

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНИ

Кафедра металургії
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

Бакалавр
(рівень вищої освіти)

на тему Проект електросталеплавильного цеху
з виплавки корозійностійких сталей
потужністю 60 тис. тонн на рік

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-с
спеціальності 136 Металургія
(код і назва спеціальності)
освітньої програми Металургія
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

Синицин Сергій Олександрович
(ініціали та прізвище)

Керівник зав. каф., к.т.н., доц. Кириченко О.Т.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., к.т.н., доц. Бережна О.Р.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНІ

Кафедра металургії

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

Бакалавр

(рівень вищої освіти)

на тему Проект електросталеплавильного цеху
з виплавки корозійостійких сталей
потужністю 60 тис. тонн на рік

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-с
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

Синицин Сергій Олександрович

(ініціалі та прізвище)

Керівник зав. каф., к.т.н. доц. Кириченко О.Т.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціалі)

Рецензент доц., к.т.н. доц. Березна О.Р.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціалі)

Запоріжжя

2022

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна записка	доц. Киріженко		
2 Опис та розрахунок основних параметрів сд пегі	доц. Киріженко		
3 Розрахунок шесті та мат. балансу сталі марки 12Х13	доц. Киріженко		
4 Технологічна записка	доц. Киріженко		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ. Реферат.		
2	1 Загальна записка		
3	2 Опис та розрахунок основних параметрів сд пегі		
4	3 Розрахунок шесті та матеріального балансу сталі марки 12Х13		
5	4 Технологічна записка		
6	Графічна записка		

Студент _____

(підпис)

С. А. Сермун

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) _____

(підпис)

О.Г. Киріженко

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____

(підпис)

О.Г. Киріженко

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 76 с., 11 табл., 5 рис., 12 джерел.

СТАЛЬ, БРУХТ, ЦЕХ, ДУГОВА ПІЧ, ШИХТА, ЛЕГУВАННЯ, НАПІВПРОДУКТ, РОЗЛИВКА

Тема роботи: Проект електросталеплавильного цеху з виплавки корозійностійких сталей потужністю 60 тис. тонн на рік.

Мета роботи – проектування електросталеплавильного цеху продуктивністю 60 тис. тонн нержавіючої корозійностійкої сталі марки 12Х13, що передбачає використання конвертера ГКР.

У загальній частині приведено обґрунтування проекту, розрахунок необхідної кількості основного і допоміжного обладнання та його розміщення в цеху. Наводиться опис головної будівлі цеху.

У розділі «Опис та розрахунок основних параметрів електродугової печі» розглянуто Опис дугової сталеплавильної печі ДСП-50 Технічна характеристика печі Визначення основних параметрів печі

У розділі «Розрахунок шихти та матеріального балансу сталі марки 12Х13» розглянуто основні розрахунки шихти сталі марки 12Х13.

У розділі «Технологічна частина» розглянуто призначення спеціальних сталей, сфера застосування і вимоги, що пред'являються до них; вплив легуючих елементів на властивості сталі; огляд існуючих способів виробництва сталі марки 12Х13; характеристика досягнень в області позапічної обробки сталі; вибір та обґрунтування технології доведення сталі 12Х13; вибір і опис обладнання для доведення сталі марки 12Х13; технологія виплавки корозійностійких сталей методом газокисневого рафінування; вдосконалення технології виплавки нержавіючої сталі методом ГКР.

Запропоновані технологічні рішення переозброєння рекомендуються для дослідно-промислових випробувань в електросталеплавильних цехах України.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	10
1.1. Обґрунтування доцільності будівництва проектного цеху.....	10
1.2. Вибір сортаменту марок сталі, що планується виплавляти у проектованому цеху.....	11
1.3. Визначення кількості та місткості печей.....	12
1.4 Розрахунок основного устаткування головної будівлі цеху.....	15
1.4.1 Розрахунок кількості УПК.....	15
1.4.2 Розрахунок кількості вакууматорів.....	15
1.4.3 Розрахунок кранів у цеху і їх вантажопідйомності.....	16
1.4.4 Розрахунок кількості ковшів.....	17
1.5 Опис МБЛЗ.....	18
1.6 Розрахунок МБЛЗ вертикального типу.....	20
1.7 Опис головної будівлі електросталеплавильного цеху.....	23
1.7.1. План електросталеплавильного цеху.....	24
1.7.2 Організація основних робіт в ЕСПЦ.....	25
1.8 Перспективні рішення для проектного цеху.....	28
2 ОПИС ТА РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ЕЛЕКТРОДУГОВОЇ ПЕЧІ.....	30
2.1 Опис дугової сталеплавильної печі ДСП-50.....	31
2.2 Технічна характеристика печі.....	37
2.3 Визначення основних параметрів печі.....	39
3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ СТАЛІ МАРКИ 12Х13.....	44
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	53
4.1 Призначення спеціальних сталей, сфера застосування і вимоги, що пред'являються до них.....	53
4.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі.....	54
4.3 Огляд існуючих способів виробництва сталі марки 12Х13.....	55
4.3.1 Виплавка нержавіючої сталі методом повного окислення.....	55

4.3.2	Виплавка нержавіючої сталі методом часткового окислення.....	56
4.3.3	Виплавка нержавіючої сталі методом сплавлення.....	57
4.3.4	Виплавка нержавіючої сталі методом змішування.....	59
4.4	Характеристика досягнень в області позапічної обробки сталі.....	60
4.4.1	Метод AOD.....	60
4.4.2	Метод VOD.....	61
4.4.3	Спосіб ASV.....	62
4.4.4	Спосіб BOF-RH-OB.....	62
4.4.5	Процес CLV.....	63
4.5	Вибір та обґрунтування технології доведення сталі 12X13.....	64
4.6	Вибір і опис обладнання для доведення сталі марки 12X13.....	66
4.7	Технологія виплавки корозійностійких сталей методом газокисневого рафінування.....	67
4.8	Вдосконалення технології виплавки нержавіючої сталі методом ГКР..	72
	ВИСНОВКИ.....	75
	ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	76

ВСТУП

Сформована в даний час економічна ситуація вимагає від підприємств чорної металургії випуску продукції, конкурентоспроможної на внутрішньому і зовнішньому ринках. Конкурентоспроможність багато в чому визначається вартістю і якістю продукції, що в свою чергу обумовлено застосовуваною технологією, контролем за точністю її дотримання, а також кількістю і вартістю матеріалів.

