,2	1,08	менше 2	3,7
3	52,9	18,5	10,2	0,76	менше 2	2,7
4	50,8	18,3	9,3	1,65	менше 2	2,8
5	53,7	18,8	9,9	0,61	менше 2	2,9
6	48,1	23,9	10,1	1,13	менше 2	2,0
7	53,3	21,5	10,1	1,29	менше 2	2,5
8	50,5	18,7	10,2	1,83	менше 2	2,7
9	55,0	17,6	10,3	1,19	менше 2	3,1
10	49,4	23,8	9,2	0,69	менше 2	2,0

Середнє	52,6	19,2	9,8	1,14	менше 2	2,7
---------	------	------	-----	------	---------	-----

Під час виплавки та випуску плавки видаляється близько 40 % всієї сірки, що міститься в металі.

Основна десульфурація здійснюється на установці ковш-піч (УКП). УКП оснащений обладнанням для введення в ковш шлакоутворюючих матеріалів, тобто є можливість коригувати хімічний склад шлаку. Хімічний склад шлаку представлений в таблиці 8.

Таблиця 8 - Склад шлаку сталі 09ГСФ після обробки на УКП

Плавка	Склад шлаку, %					Основність
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	
1	63,8	13,0	10,3	0,74	менше 2	4,9
2	61,4	16,9	9,6	0,77	менше 2	3,6
3	57,0	16,6	10,3	0,75	менше 2	3,4
4	55,6	17,3	9,5	0,85	менше 2	3,2
5	58,9	19,4	8,4	0,53	менше 2	3,0
6	60,8	21,4	9,1	0,71	менше 2	2,8
7	55,5	18,7	8,2	0,82	менше 2	3,1
8	61,4	17,4	9,2	1,06	менше 2	3,5
9	59,4	16,9	10,2	0,60	менше 2	3,5
10	54,0	21,1	8,5	0,72	менше 2	2,6
Середнє	58,8	17,9	9,3	0,75	менше 2	3,3

Середній ступінь десульфурації тут становить 77,2 %, при швидкості 0,013 % на годину. На цей процес в середньому витрачається 90 хвилин. Витрати такої кількості часу тягнуть за собою такі витрати, як перевитрата електродів, електроенергії, матеріалів тощо. Крім цього, знижується ресурс сталеливарних ковшів і порушується технологічний цикл. Витрат великої кількості часу можна уникнути при оптимізації шлакового режиму.

2.2.2 Методика розрахунку

Теоретичний аналіз впливу різних факторів на показники десульфурації сталі при позапічній обробці в ковші зручно проводити з використанням виразу, отриманого на основі балансу сірки в системі шлак-металл:

$$\frac{[S]_H}{[S]_K} = 1 + g \cdot L_s, \quad (2.24)$$

де $[S]_H$ і $[S]_K$ - початкова і кінцева концентрації сірки в металі, %;

$\frac{[S]_H}{[S]_K}$ - ступінь рафінування металу;

$g = \frac{M_{ш}}{M_M}$ - відношення маси шлаку до маси оброблюваного металу

(кратність шлаку);

$$L_S = \frac{(\%S)}{[\%S]} - \text{коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком.}$$

Граничне значення L_S відповідає досягненню рівноваги в системі метал - шлак. Добуток $g \cdot L_S$, називається рафінуючим потенціалом шлаку. Цей показник дозволяє визначити мінімальну кількість шлаку, необхідного за заданих умов для досягнення необхідного ступеня десульфурації.

Коефіцієнт розподілу сірки визначається за формулою [21]:

$$\lg L_S = 1,95 - \frac{8760}{T} + 0,86 \cdot \frac{CaO + 0,05 \cdot MgO}{SiO_2 + 0,6 \cdot Al_2O_3} - \lg a_O + \lg f_S, \quad (2.25)$$

де T – температура, К;

a_O – активність розчиненого в металі кисню;

f_S – коефіцієнт активності розчиненої в металі сірки;

CaO, SiO₂, MgO, Al₂O₃ – концентрація відповідних оксидів у шлаку, %.

$$a_O = \sqrt[3]{\frac{K'}{[Al]^2}}, \quad (2.26)$$

де K' – квазіконстанта, для основної футеровки $K' = 1 \cdot 10^{-13,5}$.

За відомою величиною L_S отримаємо значення:

$$(S)_{\text{равн}} = \frac{[S]_{\text{нач}}}{\frac{m_{\text{Ш}}}{m_M} + \frac{1}{L_S \cdot f_S}}; \quad (2.27)$$

$$[S]_{\text{равн}} = \frac{[S]_{\text{нач}}}{L_S \cdot f_S \cdot \frac{m_{\text{Ш}}}{m_M} + 1}. \quad (2.28)$$

2.2.3 Десульфурація сталі на установці ковш-піч

На основі даних п. 2.3.1 розрахуємо процес десульфурації сталі 09ГСФ. За середнім показником хімічного складу шлаку на початок обробки (таблиця 7) і кінець обробки сталі на УКП (таблиця 8) визначимо усереднений склад шлаку для процесу обробки. Середній склад цих шлаків наведено в таблиці 9

Таблиця 9 - Усереднений склад шлаку

Середнє	Склад шлаку, %					Основність
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	
Початок	52,6	19,2	9,8	1,14	менше 2	2,7
Кінець	58,8	17,9	9,3	0,75	менше 2	3,3

Під час плавлення	55,7	18,6	9,5	0,95	менше 2	3,0
-------------------	------	------	-----	------	---------	-----

Склад сталі марки 09ГСФ наведено в таблиці 10.

Таблиця 10 - Склад сталі марки 09ГСФ

Склад, %									
C	Si	Mn		S	Cr	Ni	Cu	Ti	Al
0,11-0,12	0,50	0,70-0,80	менше 0,015	менше 0,005	0,20-0,30	менше 0,30	менше 0,30	0,010-0,020	0,020-0,050

Приймаємо, що плавка марки 09ГСФ доведена за хімічним складом і має середньомарочний вміст елементів. Отриманий склад сталі представлений у таблиці 11.

Таблиця 11 - Усереднений склад сталі марки 09ГСФ

C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Ti	Al
0,12	0,65	0,75	0,01	0,023	0,25	0,1	0,1	0,015	0,035

Визначимо коефіцієнт активності сталі марки 09ГСФ, що має хімічний склад, наведений у таблиці 2.33, за параметрами взаємодії. Параметри взаємодії першого порядку /21/ наведені в таблиці 12.

Таблиця 12 - Параметри взаємодії першого порядку $e_i^j \cdot 100$ у в залізі при 1873 К

Елемент i	Елемент j								
	C	Si	Mn	P	Cr	Ni	Cu	Ti	Al
S	11	6,3	- 2,6	29	- 1,1	0	- 0,84	- 7,2	3,5

Активність сірки в сталі:

$$lgf_s = 0,11 \cdot 0,12 + 0,063 \cdot 0,65 - 0,026 \cdot 0,75 + 0,29 \cdot 0,010 - 0,011 \cdot 0,25 - 0,0084 \cdot 0,1 - 0,072 \cdot 0,015 + 0,035 \cdot 0,035 = 0,034;$$

$$f_s = 1,082.$$

Активність розчиненого в металі кисню:

$$a_o = \sqrt[3]{\frac{1 \cdot 10^{-13,5}}{0,035^2}} = 0,00029;$$

$$\lg a_o = -3,537.$$

Коефіцієнт розподілу сірки:

$$\lg L_S = 1,95 - \frac{8760}{1873} + 0,86 \cdot \frac{55,7 + 0,05 \cdot 5}{18,6 + 0,6 \cdot 9,5} + 3,537 + 0,034 = 2,571,$$

$$L_S = 372,5.$$

Рівноважний вміст сірки в металі та шлаку (маса шлаку 2 %) становитиме:

$$(S)_{\text{равн}} = \frac{0,023}{0,02 + \frac{1}{372,5 \cdot 1,082}} = 1,023 \text{ } \%;$$

$$[S]_{\text{равн}} = \frac{0,023}{372,5 \cdot 1,082 \cdot 0,02 + 1} = 0,0025 \text{ } \%.$$

Як видно з розрахунків для базового варіанту, коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком досить високий. Проте цей процес вимагає значних витрат часу.

2.2.3.1 Оптимізація хімічного складу шлаку

Загальновідомим фактом є те, що для успішної десульфурації необхідними умовами є висока основність шлаку і його низька окисленість. Але занадто висока основність шлаку призводить до підвищення температури плавлення шлаку, аж до переходу його в гетерогенний стан. При цьому ступінь перемішування шлаку і металу знижується або зовсім припиняється. Підтримка низької окисленості шлаку і металу можлива тільки шляхом їх розкислення. Найбільш ефективним розкислювачем є алюміній. Але збільшення концентрації алюмінію в металі може негативно позначитися на якості сталі.

Розглянемо вплив різних факторів на процес десульфурації. Розрахунки проводяться в «Ехсел» за методикою п. 2.3.2.

Аналізуючи дані таблиці 13, можна зробити висновок, що підвищення основності шлаку призводить до підвищення коефіцієнта розподілу сірки і зниження рівноважної концентрації сірки в металі.

Таблиця 13 - Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при зміні основності

Шлак	Основність	L_S	$[S]_p$
1	4,0	1244	0,0009
2	3,4	1033	0,0011
3	2,9	590	0,0018
4	2,6	366	0,0028
5	2,3	243	0,0039
6	2,0	170	0,0052
7	1,8	124	0,0066
8	1,6	94	0,0080
9	1,4	73	0,0093

Графічно ця залежність зображена на рисунках 10 і 11.