Сьогодні, як правило, технологія виробництва сталі припускає використання позапічної обробки металу в тому чи іншому вигляді, від найпростіших установок до агрегатів комплексної обробки сталі з вакуумуванням. При використанні агрегатів позапічної обробки сталі здійснюється доведення металу за хімічним складом і коректування його температури. При цьому ставиться завдання економного витрачання коригувальних добавок і більш точного попадання у вузькі межі за хімічним складом, ніж на основному технологічному агрегаті.

Україна – газодefіцитна країна. Останні події на світовому ринку енергоносіїв свідчать про те, що ціни на газ зростатимуть і надалі. Тому найгострішою і злободенною для металургії України є проблема тепло- та енергозбереження. Енерговитратність виробництва української сталі на 20-25% перевищує загальносвітовий рівень. Майже половина металургійного виробництва в Україні сьогодні використовує енерговитратну мартенівську технологію виплавки сталі. Виробництво якісної сталі в електродугових печах становить лише 3,65%, у той час як у світі майже третину сталі виплавляють саме у такий спосіб. Тому очевидним напрямом розвитку сталеплавильного виробництва є перехід на електросталеплавильний спосіб виплавки.

Враховуючи необхідність серйозних капітальних вкладень на впровадження цих рішень і високий рівень відпрацьовування технології мартенівського виробництва на заводах України, перехід на сучасні технології здійснюватиметься поступово, з використанням новітніх ефективних технічних рішень. Загальна стратегія методів вирішення проблем чорної металургії повинна бути націлена на оптимізацію структури та обсягів виробництва. Необхідною умовою збереження ринків збуту високоякісних сталей є підвищення конкурентоздатності металопродукції за рахунок модернізації та реконструкції обладнання, виведення з експлуатації мо-

рально застарілих та фізично зношених агрегатів, впровадження нових технологій, зниження їх матеріало- та енергоємності. Це забезпечить стабілізацію фінансового становища підприємств галузі та їх прибуткову роботу [1].

В даний час Україна виплавляє металу однозначно більше, ніж споживає, проте не виробляє всієї номенклатури прокату. Профільній та розмірній сортамент має бути розширеним і уніфікованим, включати нові види металопродукції, у тому числі для заміни імпорту, а також з широким використанням власних легуючих елементів.

Електросталеплавильному способу належить провідна роль у виробництві якісної та високолегованої сталі. Завдяки ряду принципових особливостей цей спосіб пристосований для отримання різноманітного за складом високоякісного металу з низьким вмістом сірки, фосфору, кисню та інших шкідливих або небажаних домішок і високим вмістом легуючих елементів, що додають сталі особливі властивості - хрому, нікелю, марганцю, кремнію, молібдену, вольфрам, ванадій, титану, цирконію та інших елементів. Переваги електроплавки в порівнянні з іншими способами сталеплавильного виробництва пов'язані з використанням для нагрівання металу електричної енергії. Виділення тепла в електропечах відбувається або в металі, або в безпосередній близькості від його поверхні. Це дозволяє в порівняно невеликому обсязі сконцентрувати значну енергію і нагрівати метал з великою швидкістю до високих температур, вводити в піч великі кількості легуючих добавок; мати на печі відновну атмосферу і безокислювальні шлаки, що передбачає малий втрат легуючих елементів; плавно і точно регулювати температуру металу; більш повно, ніж інших печах, понижати метал, отримуючи його з низьким вмістом неметалічних включень; отримувати сталь з низьким вмістом сірки. Витрата тепла і зміна температури металу при електроплавці відносно легко піддаються контролю і регулюванню, що дуже важливо при автоматизації виробництва. Електричні краще за інших пристосовані для переробки металевих брухтів, причому твердої шихтою може бути зайнятий весь обсяг печі, і це не ускладнює процес розплавлення. Металізовані окатиші, які заміняють металевий брухт, можна завантажувати в електропіч безперервно за допомогою автоматичних дозуючих пристроїв. У електропечах можна виплавляти сталь обширного сортаменту.

Нержавіюча сталь застосовується в сільгоспмашинобудуванні, вагонобудуванні, автомобілебудуванні, в авіакосмічній, нафтохімічній, медичній, харчовій промисловості (в т.ч. виноробної промисловості для перекачування вин, фруктових соків, виноматеріалів), при виробництві інструменту складної конфігурації (наприклад, ножів для обробки шкіри), в атомному машинобудуванні, в енергетичному машинобудуванні, в дизайні та оформленні, в суднобудуванні, на заводах капітального ремонту транспорту, у виробництві побутової техніки.

Потужності з виробництва корозійностійкої сталі ростуть у всьому світі щорічно на 5...6 %. В даний час з корозійностійкої сталі випускається більше 3 млн. т довгомірної (20 %) і 13 млн. т листової (80 %) продукції. На перший погляд це є хорошим показником, але, на жаль, спостерігається тенденція різкого падіння цін (з поправкою на інфляцію) на готову сталь. Наприклад, ціни на рулонну холоднокатану корозійностійких сталь за останні 35 років впали більш ніж на 70 %. Ціни на сировинні матеріали часто схильні до великих коливань [2].

Це означає, що ефективне виробництво корозійностійкої сталі в довгостроковому плані можливе тільки при скороченні витрат по переділу. За останні 20 років в середньому витрати по переділу зменшувалися приблизно на 2,5 % в рік. В даний час 12 найбільших виробників корозійностійкої сталі випускають понад 80 % всієї цієї продукції в світі. Таким чином, продовжується більш широке об'єднання компаній. Проте витрати по переділу можна скоротити вдвічі (наприклад, з 1000 до 500 доларів США за тонну), якщо збільшити річний обсяг виробництва, наприклад, з 0,5 до 1,5 млн. т. Однак різке збільшення обсягу виробництва (завдяки капіталовкладенням), поліпшення умов закупівель і продажів, спільні дослідження, зниження витрат на ремонти устаткування не можуть повністю запобігти небезпеці отримання збитків при завершенні інвестиційного циклу.

Метою даної роботи є проектування електросталеплавильного цеху. Реалізація даного проекту дозволить забезпечити гарантоване виробництво високоякісної конкурентоздатної нержавіючої корозійностійкої сталі, що відповідає усім міжнародним вимогам обсягом 60000 т на рік за умови забезпечення сучасних способів позапічної обробки сталі, в незалежності від зовнішніх поставок вартісних імпорتنих енергоносіїв.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1. Обґрунтування доцільності будівництва проектного цеху

Перспективними планами розвитку економіки підприємства є: можливість і доцільність вдосконалення металургійних процесів, модернізація і закупівля нових електросталеплавильних агрегатів, які дозволяють одночасно підвищуючи якість виробленого металу підвищити продуктивність агрегатів, обумовлюється наступними факторами.

Технологічні переваги в порівнянні з іншими способами виробництва металу:

- в електросталеплавильних печах можна й економічно доцільно виплавляти більшість легованих і всі високолеговані сталі і спеціальні сплави;

- в електропечах можна контролювати хід плавки з точки зору ефективного рафінування металу від шкідливих домішок і легування металу при мінімальних втратах легуючих елементів;

- поряд з поліпшенням якості електросталі, можливо суттєво підвищити продуктивність електропечей, впроваджуючи передові технології інтенсифікації процесів плавлення, розкислення, легування, а також дефосфорації, десульфурації [1].

Виробництво металопродукції характеризується наявністю таких показників: плановий брак, який складає в деяких випадках ~ 2 %. Переробка товарного металу також характеризується додатковими втратами - > 40 % високоякісних сталей і сплавів:

- недоливання, ливарний скрап та аварійні втрати під час розливання;
- окалина, утворення якої відбувається під час термообробок, прокаток;
- обрізь, вона надходить в основному з прокатного цеху (головний, донна - зливки та некондиційна, одержувана під час порізки товарного металу);
- стружка, що отримується з цехів, які також займаються підготовкою металу і підгонкою (іноді цілої партії під індивідуальні замовлення споживача).

Данні відходи (входять в собівартість продукції та суттєво позначаються на кінцевій вартості продукції підприємства), направляються назад в цех для повторного переділу в сталеплавильні цехи, але вже маркованою шихтою.

Сучасний стан речей на підприємстві не є доцільним, тому що існуючі браковані поковки, штанги, які потріскалися, обріз (брак не хімічного генезису) можливо застосовувати як шихтові матеріали для виробництва сталей і сплавів способами, які передбачають спеціальну попередню підготовку шихтових матеріалів (виплавку матеріалу припускає додатковий переділ) - ВДП, ЕШП, ПДП, ЕЛП тощо.

Доцільність проектування електросталеплавильного цеху в обумовлена наявністю сприятливих умов:

- завод знаходиться у вигідному географічному і економічному районі;
- завдяки наявності гідро-, теплової та атомної електростанцій, місто забезпечене електроенергією, необхідної для роботи потужних електросталеплавильних печей та інших енергоємних установок;
- район розташування підприємства характеризується розвиненою мережею залізниць;
- розташування заводу на березі річки Дніпро дає можливість транспортувати вантажі по річці;
- головні постачальники сировини і матеріалів є Запорізький феросплавний завод, Запорізький електродний і коксохімічний заводи, завод «Запоріжсталь»;
- наявність кваліфікованої робочої сили і установи щодо підвищення освіти даної сили [2].

1.2. Вибір сортаменту марок сталі, що планується виплавляти у проектованому цеху

Ринок нержавіючих сталей до металопродукції даного класу пред'являє високі вимоги щодо якості металу, але при мінімально низьких цінах. Проектований цех повинен мати спеціалізацію з виробництва нержавіючих марок сталей. Низьку собівартість металопродукції гарантує зниження статей витрат, пов'язаних з вибором оптимальних технологій, не останнє місце займає апаратурне насичення ста-

леплавильного цеху, такими агрегатами як установка ГКР, КПК, вакууматор, МБЛЗ тощо.

Поєднання енергозберігаючих технологій, безвідходного виробництва та технологічної озброєності призведе до значного зниження собівартості металу з одночасним поліпшенням за якістю. В результаті даних змін продукція стане більш конкурентоспроможною не тільки в якісному еквіваленті, але також і у вартісному. Конкурентоспроможність підприємства посприяє збільшенню виробництва, відкриє двері на міжнародний ринок металопродукції, що в свою чергу позначиться на собівартості (частка експорту на сьогоднішній день становить 85...90 %) [3].

У проектованому цеху передбачено виробництво нержавіючих, інструментальних і конструкційних марок сталей.

Таблиця 1.1 – Сортамент марок сталей в проектованому цеху

№п/п	Марка сталі	%	т/рік
1	12X13	50	30
2	15X5ВФ	20	12
3	04X18Н10	15	9
4	12X16Н9Т	15	9
Разом		100	60

У проектованому цеху передбачено виробництво в якості основної марки сталі – нержавіючої сталі марки 12X13. Планована річна продуктивність проектованого цеху - 60 000 тонн сталі. Виплавка сталі буде проводитися в 50 тонних печах за сучасною технологією. Доведення сталі цієї марки до необхідних параметрів планується здійснювати в конвертері ГКР, що забезпечує високу якість продукції. Для коректування сталі по температурному режиму і при необхідності за хімічним складом – здійснюється обробка на УПК, для запобігання наявності браку у вигляді флокенів, оксидних і сульфідних рядків високої бальності - використовується ковшовий вакууматор.

1.3. Визначення кількості та місткості печей

Необхідну кількість печей у цеху розраховують по формулі:

$$n_n = \frac{P_p}{m \cdot V_{\text{дсп}} \cdot k \cdot a}; \quad (1.1)$$

де P_p – річна продуктивність цеху, т/рік;

$m_{\text{рік}}$ – загальна кількість плавок на рік, пл./рік;

$V_{\text{дсп}}$ – ємність печі, т;

K – коефіцієнт використання печі (0,55-0,8);

a – вихід придатного по відношенню до маси рідкої сталі, (0,85-0,98).

В свою чергу, загальна річна кількість плавок розраховується:

$$m_{\text{рік}} = N_{\text{роб. діб}} \cdot b_{\text{пл/добу}}; \quad (1.2)$$

де $N_{\text{роб. діб}}$ – кількість робочих діб печі на рік, діб/рік;

$b_{\text{пл/добу}}$ – кількість плавок печі на добу, пл./добу.