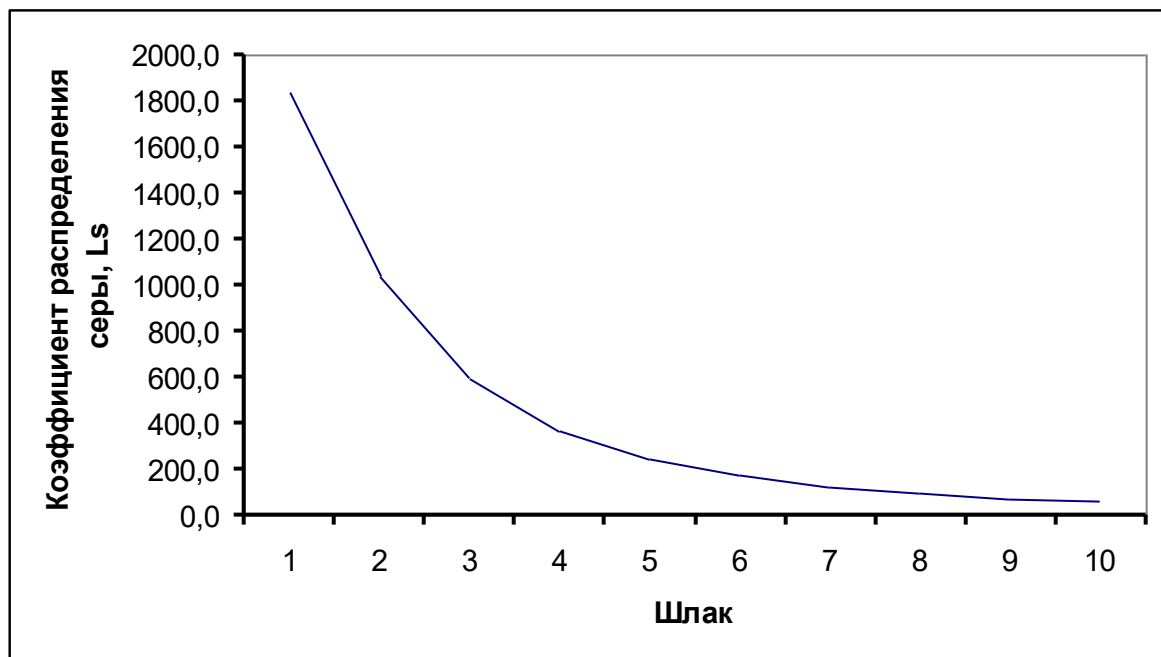


Рисунок 10 - Коефіцієнт розподілу сірки в залежності від основності

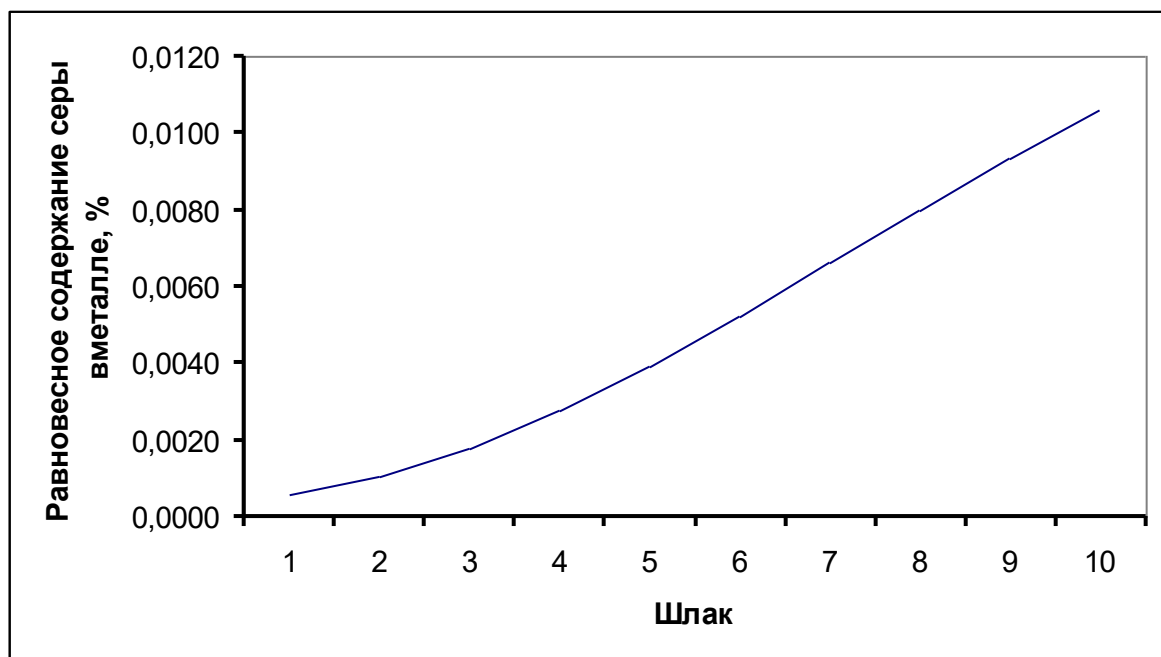
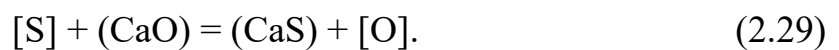


Рисунок 11 - Рівноважний вміст сірки в металі в залежності від основності.

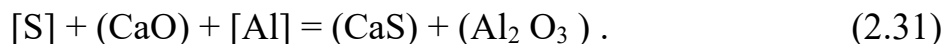
Процес десульфурації проходить за реакцією:



Як видно з рівняння, продуктами реакції є сульфід кальцію і кисень. У присутності алюмінію вільний кисень вступає з ним у реакцію:



Таким чином, у загальному вигляді реакцію десульфурації можна представити у вигляді рівняння:



Концентрація алюмінію в металі регламентує вміст кисню в металі та шлаку. Експериментальні дані, представлені в таблиці 14, показують залежність між вмістом алюмінію та кисню в металі.

Таблиця 14 - Експериментальні дані вмісту в металі $[Al]$ і $[O]$

$[Al]$, %	$[O]$, %
0,02	0,00034
0,03	0,00026
0,05	0,00019
0,10	0,00012

У таблиці 15 наведено дані розрахунку, які показують зміну коефіцієнта розподілу та рівноважний вміст сірки при постійній основності та різній концентрації алюмінію в металі.

Таблиця 15 - Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різній концентрації алюмінію в металі

Шлак	Основність	$[Al]$	L_s	$[S]_p$
1	2,0	0,005	31	0,0137
2	2,0	0,01	74	0,0093
3	2,0	0,015	96	0,0078
4	2,0	0,02	117	0,0069
5	2,0	0,025	136	0,0062
6	2,0	0,03	153	0,0057
7	2,0	0,035	170	0,0052
8	2,0	0,04	186	0,0049
9	2,0	0,045	201	0,0046
10	2,0	0,05	216	0,0043

На рисунку 12 і 13 показано графічне зображення цієї залежності.

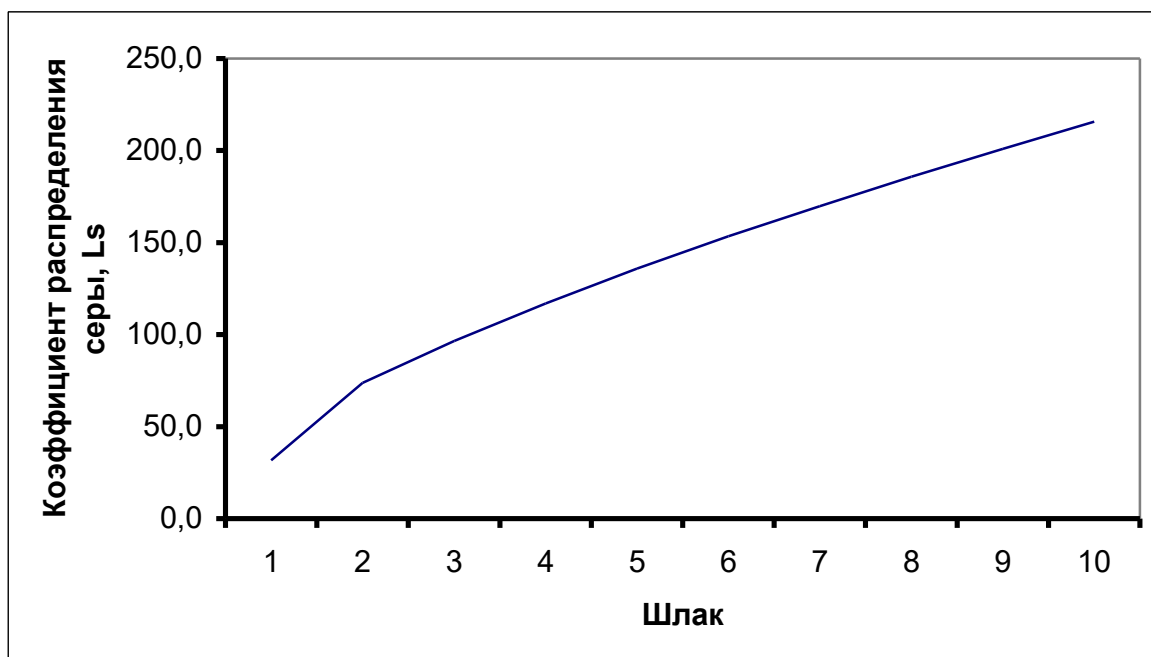


Рисунок 12 - Коэффициент розподілу сірки в залежності від вмісту алюмінію в металі.

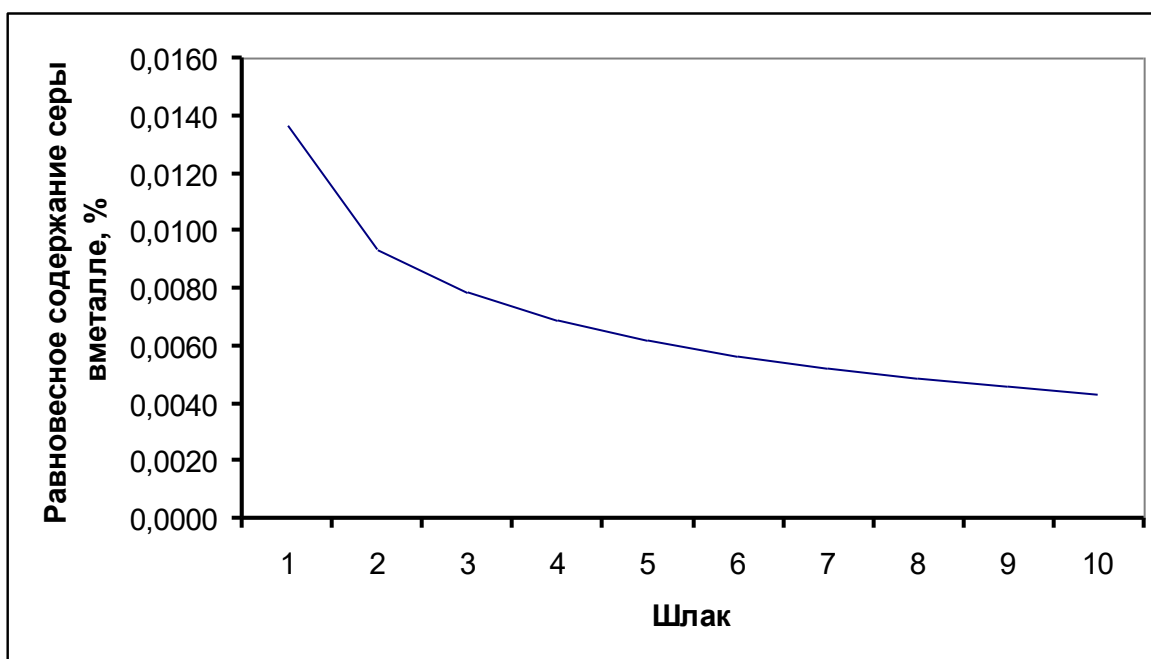


Рис. 13. Рівноважний вміст сірки в металі залежно від вмісту алюмінію в металі.

Як видно з даних розрахунку, алюміній сприяє значному підвищенню коефіцієнта розподілу сірки, тим самим знижуючи рівноважну концентрацію сірки в металі.

У таблиці 16 представлені розрахункові дані, які показують вплив вмісту оксиду алюмінію в шлаку на коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності.

Таблиця 16 - Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різній концентрації оксиду алюмінію в шлаку

Шлак	Основність	(Al ₂ O ₃), %	L _s	[S] _p
1	2	3	4	5
1	2,0	5	244	0,004
2	2,0	10	170	0,005
3	2,0	15	122	0,006
4	2,0	20	90	0,008

Продовження таблиці 16

1	2	3	4	5
5	2,0	25	68	0,009
6	2,0	30	52	0,011
7	2,0	35	41	0,012
8	2,0	40	32	0,014
9	2,0	45	26	0,015
10	2,0	50	21	0,016

На рисунках 14 і 15 представлено графічне зображення цієї залежності.

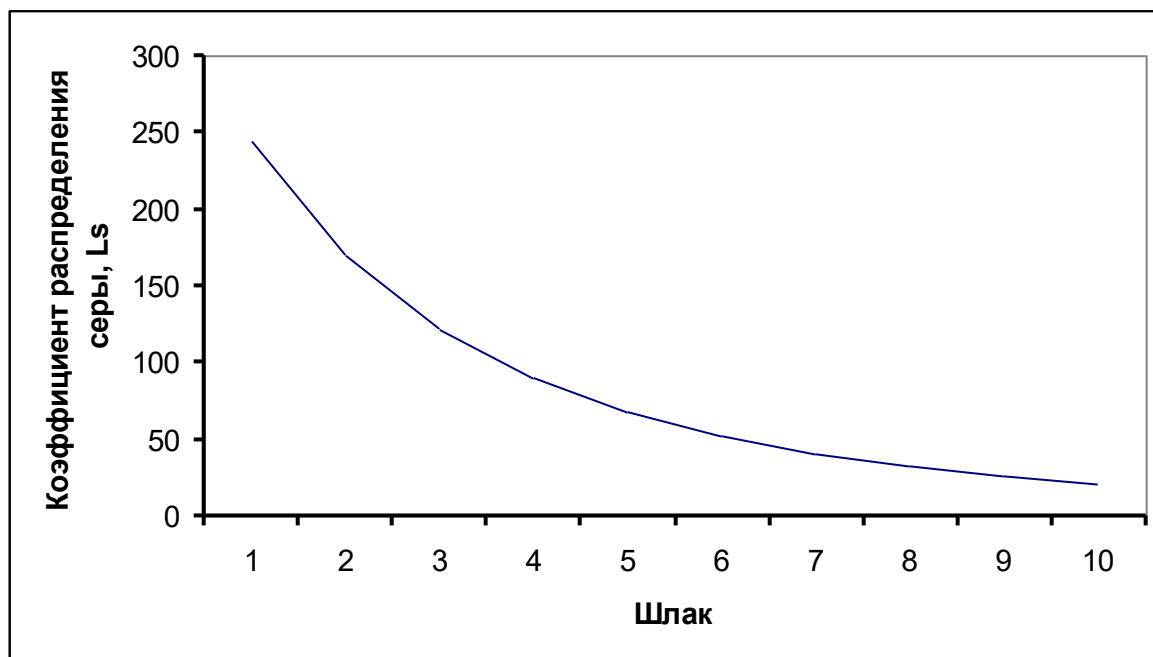


Рисунок 14 - Коефіцієнт розподілу сірки в залежності від вмісту оксиду алюмінію в шлаку.

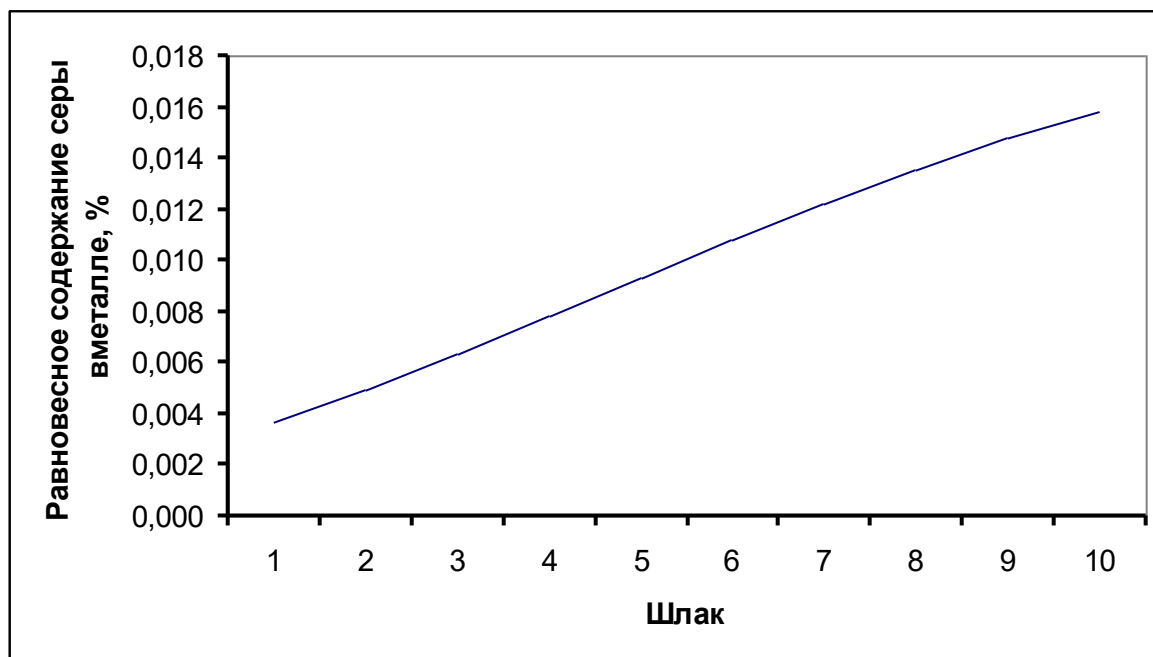


Рис. 15. Рівноважний вміст сірки в металі залежно від вмісту оксиду алюмінію в шлаку.

Аналіз даних, представлених у таблиці 17, показує, що вміст оксиду алюмінію в шлаку сприяє зниженню коефіцієнта розподілу сірки між металом і шлаком і знижує його десульфуруючу здатність. Це відбувається з тієї причини, що глинозем в даному випадку виступає в ролі розріджувача шлаку, тобто зростання концентрації глинозему в шлаку знижує концентрацію оксиду кальцію.

Аналогічним чином проявляється вплив підвищення концентрації (CaF_2). Але в тому і іншому випадку зі збільшенням концентрації в шлаку (CaF_2) і (Al_2O_3) знижується температура плавлення шлаку, тобто збільшується рідинна рухливість шлаку. Цей фактор покращує масоперенесення сірки в шлаку, що значно прискорює процес десульфурації.

В іншому розглянутому варіанті концентрація оксиду кальцію залишається постійною, а глинозем виступає в ролі замітника кремнезему. Дані розрахунку представлені в таблиці 17.

Таблиця 17 - Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при заміщенні кремнезему глиноземом в шлаку

Шлак	(CaO), %	(SiO ₂), %	(Al ₂ O ₃), %	Основність	Ls	[S] _p
1	50	27	23	1,9	78	0,0086
2	50	24	26	2,1	84	0,0082
3	50	21	29	2,4	90	0,0078
4	50	18	32	2,8	98	0,0074
5	50	15	35	3,3	107	0,0069
6	50	12	38	4,2	118	0,0065
7	50	9	41	5,6	131	0,0060
8	50	6	44	8,3	146	0,0055

9	50	3	47	16,7	164	0,0051
10	50	0	50	∞	186	0,0046

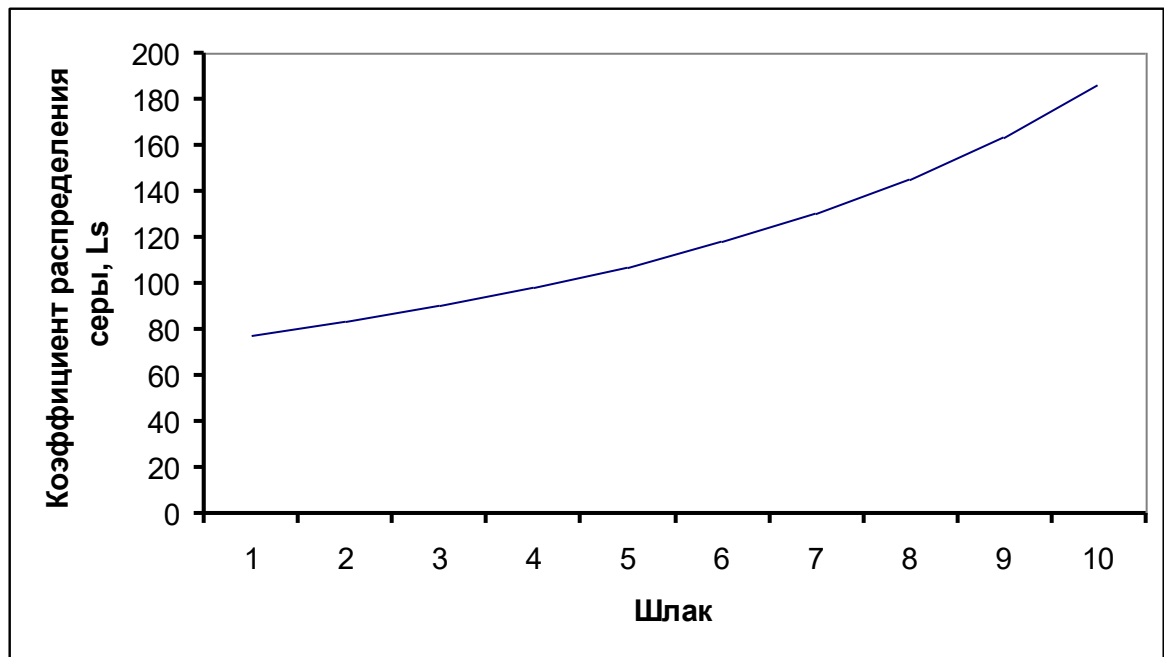


Рисунок 16 - Коефіцієнт розподілу сірки залежно від вмісту кремнезему і глинозему в шлаку.

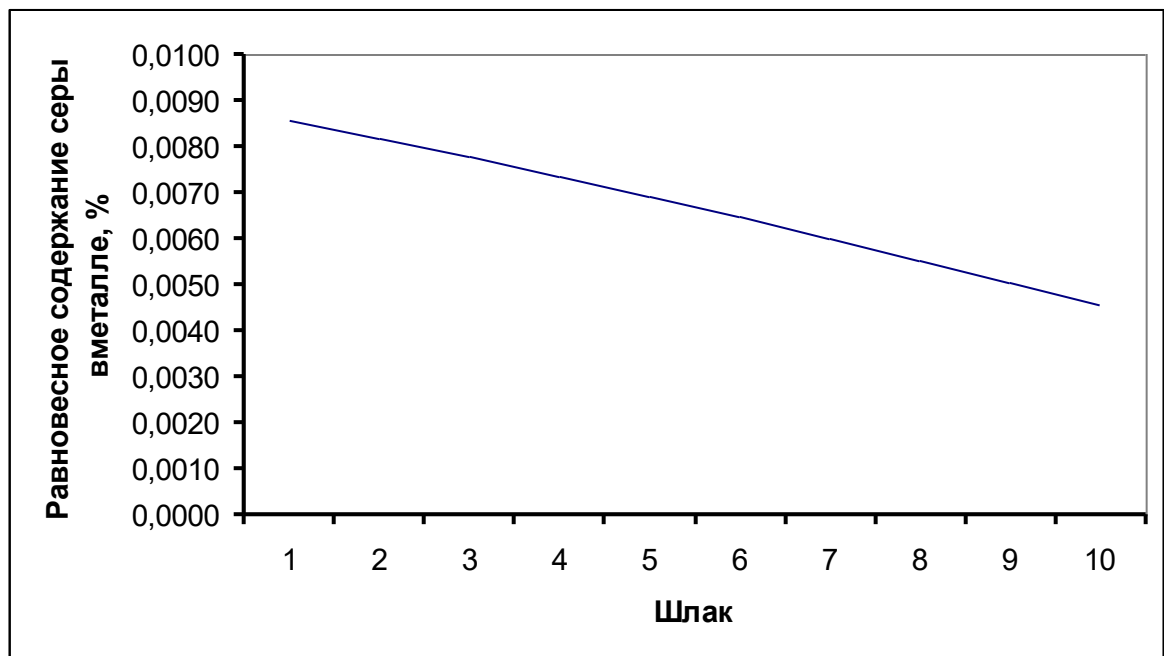


Рисунок 17 - Рівноважний вміст сірки в металі залежно від вмісту кремнезему і глинозему в шлаку.