Число робочих діб $N_{\text{роб. діб}}$ складається з наступних величин:

- на капітальний ремонт відводиться 26 діб на рік [3];
- простої через зміну і перезапуск електродів. Можна прийняти, що зміну електродів (нарощування) проводять під час заправки. Перепуск електродів при дистанційному управлінні механічного затискача електродів можна виконати з дуже малою витратою часу: цей час можна включити в тривалість плавлення;
- на позаплановий ремонт механічного та електричного обладнання сучасних механізованих печей слід відвести 20 доби;
- інші технологічні простої - 20 діб;
- тривалість поточних ремонтів розраховують за формулою:

$$n_{\text{пот.рем}} = \frac{N_{\text{кал.діб}} - N_{\text{кап.рем}}}{N_{\text{пер.рем}} + t_{\text{рем}}}; \quad (1.3)$$

де $n_{\text{пот.рем}}$ – кількість діб поточних ремонтів на рік, діб/рік;

$N_{\text{кап.рем}}$ – тривалість капітальних ремонтів, діб;

$N_{\text{кал.діб}}$ – кількість діб у календарному році, діб;

$N_{\text{пер.рем}}$ – періодичність поточних ремонтів, діб;

t_p – тривалість поточного ремонту, год.

За літературними даними стійкість стін становить 400 плавок, склепіння печі – 200 плавок (1/2 строку служби стін), заміну склепіння здійснюють за 1 годину [4].

При таких умовах поточний ремонт слід проводити через:

$$N_{\text{пер.рем}} = \frac{m_{\text{ст}} \cdot t_{\text{пл}} + t_{\text{підгот.проц}}}{24} = (400 \cdot 4,5 + 0,5) / 24 = 70,02 \text{ доби}, \quad (1.4)$$

де $m_{\text{ст}}$ – стійкість стін, пл.;

$t_{\text{пл}}$ – тривалість однієї плавки, год.,

$t_{\text{підгот. проц.}}$ – тривалість підготовчих процедур, пов'язаних з проведенням ремонту. Рекомендується $0,5 \div 1$ год.

Тривалість поточного ремонту $t_p = 8$ год. або 0,333 доби, отже, поточні ремонти займуть на рік згідно (1.3):

$$n_{\text{пот.рем.}} = \frac{365 - 26}{70,02 + 0,333} \cdot 0,333 = 1,6 \text{ діб.}$$

Загальну кількість робочих діб розраховують:

$$n_{\text{роб.діб}} = N_{\text{кал.діб}} - N_{\text{простоїв}}; \quad (1.5)$$

де $N_{\text{простоїв}}$ – сумарна кількість простоїв, яка складається з тривалості капітального, поточного, позапланового ремонтів та інших простоїв.

Таким чином, число робочих діб печі на рік згідно (1.5) становитиме:

$$n_{\text{роб.діб}} = 365 - (1,6 + 20 + 20 + 26) = 297,4 \text{ доби}$$

Число плавок на 1 піч на добу:

$$m = 24 / t_{\text{пл}} = 24 / 4,5 = 5,3 \text{ плавки} \quad (1.6)$$

Всього з однієї печі отримаємо плавок на рік згідно (1.2):

$$m_{\text{рік}} = 297,4 \cdot 5,3 = 1574 \text{ плавки}$$

Оскільки, протягом року буде здійснено 1574 плавки на одній печі. То 60 000 т сталі можуть бути виплавлені згідно (1.1) в:

$$n_{\text{п}} = \frac{60000}{1574 \cdot 50 \cdot 0,58 \cdot 0,88} = 1,493 \text{ печі.}$$

Для раціонального використання потужностей печі для роботи приймаємо необхідну кількість печей рівну 2.

Річна продуктивність двох ДСП, розрахункова:

$$P_{\text{розрах}} = n_{\text{п}} \cdot V_{\text{дсп}} \cdot m_{\text{рік}} = 2 \cdot 50 \cdot 1574 = 157400 \text{ т/рік} \quad (1.7)$$

Річна продуктивність двох ДСП, фактична:

$$P_{\text{факт}} = n_{\text{п}} \cdot V_{\text{дсп}} \cdot m_{\text{рік}} \cdot K = 2 \cdot 50 \cdot 1574 \cdot 0,58 \cdot 0,88 = 80336,96 \text{ т/рік} \quad (1.8)$$

Коефіцієнт використання потужності ДСП, розрахунковий:

$$K_{\text{розрах}} = \frac{60000}{157400} \cdot 100\% = 38,12\% \quad (1.9)$$

Коефіцієнт використання потужності ДСП, фактичний:

$$K_{\text{факт}} = \frac{60000}{80336,96} \cdot 100\% = 74,69\% . \quad (1.10)$$

1.4 Розрахунок основного устаткування головної будівлі цеху

1.4.1 Розрахунок кількості УПК

УПК буде використовуватися на 100%, що складе:

$$60\,000 \cdot 1 = 60\,000 \text{ тонн/рік} \quad (1.11)$$

Тривалість обробки на УПК 45 хвилин, простої становлять 1 годину, інші невраховані - 45 хвилин (приймаємо 2,5 години). Виходячи з даних, одержимо:

$$((60000 / 60) \cdot 2,5) / (337 \cdot 24) = 30,9\% \quad (1.12)$$

З раніше поданих розрахунків заснованих на емпіричних даних, впливає, що кількість УПК, яке задовольняє потребам проєктованого цеху становить 1, з коефіцієнтом використання (завантаженості) 30,9%.

1.4.2 Розрахунок кількості вакууматорів

Для поліпшення якості одержуваної сталі, застосовуємо позапічної вакуумування. Плануємо проєктом проводити вакуумацію 80% плавок, що складе:

$$60\,000 \cdot 0,8 = 48\,000 \text{ тонн/рік} \quad (1.42)$$

Тривалість вакуумування 15 - 20 хвилин, набір і скидання вакууму з наїздом кришки і установкою ковша приймаємо 0,5 години. Попередня підготовка до вакуумування і усунення наслідків становить до 1 години (сумарна кількість часу для проведення вакуумування однієї плавки приймаємо 2 години), тоді кількість вакууматорів та їх завантаженість складе:

$$48000 / 30 = 1600 \text{ плавок} \quad (1.13)$$

$$(2 \cdot 1600) / 24 = 133,33 \text{ днів} \quad (1.14)$$

$$(133,33 / 337) \cdot 100\% = 39,56\% \quad (1.15)$$

З раніше поданих розрахунків заснованих на емпіричних даних, впливає, що кількість вакууматорів, яка задовольняє потребам проектного цеху становить 1, з коефіцієнтом використання (завантаженості) 39,56%.

1.4.3 Розрахунок кранів у цеху і їх вантажопідйомності

За літературними даними тривалість операцій, виконуваних завалочний краном, становить 15 хвилин [4].

Заборгованість крана на завалку трьох печей становить:

$$15 \cdot 2 \cdot 6 = 180 \text{ хв.} \quad (1.16)$$

т.як завалювання відбуваються з підвалкою, приймаємо 1 підвалку завалку:

$$2 \cdot 180 \cdot 3 = 1080 \text{ хв.} \quad (1.17)$$

Заборгованість крана на нарощування електрода, становить:

$$2 \cdot 6 \cdot 6 = 72 \text{ хв. на плавку} \quad (1.18)$$

Заборгованість крана на зміну склепіння - 30 хвилин на плавку при стійкості склепіння 200 плавок складе:

$$200 / (6 \cdot 2) = 16,67 \text{ хв.} \quad (1.19)$$

Невраховані роботи складають 300 хвилин.

Заборгованість крана на добу на подачу цеглин для ремонту стін і склепіння складає 200 хвилин.

На зняття каркаса зі старою футерівкою і установка нового складе 60 хвилин.

Різні підсобні роботи складуть 50 хвилин.

Разом заборгованість крана на ремонт печей складе:

$$200+60+50=310 \text{ хв.} \quad (1.20)$$

Заборгованість крана на добу на подачу контейнерів з сипучими матеріалами становить 800 хвилин.

Перезміна становить 45 хвилин.

Загальна заборгованість крана на добу складе:

$$1080+72+16,67+310+800+45=2323,67 \text{ хв.} \quad (1.21)$$

Необхідна кількість кранів при завантаженості крана 1,1:

$$(2323,67 \cdot 1,1) / (24 \cdot 60) = 1,77 \text{ крана} \quad (1.22)$$

Приймаємо необхідну кількість кранів на пічному прольоті рівну двом (покладаючись на розрахунково - емпіричні дані).

Завантаженість кранів складе:

$$((2323,67 \cdot 1,1) / (24 \cdot 60 \cdot 2)) \cdot 100\% = 88,75 \% \quad (1.23)$$

Вантажопідйомність крана для нормальної роботи - 250 т.

1.4.4 Розрахунок кількості ковшів

Ємність сталерозливних ковша 60 т. з урахуванням збільшення об'єму печі за рахунок вироблення футеровки.

$$n_n^c = \frac{n_{нл}^{\max} \cdot \tau_n}{1440} = \frac{16 \cdot 480}{1440} = 6 \text{ ковшів} \quad (1.24)$$

де: - $n_{нл}^{\max}$ – кількість плавки на добу:

$$(24 / 3,0) \cdot 2 = 16$$

τ_n — тривалість зміни (8 годин або 480 хвилин);

1440 - кількість хвилин в добі.

При стійкості футеровки ковша 18 плавок, у ремонті за добу перебуватиме:

$$24:8=3 \text{ ковша} \quad (1.25)$$

При цьому тривалість ремонту одного ковша 8-16 годин, приймаємо 10 годин:

$$\frac{3 \cdot 10}{24} = 1,25 \text{ ковша} \quad (1.26)$$

Приймаємо необхідну кількість ковшів два.

Для ремонту ковшів необхідна наявність в цеху ям для їх ремонту: один ківш повинен бути завжди в резерві для прийняття аварійної плавки [3].

З урахуванням цього необхідну кількість ковшів в прольоті складе:

$$6+3+2=11 \text{ ковшів} \quad (1.27)$$

1.5 Опис МБЛЗ

Спосіб безперервного розливання полягає в тому, що рідку сталь заливають в інтенсивно охолоджену наскрізну форму - кристалізатор. Частково затверділий злиток псевдо дном якого спочатку є запал, безперервно простягають через нього і додатково охолоджують в так званій зоні вторинного охолодження. У результаті в процесі безперервної заливки металу та його затвердіння утворюється безперервний злиток, який згодом розріжуть на заготовки певної довжини. Форма і розміри поперечного перерізу зливка визначаються внутрішніми розмірами і формою кристалізатора, і, як правило, менше поперечних розмірів зливка середньої маси, відлитого в виливницю. Спосіб безперервного розливання має ряд переваг перед розливанням у виливниці.

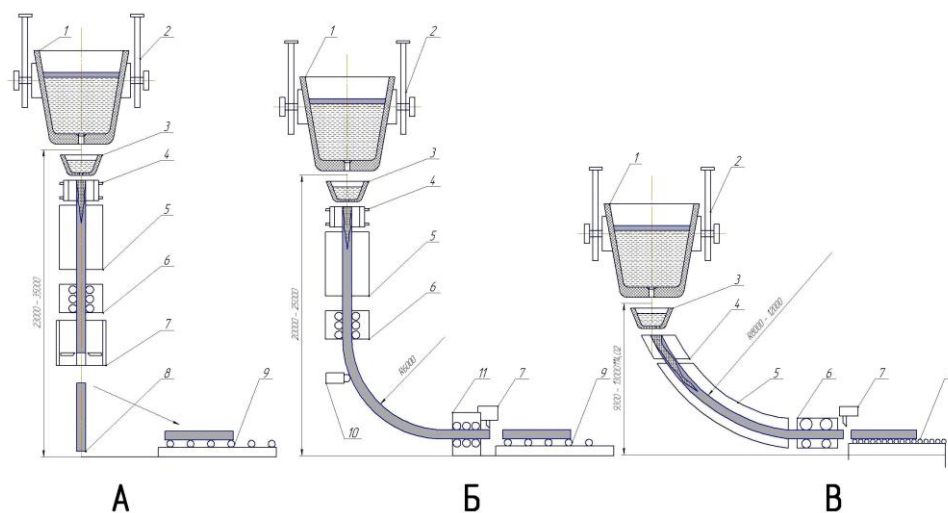
У верхній частині зливка, відлитого в виливницю, є зона, збагачена лікватами, а також усадкова раковина або газова порожнина. Тому при прокатці головна частина кожного зливка йде в обріз, що знижує вихід придатного прокату. При безперервній литві, поступово наращуваного зливка усадкова раковина або газова порожнина буде одна на весь обсяг розливається металу. Таким чином, відходи на

головну частину обріз значно знижуються, і вихід придатного прокату збільшується на 6 - 12%.

Внаслідок, малих поперечних розмірів злитка і високої швидкості кристалізації сталі, обмежується розвиток ліквації. Злиток, відлитий на МБЛЗ, твердне в стабільних умовах, особливо якщо його не піддають деформацій (вигин і т.д.) і має високу структурну і хімічну однорідність. Безперервно литі злитки або заготовки прокочують безпосередньо на листових або сортових станах. Застосування безперервного розливання сталі дозволяє виключити з виробничого циклу операції з підготовки розливного складу або канами, стріпперування злитків, прокатці на обтискних станах. Все це призведе до зниження капітальних витрат, скорочення тривалості виробничого циклу. Створюються широкі можливості для повної механізації і автоматизації розливання, підвищення продуктивності, і поліпшення умов праці [20].