На рисунках 16 і 17 представлено графічне зображення залежності від вмісту кремнезему і глинозему в шлаку.

Аналіз даних показує, що зменшення концентрації кремнезему призводить до підвищення основності шлаку, тим самим збільшується коефіцієнт розподілу сірки і рівноважна концентрація сірки в металі знижується.

У таблиці 18 представлені розрахункові дані, які показують вплив вмісту оксиду магнію в шлаку на коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності.

Таблиця 18 - Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різній концентрації оксиду магнію в шлаку

Шлак	Основність	(MgO), %	L_s	$[S]_p$
1	2	3	4	5
1	2,0	1	168	0,00497
2	2,0	2	168	0,00496

Продовження таблиці 18

1	2	3	4	5
3	2,0	3	169	0,00494
4	2,0	4	169	0,00493
5	2,0	5	170	0,00492
6	2,0	6	170	0,00491
7	2,0	7	171	0,00489
8	2,0	8	171	0,00488
9	2,0	9	172	0,00487
10	2,0	10	173	0,00486

На рисунках 18 і 19 представлено графічне зображення цієї залежності.

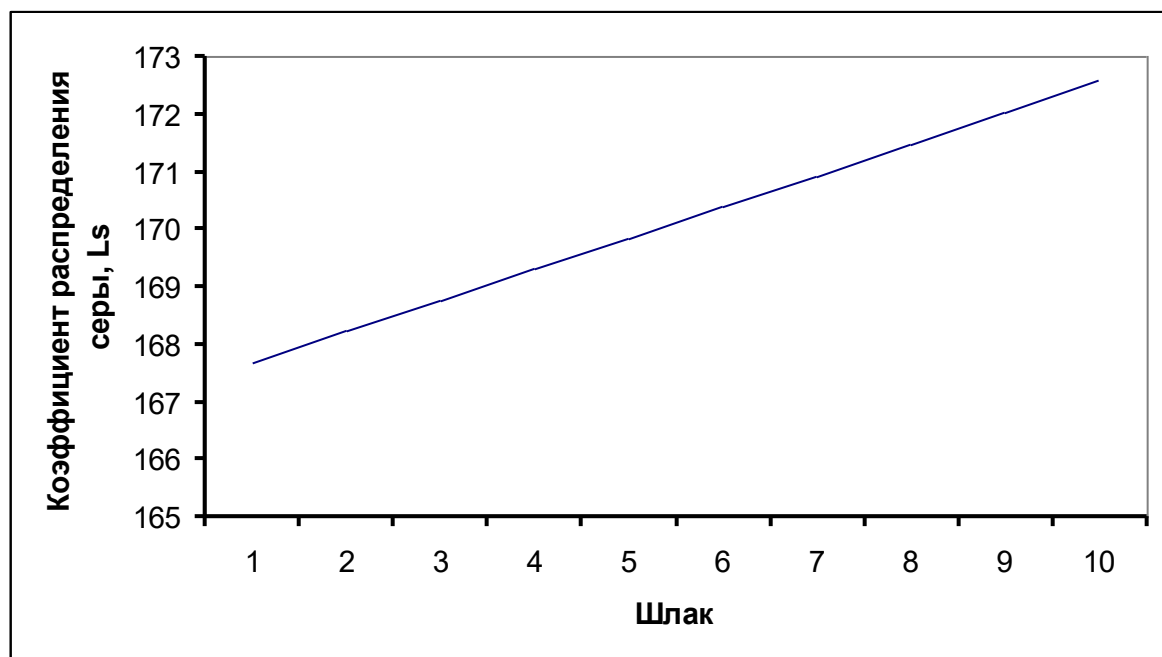


Рисунок 18 - Коефіцієнт розподілу сірки в залежності від вмісту оксиду магнію в шлаку.

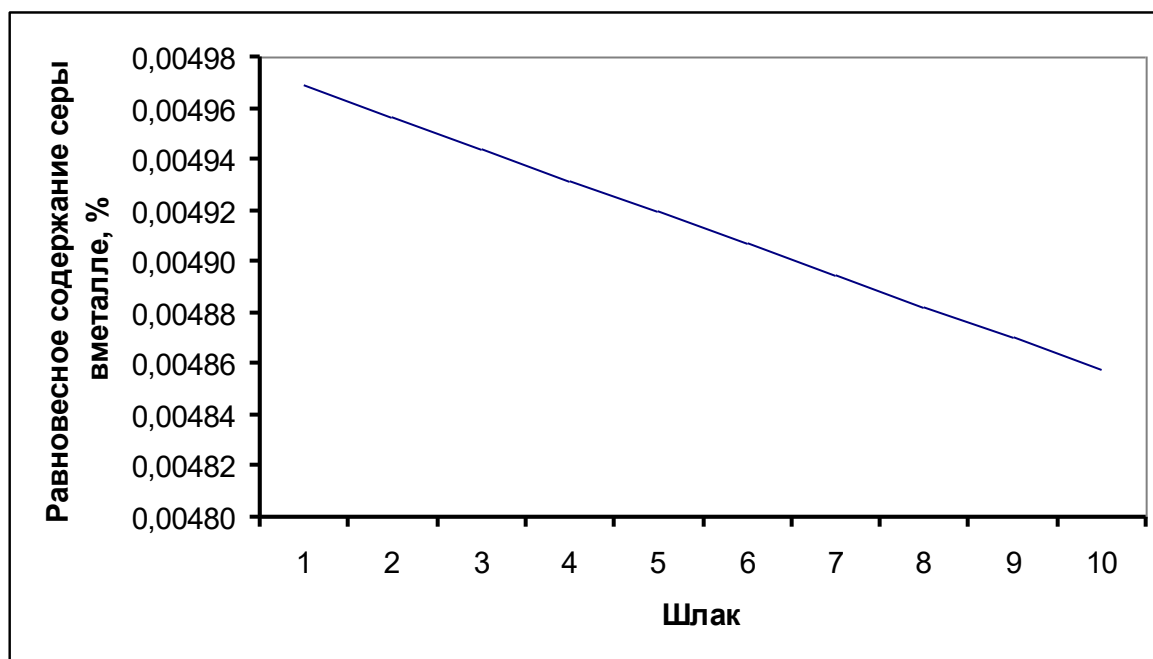


Рисунок 19 - Рівноважний вміст сірки в металі в залежності від вмісту оксиду магнію в шлаку.

Оксид магнію, що міститься в шлаку, є основним оксидом і сприяє підвищенню основності шлаку. Але з огляду на те, що MgO не бере участі в процесі десульфурації і з підвищенням концентрації MgO в шлаку підвищується температура його плавлення, збільшуючи в'язкість, вміст MgO повинен бути обмеженим і не перевищувати 8 %.

Дослідження, показують, що склад шлаків позапічної обробки має екстремальну залежність вмісту в них сірки від відношення основності ($B = CaO / SiO_2$) до вмісту оксиду алюмінію (рисунок 20). Найбільший вміст сірки в ковшовому шлаку відзначається при B / Al_2O_3 , відповідає насиченню оксидного розплаву CaO і забезпечує оптимальні умови десульфурації. Сіропоглинальна здатність шлаку знижується при зменшенні активності оксиду кальцію ($B / Al_2O_3 < 0,25$) або збільшується частка твердої фази ($B / Al_2O_3 > 0,35$), що негативно позначається на кінетиці протікання процесу десульфурації.

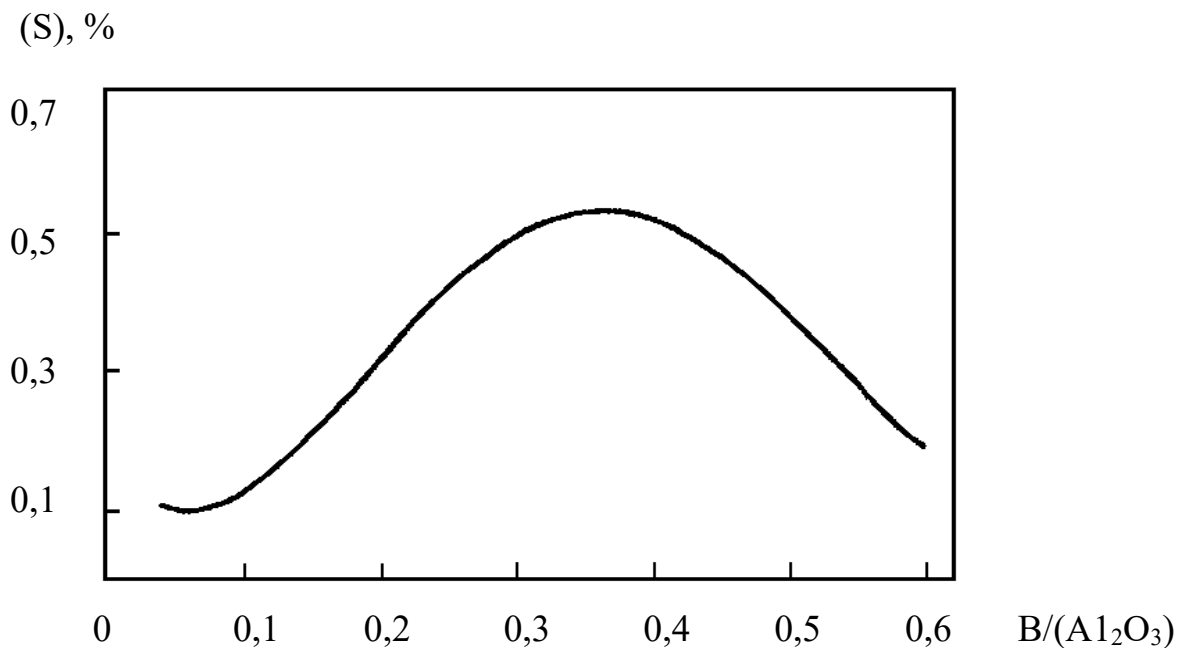


Рисунок 20 - Залежність вмісту сірки в шлаку від відношення B/Al_2O_3 .

Таким чином, сприятливими умовами рафінування ковшового розплаву є: основність шлаку в межах 4-5, відношення $B / Al_2O_3 = 0,25 - 0,35$. вміст оксидів заліза в шлаку не більше 1 %.

Для підтримки заданого значення відношення $B / Al_2O_3 = 0,30$, при основності шлаку 4,5, необхідно мати в шлаку 15 % Al_2O_3 . Недостатню кількість Al_2O_3 необхідно вводити в ковш разом зі шлакоутворювачами у вигляді корунду або бокситу.

На підставі наведених вище розрахунків можна визначити оптимальні параметри шлаку, склад якого наведено в таблиці 19.

Таблиця 19 - Оптимальний (1) і базовий (2) склад шлаку в ковші для позапічної десульфуратії на установці «ковш-піч»

Шлак	Склад шлаку, %						B	$B/(Al_2O_3)$	[Al]	L_s	[S] _p
	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MgO	CaF ₂					
1	58	14	12,5	0,5	3	11	4,1	0,33	0,04	1589	0,0007
2	57,7	18,6	9,5	1	5	8	3,1	0,32	0,025	616	0,0016

Дані таблиці 2.41 показують, що базовий склад шлаку відрізняється від оптимального більш низькою основністю. Цей показник у поєднанні з більш високим вмістом алюмінію в металі дозволяє в оптимальному складі шлаку підвищити коефіцієнт розподілу сірки в 2,5 рази. Для отримання шлаку оптимального складу потрібно довести базовий склад шлаку до оптимального шляхом введення в базовий шлак таких компонентів, як CaO, Al_2O_3 , CaF₂. Для розкислення металу і шлаку необхідно зробити добавку алюмінію, з розрахунку отримання в сталі верхньомарочного значення.