Існують декілька видів машин безперервного лиття заготовок:

- вертикальна,
- з вигином заготовки,
- з криволінійною технологічної віссю, тобто радіальна,
- горизонтальна.



А - МБЛЗ вертикального типу; Б - криволінійна МБЛЗ; В - радіальна МБЛЗ;
1 - ківш з металом; 2 - траверса; 3 - проміжний ківш; 4 - кристалізатор; 5 - зона вторинного охолодження; 6 - правильна кліть; 7 - ножиці; 8 - заготовка; 9 - рольганг; 10 - правильні ролики; 11 - прокатний модуль

Рисунок 1.1 - Порівняльна характеристика МБЛЗ

В даний час найбільш широкого поширення набули машини радіального типу. У цих машинах кривизна злитка, задана кристалізатором, зберігається незмінною до його повного затвердіння. Випрямлення затверділого злитка проводиться одностадійно при виході його в горизонтальне положення валками правильно-тягнучого пристрою. Далі затверділий злиток може бути розрізаний на заготовки будь-якої довжини [24].

Також значного поширення набули і МБЛЗ вертикального типу. Дані установки дозволяють отримувати металеву заготовку з мінімальною кількістю розливного браку (осьові, поздовжні, поперечні тріщини, завороти і т.д.).

Конструкція вертикальної МБЛЗ складається з: сталерозливного стенду, візка з круговим рухом для проміжного ковша, кристалізатора з механізмом гойдання, верхньої та нижньої секцій приводний роликової проводки, прямолінійної ділянки приводний роликової проводки, пружинно-гвинтового механізму, роликової горизонтальній секції.

Особливістю даної МБЛЗ є наявність поворотного сталерозливного стенду з качательним рухом несучої рами для підйому та опускання ковшів; використання візки для проміжного ковша з круговим рухом; об'єднанні кристалізатора і першої секції приводний проводки в один блок [5, 19].

Для можливості запобігання отримання типового браку для МБЛЗ і відповідно збільшення сортаменту металу, що розливається, пропонується установка на зоні вторинного охолодження незалежних тягнуче-прокатних роликів - валків дозволяють виробляти обтиснення заготовки, з метою виключення освіти осьової пористості. Кожен обжимний валик повинен мати приймач і випромінювач коротко живуть ізотопів сполучених з АСУ яка подаватиме сигнал, як на зміну сили притискного механізму, так і на швидкість обертання прокатного валу.

1.6 Розрахунок МБЛЗ вертикального типу

Розрахунок продуктивності та кількості МБЛЗ

Приймаємо заготовки сталі перетином 350 x 250

Середня швидкість витягування приймаємо $V_{\text{сер}} = 0,8$ м/хв.

Резервна швидкість розливання:

$$V_{\text{рез}} = V_{\text{сер}} + 0,5 \cdot V_{\text{сер}} = 0,8 + 0,5 \cdot 0,8 = 1,2 \text{ м/хв.} \quad (1.28)$$

Час повного затвердіння заготовки:

$$\tau_{\kappa} = \frac{v^2}{4K^2} = \frac{250^2}{4 \cdot 24^2} = 27,12 \text{ хв.} \quad (1.29)$$

де: v - товщина заготовки, мм

коефіцієнт K приймаємо рівним $24 \text{ мм/хв}^{0,5}$.

Протяжність зони вторинного охолодження:

$$Z_{\text{втор.охол.}} = V_{\text{рез}} \cdot \tau_{\kappa} = 27,12 \cdot 1,2 = 32,55 \text{ м} \quad (1.30)$$

Довжина тягнутої кліті $Z_{\text{т.к}}$ приймається в межах 2-3м.

Розрахунок тривалості циклу роботи МБЛЗ

Підготовка МБЛЗ до розливання.

Максимальну швидкість витягування приймаємо $V_{\text{макс}} = 1,2 \text{ м/хв.}$

Час введення заготовки складе:

$$\tau_1 = \frac{Z_{\text{в.охл}} + Z_{\text{т.к}}}{V_{\text{макс.}}} = \frac{32,55 + 3}{1,2} = 29,63 \text{ хв.} \quad (1.31)$$

де: $Z_{\text{в.охол}}$ – довжина зони вторинного охолодження, м

$Z_{\text{т.к}}$ – довжина тягнутої кліті, м.

Приймаємо час підготовки кристалізатора до роботи $\tau_2 = 15 \text{ хв}$ і установки сталерозливного ковша $\tau_3 = 7 \text{ хв}$, тоді загальний час підготовки МБЛЗ до роботи складе:

$$\tau_n = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 29,63 + 15 + 7 = 51,63 \text{ хв.} \quad (1.32)$$

Розливання металу на МБЛЗ

Масова швидкість розливання на один струмок q_p :

$$Q_p = a \cdot v \cdot V_{\text{сер.}} \cdot \rho_{\text{р.ст.}} \quad (1.33)$$

де: a, v – розміри сторін прямокутного перерізу заготовки, м

$V_{\text{сер.}}$ – середня швидкість розливання, м/хв

$\rho_{\text{р.ст.}}$ - густина рідкої сталі ($7,0 \text{ т/м}^3$).

Для заготівлі перетином 350 · 250 мм

$$Q_p = 0,350 \cdot 0,250 \cdot 0,8 \cdot 7 = 0,5 \text{ м/хв} \quad (1.34)$$

Ємність проміжного ковша становить 10 - 25% від маси рідкого металу [11] в сталерозливному ковші, приймаємо 10%

$$m_{\text{промковша}} = 25 \cdot 0,25 = 6,25 \text{ т} \quad (1.35)$$

Час наповнення проміжного ковша

$$\tau_{\text{нп.ков}} = \frac{m_{\text{н.ковши}}}{n_{\text{кр}} \cdot q_p} = \frac{6,25}{2 \cdot 0,5} = 6,25 \text{ хв.} \quad (1.36)$$

де: $n_{\text{кр}}$ – число кристалізаторів заготовок перетином 350 · 250 мм

Час розливання плавки при розливання заготовок перетином 350 · 250 мм [3].

$$\tau_{\text{разл.плавк}} = \frac{m_{\text{стал.ковши}}}{n_{\text{кр}} \cdot q_p} = \frac{60}{2 \cdot 0,5} = 60 \text{ хв.} \quad (1.37)$$

Видача заготовки з МБЛЗ

Час закінчення видачі заготовок з МБЛЗ

$$\tau_{\text{закінч.видачі}} = \frac{Z_{\text{в.охл}} + Z_{\text{т.к}}}{V_{\text{сз.}}} = \frac{32,55 + 3}{0,8} = 44,43 \text{ хв} \quad (1.38)$$

Визначення ритму роботи машини

У цеху 75% всіх плавок розливатимуться методом «плавка на плавку», а 25% одиночними плавками.

Тривалість циклу з чотирьох плавок складе

$$\tau_4 = \tau_n + \tau_{\text{п.пр.к.}} + 4 \cdot \tau_{\text{р.пл.}} + \tau_{\text{ок.в.л.}} = 51,63 + 6,25 + 60 \cdot 4 + 44,43 = 342,31 \text{ хв.} \quad (1.39)$$

Середня тривалість розливання однієї плавки:

$$\tau_c = \frac{\tau_n}{n} = \frac{342,31}{4} = 85,57 \text{ хв} \quad (1.40)$$

Тривалість розливання однієї плавки:

$$\tau_o = \tau_{\text{нп.к}} + \tau_{\text{р.м}} + \tau_{\text{о.в.л}} \quad (1.41)$$

Час середньої тривалості розливання однієї плавки по цеху

$$\tau_{\text{сер}} = 51,63 + 6,25 + 60 + 44,43 = 162,31 \text{ хв.} \quad (1.42)$$

Розрахунок продуктивності МБЛЗ

Кількість робочих днів у році

$$A = 365 - 45 = 320 \text{ днів} \quad (1.43)$$

де: 45 днів відводиться на ремонт (37 дня на профілактичний ремонт, 8 днів на капітальний).

Річна продуктивність МБЛЗ при повному завантаженні

$$E = \frac{320 * 24 * 25 * 60 * 0,83}{162,31} = 58909,49 \text{ т} \quad (1.44)$$

де: 0,83 – вихід придатних злитків з рідкого металу;

25 – маса рідкого металу в ковші;

171,06 - середня тривалість розливання однієї плавки;

24 – кількість годин у добі;

60 – кількість хвилин у годинах.

Для забезпечення розливання річного виробництва сталі в 60 тис. т. буде потрібно МБЛЗ:

$$60000 / 58909,49 = 1,12 \text{ приймаємо } 2 \text{ МБЛЗ.} \quad (1.45)$$

1.7 Опис головної будівлі електросталеплавильного цеху

В даному цеху планується використання печей ДСП-50, які забезпечать необхідні техніко-економічні показники.

Основні лінії вантажопотоків електросталеплавильного цеху - це доставка та завантаження сталевих брухту; доставка та завантаження в піч шлакоутворюючих матеріалів; доставка та завантаження в піч і в ківш феросплавів; транспортування ковшів з рідкою сталлю до місця розливання та установок позапічної обробки; роз-

ливання і прибирання зливків або литих заготівок; прибирання шлаку і вантажопотоки, пов'язані із забезпеченням ремонту печей та обладнання.

Для електросталеплавильних цехів характерна організація виплавки і розливання сталі в одній будівлі - головній будівлі цеху; в ній організовано зберігання запасу брухту і його завантаження в кошики і зазвичай зберігання оперативного запасу сипучих матеріалів, позапічна обробка сталі, підготовка ковшів. Крім головного будинку, до складу цеху часто входить шихтові відділення сипучих матеріалів і в окремих випадках відділення магнітних матеріалів; ряд допоміжних відділень і об'єктів, призначених для забезпечення цеху електроенергією, водою, киснем та іншими ресурсами, для очистки відхідних газів, виконання ремонтних робіт.

Останні роки характеризуються пошуками і розробкою великого числа нових проектних рішень по ЕСПЦ, що пояснюється багатьма факторами: збільшення потужності пічних трансформаторів, ємності печей та їх продуктивності; зростанням обсягу вантажопотоків; необхідністю підвищення рівня механізації і поліпшення умов праці; збільшеними вимог з охорони навколишнього середовища; необхідністю у ряді випадків використання металізованої сировини.

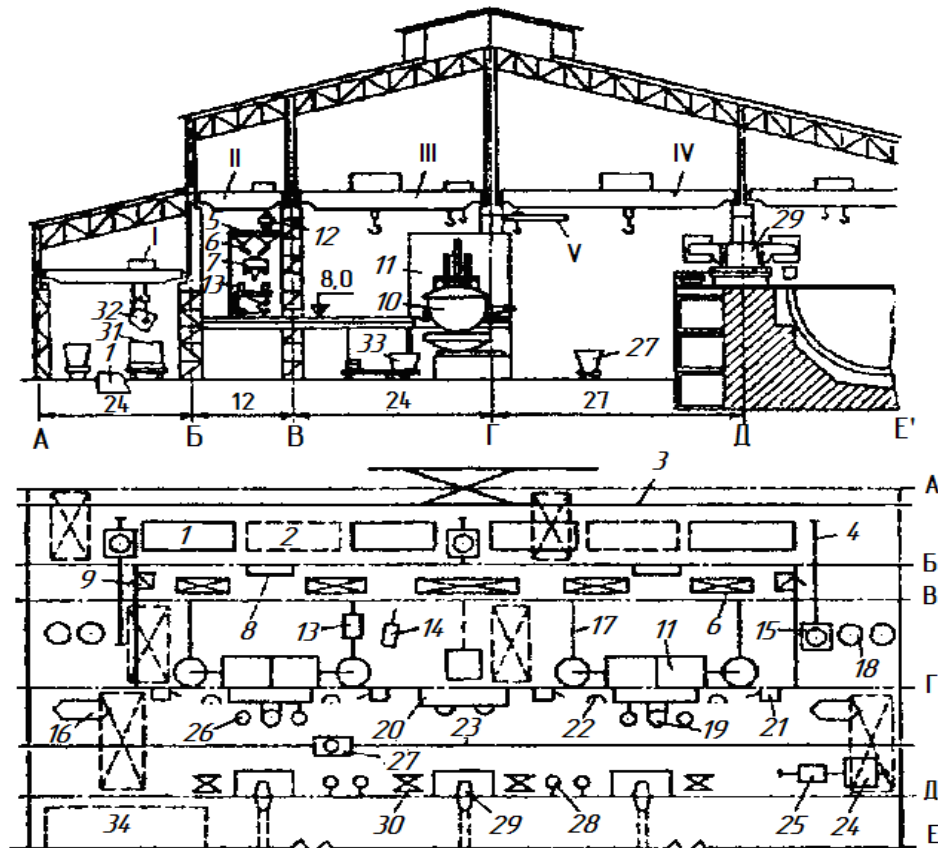
1.7.1. План електросталеплавильного цеху

На рисунку 1.2 показано поперечний розріз і план типового ЕСПЦ з печами ємністю 50 т, який взято за основу в процесі проектування. Подібні цехи працюють на Донецькому металургійному заводі (ДМЗ), на Кузнецькому (КМК) і Орсько-Халіловському (ОХМК) металургійних комбінатах.