Не останню роль у процесі десульфурації відіграє температура, при якій протікає процес. У таблиці 20 наведено дані, що показують зміну коефіцієнта розподілу і рівноважної концентрації сірки в діапазоні температур від 1520 до 1610°C.

Таблиця 20 - Зміна коефіцієнта розподілу і рівноважна концентрація сірки в залежності від температури

Плавка	Температура, К	L_s	$[S]_p$
1	2	3	4
1	1793	983	0,00103
2	1803	1046	0,00097
3	1813	1112	0,00092
4	1823	1182	0,00087

Продовження таблиці 20

1	2	3	4
5	1833	1256	0,00082
6	1843	1333	0,00077
7	1853	1414	0,00073
8	1863	1499	0,00069
9	1873	1589	0,00065
10	1883	1682	0,00061

На рисунках 21 і 22 представлено графічне зображення цієї залежності.

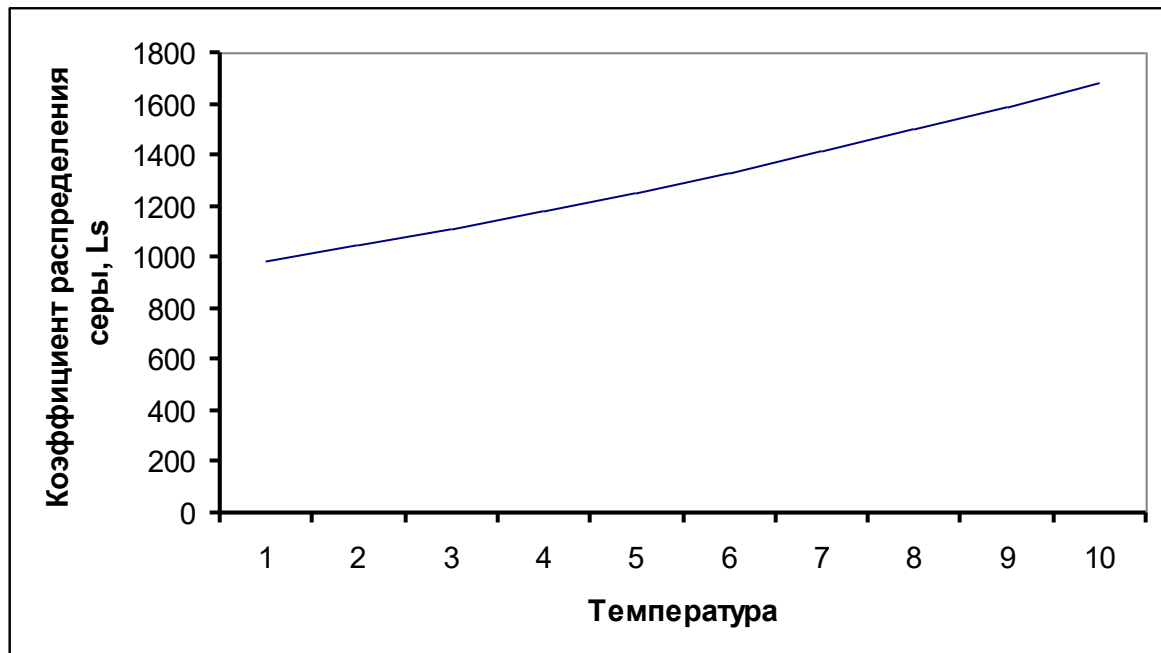


Рисунок 21 - Коефіцієнт розподілу сірки в залежності від температури.

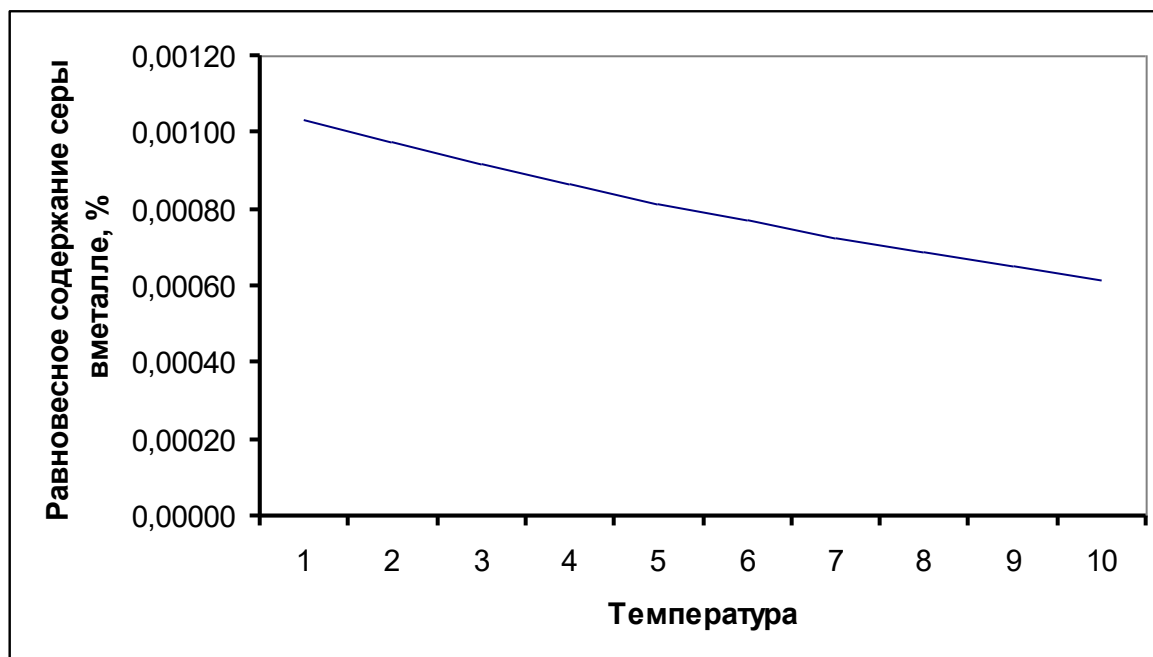


Рисунок 22 - Рівноважний вміст сірки в металі в залежності від температури.

Розрахунок температурної залежності показує, що підвищення температури створює сприятливі умови для протікання десульфурації. Цей фактор не тільки підвищує коефіцієнт розподілу сірки, але і збільшує рідинну рухливість шлаку.

Необхідно відзначити і те, що в зоні роботи електродуги шлак і метал нагріваються до температури понад 3000 °С, при цьому відбувається активне їх перемішування, тобто створюється зона, максимально сприятлива для десульфурації (таблиця 21).

Таблиця 21 - Коефіцієнт розподілу і рівноважна концентрація сірки при температурі 3000 °С (3273 К)

Температура, К	L_S	$[S]_p$
3273	159058	0,00001

З огляду на це, нагрівання металу під час проведення десульфурації слід проводити на знижених ступенях нагрівання, щоб якомога довше перебувати «під струмом», не перегріваючи при цьому метал. Інтенсивність продування металу інертним газом при цьому повинна бути максимально можливою.

Необхідно відзначити і те, що в процесі обробки металу не УКП відбувається вторинне окислення металу і шлаку атмосферним киснем. Це негативно позначається на процесі десульфурації сталі. Для запобігання цього необхідно проведення технічних заходів з герметизації зазору між ковшем і склепінням з метою усунення підсмоктування повітря. Цей захід дозволить не тільки поліпшити умови для десульфурації, але також уникнути азотування металу і знизити витрату розкислювачів.

2.3. Позапічна десульфурація сталі порошкоподібними матеріалами

Метою продувки металу порошкоподібними матеріалами (або вдування в метал порошкоподібних матеріалів) є забезпечення максимального контакту вдуваних твердих реагентів з металом, максимальної швидкості взаємодії реагентів з металом і високого ступеня використання вдуваних реагентів /33/.

В якості порошкоподібного матеріалу пропонується використовувати подрібнений синтетичний шлак, до складу якого входить 55 % CaO; 30 % Al₂O₃; 15 % CaF₂; 5 % SiO₂. Перевага цього шлаку полягає в наступному:

- максимально ефективний хімічний склад;
- низька температура плавлення шлаку, яка становить близько 1420 °С.

Перевага віддана синтетичному шлаку тому, що при виході з сопла фурми, частинка шлаку швидко розплавляється і починає реагувати з сіркою металу.

Якщо в якості порошкоподібного матеріалу використовувати шлакову суміш з вапна, шпату і оксиду алюмінію, що забезпечують той же склад, ефект буде набагато нижчим. При виході з сопла фурми такої суміші компоненти шлаку знаходяться у вигляді окремих частинок. Для початку процесу десульфурації необхідно, щоб ці частинки зустрілися і з'єдналися. Необхідно врахувати і те, що в чистому вигляді Al₂O₃ і CaO мають температуру плавлення понад 2000 °С. Розміри утворених крапель шлаку будуть набагато більшими, ніж у випадку вдування синтетичного шлаку. У зв'язку з цим, по-перше, зменшиться сумарна площа контакту шлак – метал, а по-друге, на ці краплі буде діяти виштовхуюча сила, пропорційна їх розмірам, витісняючи краплі з об'єму металу на поверхню. Таким чином, краплі синтетичного шлаку, що мають велику площу контакту шлак-метал і малий об'єм, здатні довше перебувати в об'ємі металу, тим самим збільшуючи ефект десульфурації. Не менш важливе значення має і те, що вапно, яке застосовується в металургії, має в своєму складі від 5 до 15 % CaCO₃. При нагріванні вапна відбувається подальший його випал з виділенням газу.



При «недопалі» 10 % з 100 кг вапна виділиться 2,24 м³ CO₂. Таким чином, вводячи вапно всередину об'єму металу, до об'єму транспортуючого газу додається ще й об'єм виділеного вуглекислого газу. Процес вдування вапна при цьому супроводжується виплесками металу і шлаку з ковша, що призводить до псування і виведення з ладу обладнання.

Вдування таких реагентів, як силікокальцій і алюмокальцій, має обмежений характер через те, що до їх складу входять алюміній і кремній, що обмежує кількість вдуваного реагенту. До того ж вони значно дорожчі, ніж синтетичний шлак.

Розрахунок десульфурації порошкоподібним синтетичним шлаком проводиться за методикою, що застосовується вище.

Вміст алюмінію в сталі перед процедурою вдування доводять до верхньомарочного значення (близько 0,045 %).

Коефіцієнт активності сірки залишається колишнім:

$$\lg f_S = 0,11 \cdot 0,12 + 0,063 \cdot 0,65 - 0,026 \cdot 0,75 + 0,29 \cdot 0,010 - 0,011 \cdot 0,25 - 0,0084 \cdot 0,1 - 0,072 \cdot 0,015 + 0,035 \cdot 0,035 = 0,034;$$

$$f_s = 1,082.$$

Активність розчиненого в металі кисню:

$$a_o = \sqrt[3]{\frac{1 \cdot 10^{-13,5}}{0,045^2}} = 0,00025;$$

$$\lg a_o = -3,602 .$$

Коефіцієнт розподілу сірки:

$$\lg L_s = 1,95 - \frac{8760}{1873} + 0,86 \cdot \frac{55 + 0,05 \cdot 0}{5 + 0,6 \cdot 30} + 3,602 + 0,034 = 2,966 ,$$

$$L_s = 925 .$$

Рівноважний вміст сірки в металі та шлаку (маса синтетичного шлаку 1 %) становитиме:

$$[S]_{равн} = \frac{0,023}{925 \cdot 1,082 \cdot 0,01 + 1} = 0,0021 \text{ \%}.$$

$$\eta = \frac{0,023 - 0,002}{0,023} \cdot 100\% = 91 \text{ \%}.$$

З результату розрахунку видно, що вдування в сталь синтетичного шлаку має дуже хороший ефект, незважаючи на те, що витрата шлаку знижена в 2 рази. Час проведення десульфурації при цьому залежить тільки від швидкості вдування порошку. Так, при швидкості вдування, що дорівнює 100 кг/хв, 1 т синтетичного шлаку буде введена за 10 хвилин. Таким чином, вдування в сталь порошкоподібного синтетичного шлаку дозволяє в значній мірі скоротити час десульфурації і дозволяє стабільно отримувати низький вміст сірки в сталі.

2.4 Технологія комплексного рафінування сталі від шкідливих домішок

Взявши за основу результати роботи, проведеної в пунктах 2.1, 2.2 і 2.3, пропонується об'єднати ці технології в комплекс.

Комплексне рафінування сталі від шкідливих домішок показано на рисунку 23 і полягає в наступному:

а) Випуск плавки з печі проводиться на окислений шлак.

б) Сталь обробляється порошкоподібним синтетичним «чорним» шлаком, шляхом його вдування в метал через спеціальну занурювальну фурму, з метою видалення з металу фосфору. Ця операція проводиться на установці стабілізації та доведення металу (УСДМ).

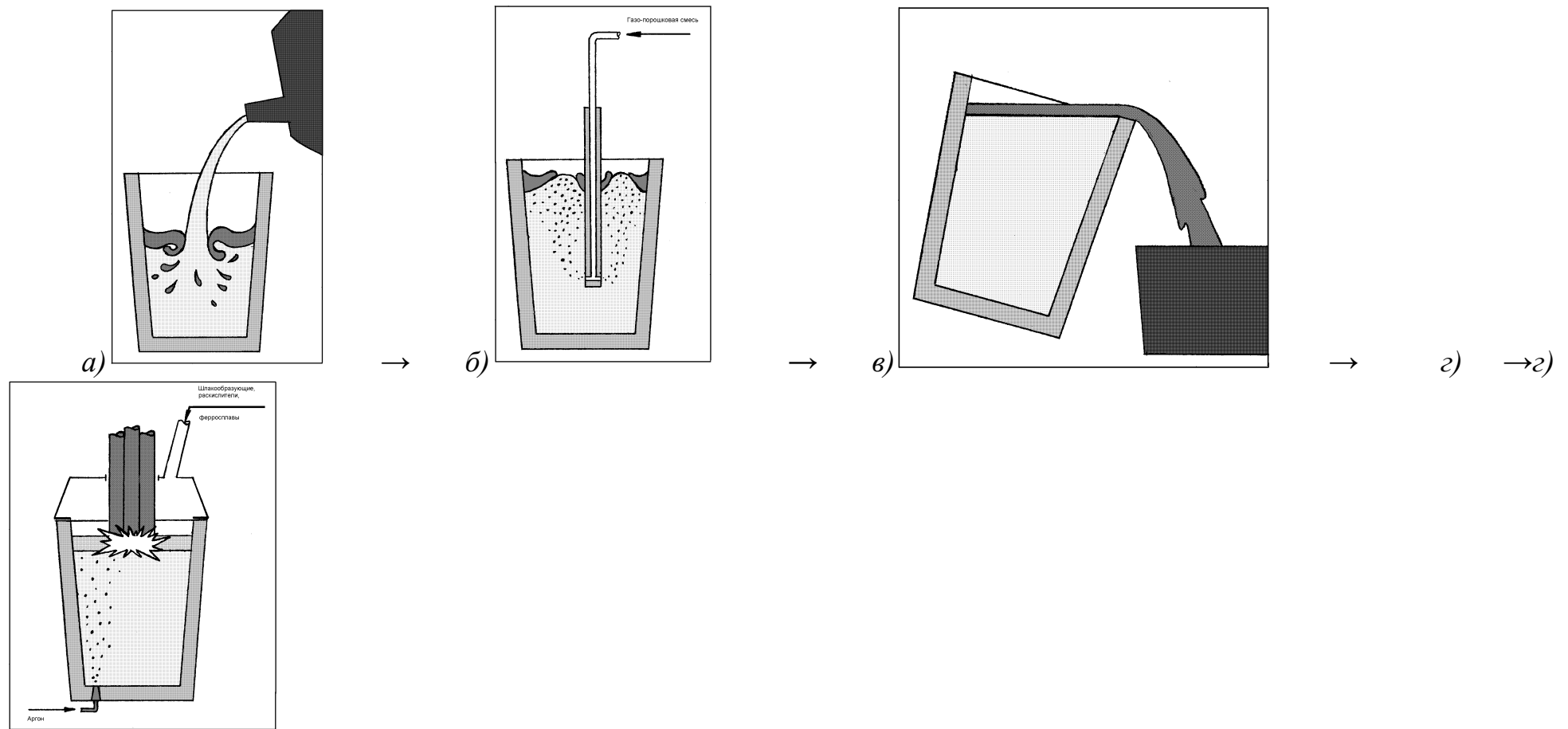
в) Наступним етапом технології є видалення окисленого шлаку з ковша шляхом зливу його через край ковша або на спеціальному стенді, з метою запобігання рефосфорації під час подальшої обробки.

г), д) Підігрів, доведення сталі за хімічним складом і обробка сталі порошкоподібним синтетичним «білим» шлаком, шляхом його вдування в метал через занурювальну фурму, з метою видалення з металу сірки, проводяться на УКП.

е) Після цих заходів підігріта на УКП сталь піддається обробці вакуумом на установці позапічного вакуумування, з метою видалення з сталі водню і азоту.

ж) При необхідності сталь повторно підігрівається на УКП.

Технологічна послідовність комплексного рафінування сталі



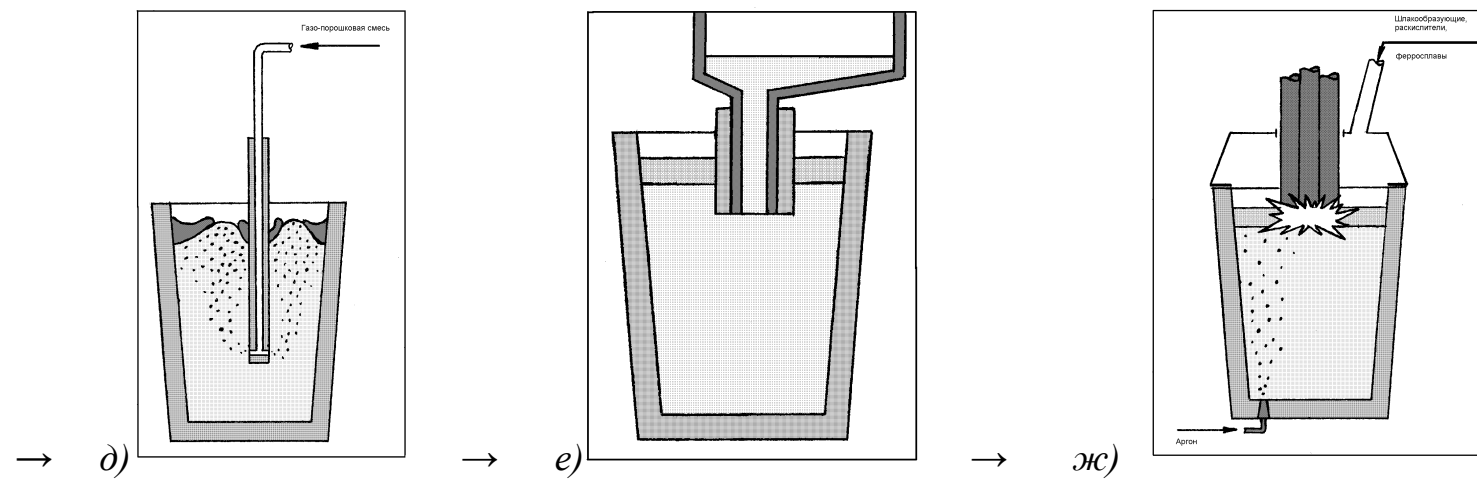


Рисунок 23

3. ОЦІНКА СТАНУ УМОВ ПРАЦІ І БЕЗПЕКИ ВИРОБНИЧИХ ПРОЦЕСІВ ПІСЛЯ ВПРОВАДЖЕННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ДОСЛІДЖЕНЬ

Позапічне рафінування, особливо із застосуванням установки «ківш–піч» (Kovsh-Pich, LF), є критично важливим етапом металургійного виробництва, що вимагає підвищеної уваги до умов безпеки через високі температури, активні хімічні процеси та електричні ризики.

Термічні опіки та вибухи – це найбільш поширені і небезпечні ризики при роботі з рідким металом та шлаком. Їхнє виникнення обумовлене фізичними властивостями розплавлених матеріалів та порушенням технологічної дисципліни.

Основною причиною вибухів є активна взаємодія рідкого металу або шлаку з водою (вологою), що призводить до явища, відомого як паровий вибух або фізичний вибух.

Недостатнє висушене обладнання, залишки води, вологи або іржі на футеровці ковшів, ливарних форм, виливниць або жолобів при контакті з розплавом відбувається миттєве випаровування вологи.

Волога або лід у шихтових матеріалах (металобрухт, феросплави, флюси, вапно) при їхньому введенні в розплав також можуть бути причиною вибухів.

Прорив води з елементів охолодження печей або машин безперервного лиття, що призводить до контакту з розплавом.

Механізм парового вибуху наступний. При контакті рідкого металу ($\approx 1500^{\circ}\text{C}$) з водою, вода миттєво переходить у газоподібний стан. Об'єм пари в 1700 разів більший за об'єм рідкої води. Це надшвидке розширення створює ударну хвилю і призводить до викиду (розбризування) великої кількості розплаву, що супроводжується сильним гідродинамічним ударом.

Термічні опіки виникають унаслідок прямого контакту, викидів, а також інтенсивного теплового випромінювання.

Паровий вибух, як зазначено вище – найчастіша причина великих та множинних опіків.

Активне кипіння металу або шлаку відбувається при інтенсивних хімічних реакціях (наприклад, розкислення алюмінієм, продувка інертними газами, взаємодія з каталізаторами), що призводить до викидів крапель розплаву.

Переповнення ковшів або форм спричиняє розлив металу через край при неточному дозуванні або нерівному транспортуванні.

Прогари футеровки, які спостерігаються при руйнуванні або зношенні футеровки ковша чи печі, призводять до прориву (випливу) рідкого металу або шлаку і, як наслідок – термічні опіки у працівників.

Також причиною опіків на дільниці рафінування може бути дотик персоналу до розпечених стінок ковшів, ливарних форм, жолобів або елементів печей, контакт із розплавленим металом або шлаком, що розлився на робочу площадку.

Надмірна дія інфрачервоного випромінювання від відкритого дзеркала металу, особливо під час заливки, розливу або при роботі біля електричної дуги (наприклад, на установці «ківш–піч»). Це може спричинити опіки відкритих ділянок шкіри або теплові удари при недостатньому захисті.

Хоча шлак має меншу температуру, ніж метал, він часто має високу теплоємність і липкість, що призводить до глибоких та складних опіків при потраплянні на шкіру.

Таким чином, безпека роботи з розплавами залежить від суворого контролю вологості, цілісності вогнетривкої футеровки та постійного використання відповідних засобів індивідуального захисту (ЗІЗ).

Контроль вологи – це ключовий фактор безпеки. Найбільша небезпека — вибух, спричинений контактом рідкого металу або шлаку з водою вологою.

Правила безпеки у сталеплавильному виробництві передбачають суворий контроль вологості всіх шихтових матеріалів (феросплавів, флюсів, рафінуючих сумішей) та повне просушування футеровки ковша перед заливкою металу.

Футеровка має забезпечувати герметичність і теплостійкість. Регулярний контроль стану футеровки та дна ковша дозволяє запобігти прогари та прориви металу чи шлаку.

Викиди металу та шлаку виникають при швидкому введенні холодної шихти, взаємодії металу з каталізаторами (при кипінні) або при недостатній глибині шлакового шару.

Для попередження викидів металу і шлаку забезпечують додатковий шлаковий шар для ізоляції та приглушення викидів, а також поступове, контрольоване введення шихти.

Установка «ківш–піч» передбачає нагрівання металу за допомогою графітових електродів. Небезпека ураження струмом походить від високої напруги (до 1000 В) та великих струмів (до 30 000 А).

Електробезпека персоналу забезпечується надійною системою електричних блокувань та заземлення при обслуговуванні обладнання та електродів, використаннім ізолюючих настилів та платформ у зоні печі.

Для захисту від інтенсивного випромінювання електричної дуги використовують спеціальні світлофільтри та захисні щитки.

Наявність потужних трансформаторів та струмопроводів створює значне електромагнітне поле. Захист від електромагнітних випромінювань забезпечується організацією суворого контролю інтенсивності електромагнітного поля на робочих місцях згідно з санітарними нормами.

Процес рафінування супроводжується інтенсивним виділенням токсичних газів (CO, HF) і дрібнодисперсного пилу (Al_2O_3 , MnO, SiO_2).

CO (оксид вуглецю) є отруйним і виділяється при розкисленні, вигоранні вуглецю та активному перемішуванні.

HF (фтористий водень) є їдким та токсичним і виділяється при використанні плавикового шпату у складі шлаку.

Металургійний дим (аерозолі) складається з дрібнодисперсного пилу оксидів (наприклад, Al_2O_3 , MnO, SiO_2).

Для оздоровлення повітря на ділянці рафінування металу необхідно обов'язкова наявність потужних відсмоктувачів (витяжних зонтів) над ковшем для максимального відсмоктування продуктів реакції.

У робочій зоні на ділянці рафінування необхідно організовувати постійний моніторинг гранично допустимих концентрацій токсичних газів та аерозолів.

Персонал повинен бути забезпечений жаростійким спецодягом та спецвзуттям для захисту від термічних опіків, захисними касками та світлозахисними щитками (для захисту від дуги та викидів), а також респіраторами з відповідними фільтрами (протиаерозольні РЗ та протигазові А, Е, В).

Безпека праці обслуговуючого персоналу забезпечує автоматизація та дистанційне керування технологічними процесами. Це дозволяє максимально віддалити місце роботи оператора від зони прямої небезпеки під час завантаження шихти, продування, включення дуги.

На дільниці рафінування має бути передбачено протиаварійні заходи: наявність аварійних душових та фонтанчиків для швидкого промивання очей та шкіри від хімічних опіків (шлак, вапно, флюси).

Таким чином, безпека позапічного рафінування залежить від комплексного підходу, що поєднує технічний контроль (футеровка, електрика), хімічний контроль (вологість шихти, склад газів) та суворе дотримання правил охорони праці.

При продувці металу аргонном (для перемішування) існує ризик асфіксії (задухи) в обмежених просторах через витіснення кисню.

Аргон (Ar) — це інертний (благородний) газ, який широко використовується у металургії (для продування та рафінування сталі, особливо в установках «ківш–піч»), а також у зварюванні (як захисний газ). Хоча аргон не є токсичним чи вибухонебезпечним, його основна небезпека полягає у загрозі асфіксії (задухи).

Аргон є важчим за повітря (приблизно в 1,4 раза). У разі витоку він накопичується у нижніх зонах робочої зони, підлозі, ямах, тунелях, витісняючи кисень та створюючи небезпечну для життя атмосферу.

Всі приміщення, де використовуються або зберігаються великі обсяги аргону, повинні бути обладнані постійними газоаналізаторами або сигналізаторами для контролю вмісту кисню у повітрі.

Необхідна ефективна припливно-витяжна вентиляція, причому витяжка повинна бути організована переважно з нижніх зон приміщення, де може накопичуватися аргон.

Робота в обмежених просторах (ковші, резервуари, траншеї), де використовувався аргон, вимагає обов'язкового попереднього аналізу повітря на вміст кисню та вентиляції перед допуском персоналу.

Аргон зазвичай зберігається у стисненому стані в балонах (сріблястого кольору з зеленим або сірим маркуванням).

Балони мають проходити регулярний технічний огляд та маркування.

Зберігати балони слід у спеціально відведених місцях, захищених від прямих сонячних променів, опалювальних приладів та інших джерел тепла. Перегрів може спричинити підвищення тиску та вибух балона.

Балони слід зберігати та транспортувати у вертикальному положенні та надійно закріпленими для запобігання падінню, ударам та пошкодженню вентиля.

Вентилі балонів повинні бути захищені захисними ковпаками під час зберігання та транспортування.

Не допускається потрапляння масла, жиру чи інших органічних речовин на вентиль та редуктор, оскільки це може призвести до займання (хоча аргон інертний, ця вимога є стандартною для більшовок газів під високим тиском).

Для підключення балонів до системи слід використовувати тільки справні та атестовані газові редуктори, призначені для відповідного тиску та газу. Необхідно регулярно перевіряти систему на витік газу (наприклад, за допомогою мильного розчину).

При використанні балонів з аргоном не допускається повного спорожнення балонів. Залишковий тиск у балоні повинен становити не менше 0,05 МПа (0,5 кгс/см²), щоб запобігти потраплянню повітря або вологи всередину.

При підключенні нового балона необхідно короткочасно продутити вентиль перед встановленням редуктора, щоб видалити пил та бруд.

4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Розроблені в даній роботі технологічні пропозиції з видалення шкідливих домішок забезпечують можливість виготовлення сталей з високими якісними показниками. Відомо, що якість впливає на чинники, що дають можливість виробнику збільшити обсяг реалізації, ціну збуту і відповідно покращити свій фінансовий стан шляхом отримання більшої величини прибутку. Розглянемо як саме якість впливає на діяльність підприємства.

Сучасні підприємства постійно намагаються створювати унікальну продукцію за своїми якісними показниками. Проте, забезпечити серійне виробництво високоякісної продукції, поставити її «на потік» вони, як правило, достатньо складно. Справа у тім, що практично на жодному підприємстві не використовуються статистичні методи управління виробничими процесами, а без цього неможливо забезпечити технологічну точність сучасного серійного виробництва з низькими витратами, звільнитися від того, щоб технологічний процес не демонстрував несподіваних «сюрпризів» з якістю виготовленої продукції.

Інвестуючи кошти у якість та запобігання ризикам дефектів та невідповідностей, можна зменшити витрати на контроль та певні аспекти витрат на виправлення дефектів. Так як чим менше дефектів, тим менша кількість операцій з їх усунення і відповідно меншим є обсяг не раціонального виробництва. В результаті зменшується собівартість продукції.

Завдання забезпечення високої якості продукції слід вирішувати на початковому етапі її створення, використовуючи сучасні підходи до технологічної дисципліни праці та практику розробки продукції. На практиці використовуються такі методи, що реалізують принцип запобігання помилкам, такі як:

- аналіз видів та наслідків можливих відмов від використання продукції в наступних етапах її переробки;
- перспективне планування якості продукції;
- процес координації елементів виробництва для забезпечення якості.

При використанні цих методів скорочується цикл розробки та підготовки виробництва, прискорюється процес запуску серійного виробництва та покращується якість продукції.

Для забезпечення високої якості продукції важливо використовувати сучасний підхід розробки технологій, регулярно використовувати сучасні статистичні методи управління виробничими процесами, вживати заходів щодо оновлення застарілої виробничої бази, відновлення інфраструктури, зупинення відтоку висококваліфікованого персоналу та постійно працювати над підвищенням результативності функціонування системи управління якістю. Саме ця система є умовою для стабільного виробництва якісної продукції.

Система якості без економічних механізмів забезпечення та покращення показників якості продукції не може бути ефективною, оскільки забезпечити конкурентоспроможність виробництва лише організаційними заходами неможливо.

Так як метою підприємства в ринковій економіці є отримання прибутку, тому структура управління організацією повинна чітко відображати взаємозалежність «якість-прибуток». Якщо розглядати вплив якості на ефективність виробництва, а відтак і прибутковість підприємства, то цей процес може відбуватися у двох напрямках:

- покращення якості продукції призводить до збільшення виручки (доходу) та прибутку при постійних витрат завдяки розширенню продажів та збільшенню обсягу продажів;
- збільшення прибутку можливе завдяки зниженню витрат на виробництво при постійному доході.

Загалом, якісна продукція повинна відповідати таким вимогам:

-
- задовольняти потребам та вимогам замовника;
 - відповідати чітко визначеним цілям призначення при використанні;
 - бути економічно вигідною для виробника;
 - відповідати чинним стандартам та технічним умовам;
 - дотримуватися вимог охорони навколишнього середовища;
 - мати конкурентну ціну.

Для визначення економічної ефективності від підвищення якості продукції необхідно враховувати наступне:

1) для підвищення якості продукції на підприємстві необхідні додаткові поточні та одноразові витрати;

2) економічний вплив покращення якості виробництва в першу чергу відображається не у виробника, а у його споживача;

3) важливо враховувати економію, досягнуту завдяки зменшенню відходів;

4) покращуючи якість продукції, підприємство отримує економічні вигоди від: збільшення обсягів виробництва та реалізації продукції, підвищення цін реалізації, збільшення реалізації, зменшення браку продукції.

Але необхідно додати, що впровадження будь яких змін завжди пов'язано з ризиками. Ризик неотримання доходу, очікуваного від технологічних змін може бути обумовлено технічними, технологічними та організаційними рішеннями, або навіть непередбачуваними (наприклад, зрив договорів на збут) чи випадковими змінами

рівнів виробництва та цін на ресурси. Типи ризиків та їх вплив на ефективність впровадження змін у виробництві продукції представлено в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Коригування на ризик можливого неотримання доходів від реалізації технологічного рішення

Рівень ризику	Мета технологічного рішення	Ризик, %
низький	Інтенсифікація виробництва продукції з використанням наявної техніко-технологічної бази	3-5
середній	Збільшення обсягів виробництва та продажу продукції, що вже випускалася	8-10
високий	Виробництво і просування на ринок нового виду продукції	13-15
дуже високий	Інноваційний розвиток підприємства з високими інвестиціями	18-20

Алгоритм же прийняття рішень з використанням порівняльних показників ефективності показано на рис. 4.1.

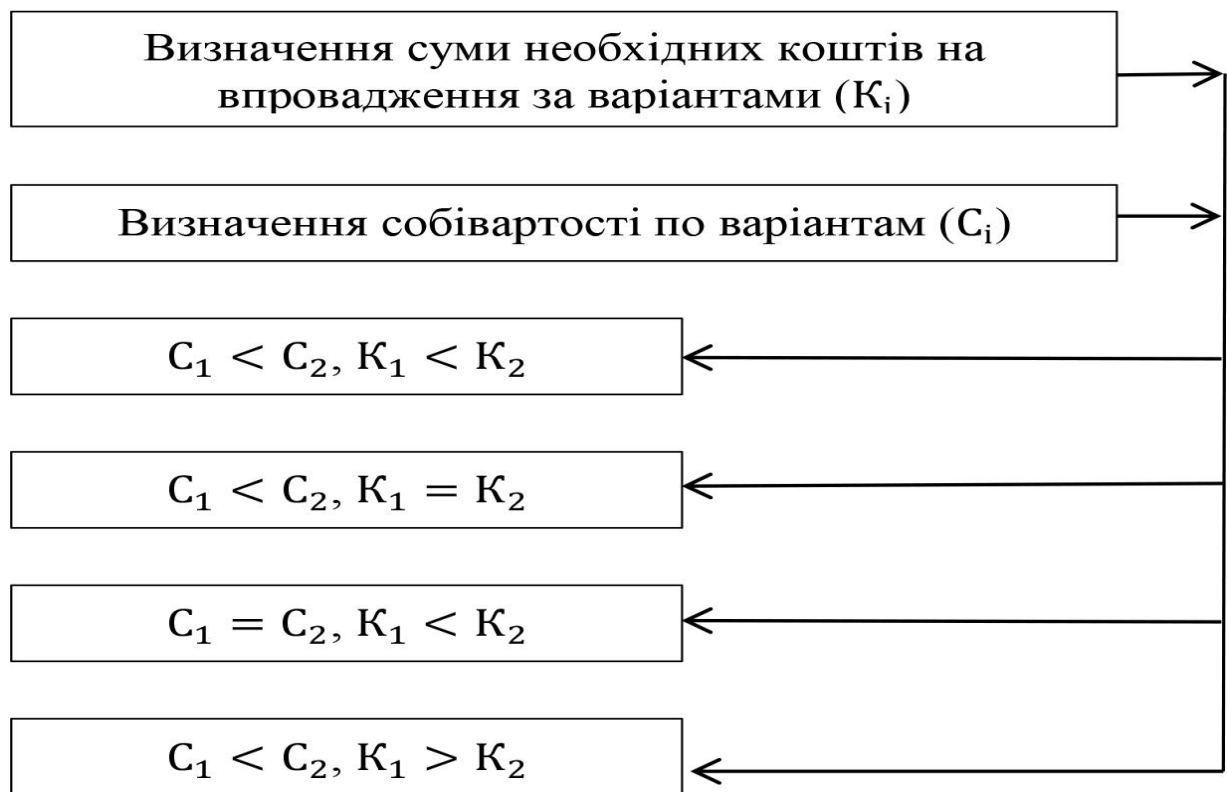


Рис. 4.1 – Алгоритм вибору економічного варіанту з використанням порівняльних показників ефективності

Так як наші пропозиції пов'язані з впливом на металевий розплав в агрегатах позапічної обробки сталі з метою отримання в сталі наднизького вмісту шкідливих

домішок, капітальні витрати передбачені на ущільнення склепіння УКП. Їх рівень становитиме в середньому

$$K = 250 \text{ грн./т.}$$

Порівняння собівартості сталі з використанням запропонованої технології проводили на прикладі виробництва сталі 15ХСНДА. У табл. 4.2 представлена базова калькуляція собівартості сталі, що випускається в електросталеплавильному цеху.

Таблиця 4.2 – Визначення собівартості 1 т сталі 15ХСНДА виготовленої за базовою технологією

Статті витрат	Ціна, грн./од	Кількість, т/т	Сума, грн./т
СИРОВИНА ТА ОСНОВНІ МАТЕРІАЛИ, т			
Чавун чушковий	2011	0,100	201,1
Брухт	469	1,174	550,6
Алюміній чушковий	19825	0,0019	37,7
Феротитан 20	7085	0,001	7,1
Феросиліцій 65	8189	0,013	106,5
Ферохром 025	13781	0,006	82,7
Феромарганець	10709	0,009	96,4
Нікель	129850	0,002	259,7
Фероніобій	224035	0,0001	22,4
Разом сировини та основних матеріалів		1,307	1364,2
Відходи (-), т			
Обрізки технологічні	318	0,0209	6,6
Скрап	266	0,0174	4,6
Угар	-	0,1067	-
Брак (-), т	305	0,052	15,9
Разом відходів і браку		0,197	27,1
Задано за вирахуванням відходів і браку		1,110	1337,1
Додаткові матеріали			
Агломерат	1279	0,0008	95,7
Вапно	450	0,074	33,3
Плавиловий шпат	2751	0,0038	10,5
Окатиші	1816	0,0236	42,9
Коксовий дріб'язок	1006	0,0075	7,5
Магнезитовий порошок	1758	0,015	26,4
Силікокальцій	6435	0,0002	1,3
Разом з урахуванням додаткових витрат		-	1554,7
Витрати на переробку			

Газ природний, тис. м ³	8500	0,0311	2643,5
Електроди, т	43956	0,0067	294,5
Ел-енергія, кВт-год	12	50,6598	607,9
Пара, ГДж	40	0,1619	6,5
Вода оборотна, тис.м	35	0,0633	2,2
Стиснене повітря, тис.м	45	0,2607	11,7
Аргон, м ³	5674	0,0017	9,6
Кисень, м ³	2226	0,0102	22,7
Разом енерговитрат			3598,6
Фонд оплати праці, грн.			145,2
Єдиний соціальний внесок			31,9
Утримання устаткування			152,8
Ремонтний фонд			115,7
Амортизація			27,1
Внутрішньозаводські переміщення			19,4
Інші витрати			8,9
Загальнозаводські витрати			317,0
Виробнича собівартість			5971,3

Час обробки сталі на одній «печі-ковші» синхронізовано з виплавною сталі в одній ДСП.

Номінальний час (T_n) визначається відніманням з календарного простоїв на холодних ремонтах

$$T_n = T_k - \sum T_{xp} \quad (4.1)$$

де T_k – календарний час роботи, діб;

$\sum T_{xp}$ – простої на холодних ремонтах, діб.

У табл. 4.3 наведено технічний звіт роботи ДСП №1.

Таблиця 4.3 – Дані з технічного звіту роботи ДСП №1

Показник	Величина
Капітальний ремонт, діб	4,2
Холодні простої, діб	10,5

Тоді використовуючи інформацію наведену в табл. 4.3 розраховували номінальний час за формулою 4.1

$$T_n = 365 - 4,2 - 10,5 = 350,3 \text{ доби}$$

що становить 8407,2 год./рік.

Фактичний час роботи (T_f) визначається:

$$T_{\phi} = 0,92 \times T_{\text{н}} \quad (4.2)$$

$$T_{\phi} = 0,92 \times 350,3 = 322,3 \text{ доби або } 7734,6 \text{ год./рік.}$$

З використанням вдосконаленої кришки «під-ковша» витрата розкислювача, тобто алюмінію, знижується з 0,0019 до 0,0015 т/т. Витрата феротитану знижується з 0,0010 до 0,0008 т/т.

Розрахунок калькуляції собівартості для виробництва сталі тієї ж марки, але за вдосконаленою технологією, представлений у таблиці 4.4, проводився виходячи з перерахованих вище заходів щодо економії алюмінію і феротитану.

Таблиця 4.4 – Розрахункова собівартість сталі 15ХСНДА виготовленої за запропонованою технологією

Статті витрат	Ціна, грн./од	Кількість, т/т	Сума, грн./т
Сировина та основні матеріали, т			
Чавун чушковий	2011	0,100	201,1
Брухт	469	1,174	550,6
Алюміній чушковий	19825	0,0015	29,7
Феротитан 20	7085	0,0008	5,7
Феросиліцій 65	8189	0,013	106,5
Ферохром 025	13781	0,006	82,7
Феромарганець	10709	0,009	96,4
Нікель	129850	0,002	259,7
Фероніобій	224035	0,0001	22,4035
Разом феросплавів		0,0330	604,4
Разом сировини та основних матеріалів		1,2070	1354,8
Разом відходів і браку (-)			27,1
Додаткові матеріали			217,6
Витрати на переробку			3598,6
Інші витрати враховані в попередній калькуляції			818,0
Виробнича собівартість			5961,9

Таким чином за рахунок зміни собівартості економія на кожній 1 т сталі становитиме

$$E = 5961,9 - 5971,3 = 9,4 \text{ грн./т}$$

Також впровадження технології дозволить збільшити на 30-50% механічні властивості готового металу. Тобто якість продукції за експлуатаційними характеристиками покращується. Відповідно ціна сталі може бути збільшено. Якщо середньо ринкова ціна більша на собівартість на 25% (достатня рентабельність

виробництва), то початкову ціну приймаємо на рівні

$$Ц = 1,25 \times 5971,3 = 7464,1 \text{ грн./т,}$$

а ціна сталі з покращеними механічними властивостями на 5% вища

$$\begin{aligned} Ц' &= 7464,1 \times 1,05 = 7837,3 \text{ грн./т} \\ \Delta Ц &= 7837,3 - 7464,1 = 373,2 \text{ грн./т} \end{aligned}$$

То ж враховуючи зміни підприємство при впроваджуючи запропоновану технологію може додатково отримати

$$Еф = 9,4 + 373,2 = 382,6 \text{ грн./т}$$

Порівняння питомих капітальних витрат з цим показником дозволить визначити термін окупності на заходи по ущільненню склепіння УКП:

$$T_{ок} = \frac{382,6}{250} = 1,53 \text{ роки.}$$

Величина питомої економічної ефективності при виробництва сталі покращеної якості в 382,6 грн./т та невисокий термін окупності витрат на підготовку технології в 1,53 року повністю підтверджує її доцільність.

ВИСНОВКИ

1. Конкурентоспроможність металу на внутрішньому та зовнішньому ринку металопродукції багато в чому визначається експлуатаційними властивостями (межа плинності, межа міцності, відносне подовження при робочих температурах і тисках, достатня в'язкість і стійкість до крихкого руйнування, а також зварюваність в польових умовах) трубних і конструкційних марок сталі, які, як показали результати аналізу металознавчих досліджень, залежать головним чином від рівня вмісту шкідливих домішок ($[O] \leq 20 \text{ ppm}$, $[N] \leq 50 \text{ ppm}$, $[P] \leq 50 \text{ ppm}$, $[S] \leq 20 \text{ ppm}$).

2. Для отримання в металі ультранизких вмістів шкідливих домішок менше 150 - 200 ppm, була розроблена комплексна технологія глибокого рафінування металевого розплаву в позапічних агрегатах, включаючи установку «ковш-піч».

3. Результати фізико-хімічного аналізу рафінуючих властивостей шлаків різного складу дозволили визначити їх сорбційні характеристики по відношенню до фосфору і сірки, при регульованому рівні окислюваності системи. При цьому ступінь одночасного рафінування сталі від азоту і сірки може досягати $R(P) = 93 \%$, $R(S) = 91 \%$ (при витраті суміші 10 кг/т).

4. Для здійснення даної технології було запропоновано ущільнити склепіння УКП, проводити вдування порошкоподібних синтетичних шлаків і проводити вакуумну обробку сталі.