Нові проектні рішення в таких цехах пов'язані з високою ефективністю безперервної розливки сталі, централізованою подачею сипучих матеріалів через спеціалізований проліт, випуском сталі в ківш, який утримується крюками сталерозливного крана.

Цех включає наступні прольоти: шихтовий (рис. 1.2, А-Б), сипучих матеріалів (бункерний) (рис. 1.2, Б-В), пічний (рис. 1.2, В-Г), розподільний (рис. 1.2, Г-Д), і група прольотів ВБРС, яка примикає до нього. У пічному прольоті на кордоні з розподільним розташовано печі (рис. 1.2, 10) з пічними підстанціями (рис. 1.2, 11), два завалочних крана (рис. 1.2, III) (180 + 63/20 т) і в торцях - ділянки склепінь 18.

Пічний і бункерний прольоти перекриті робочим майданчиком. Шихтовий проліт обладнаний кранами вантажопідйомністю 30/15 + 15 т, розподільний - 180 + 63/20 т, проліт сипучих матеріалів - 20/5 т. МБЛЗ розташовані в лінію на кордоні розподільного прольоту.



Прольоти: А-Б – шихтовий; Б-В – бункерний; В-Г – пічний; Г-Д – розподільчий; Д-Е' – МБЛЗ, термообробки, зачищення і складування заготівок;

I, II, III, IV – мостові крани шихтового, бункерного, пічного і розподільчого прольотів; V – консольний кран;

1 – ямні бункери для металобрухту; 2 – площадка для контейнерів зі скрапом; 3, 23 – залізничні колії; 4 – поперечний шлях для передачі завалочного кошика; 5, 9 – бункери для сипучих матеріалів; 6 – віброживильники; 7 – електроваговий візок; 8 – прожарювальні печі для феросплавів; 10 – ДСП; 11 – трансформаторна підстанція; 12 – саморозвантажний контейнер; 13 – стрічкові або кидальні завалочні машини; 14 – напільна завалочна машина; 15 – передатний візок; 16 – установка для футеровки ковшів; 17 – колія; 18 – ділянка набору склепіння; 19 – агрегати позапічної обробки; 20 – ділянка підготовки шибєрних затворів; 21 – бункер для феросплавів; 22, 26 – стенди для шлакових і розливних ковшів; 24 – вакууматори; 25 – сталевоз; 27 – шлаковоз; 28 – установка для сушіння ковшів; 29 – МБЛЗ; 30 – поворотні стенди; 31 – завалочний кошик; 32 – самозавантажний контейнер; 33 – шлакова чаша

Рисунок 1.2 - План і поперечний розріз електросталеплавильного цеху

1.7.2 Організація основних робіт в ЕСПЦ

Оснóву шихти електросталеплавильних печей становить брухт з добавкою чавуну або коксу чи електродного бою. Її завантажують кошиками (цебрами) з ро-

зкривним днищем. У цеху застосовується така система завантаження металеві шихти: доставка корзин з ломом в пічний проліт по поперечним шляхах на рівні підлоги цеху, підйом кошика краном, опускання його робочий простір, який відкривається зверху з розкриттям днища кошика. У проекті цеху застосовуємо спосіб доставки брухту в цех і завантаження його в кошики, що подаються потім в пічний проліт, при якому завантаження кошиків ломом здійснюється в близько розташованому скрапороздільному цеху з доставкою їх в пічний проліт по поперечним рейковим шляхам. При цьому відпадає необхідність в спорудженні шихтового прольоту або відділення, зменшується число перевантажень брухту. Зважування корзин, заповнюваних ломом, разом з передавальними візками ведуть за допомогою встановлюваних в шихтових прольотах стаціонарних платформних ваг або ж вагами, змонтованими на візках.

Для випадку доставки брухту в контейнерах, шихтовий проліт цеху оснащений мостовими кранами з двома, що паралельно переміщаються по мосту теліжками, одна з яких обладнана електромагнітом, інша - пристроєм для захоплення і перекидання контейнерів. Завантажувальні корзини виконані з багатостулковим днищем з гнучких пластинчастих секторів, що мають циліндричний корпус з днищем, що отримуються в результаті змикання гнучких секторів. Збірку днища ведуть після закінчення попередньої завалки в пічному прольоті цеху, утримуючи кошик на вазі мостовим завалочних краном за три гака.

При складанні гнучких секторів вручну протягують ланцюг, стягують ланцюг крюком допоміжного підйому крана, після чого кінець ланцюга замикають штирем. У момент завантаження шихти тягнуть гаком допоміжного підйому крана за ланцюг, висмикуючи штир; гнучкі сектори розходяться і шихта висипається на під печі. Для опори корзини при її установці на підлогу цеху або передаточний візок служить піддон, що сполучається з кошиком відкидними замками; перед завантаженням піддон від кошика від'єднують.

Передавальні візки для кошиків роблять самохідними. Їх обладнують ваговими пристроями, що дозволяє відмовитися від стаціонарних ваг в шихтовому прольоті, що спрощує і прискорює зважування.

В ЕСПЦ застосовуємо схему доставки сипучих матеріалів по спеціалізованому тракту подачі. Спеціалізований тракт подачі сипучих матеріалів і феросплавів у всіх сучасних ЕСПЦ в принципі схожий і включає:

- групу витратних бункерів, в яких зберігають оперативний запас матеріалів; систему доставки в них матеріалів;
- систему механізмів для видачі матеріалів з бункерів, їх дозування і завантаження в піч.

Передбачають окрему групу витратних бункерів на одну - дві печі. Обсяг бункерів для вапна розраховують на зберігання приблизно півдобового її запасу. Для інших матеріалів, що витрачаються в значно менших кількостях, обсяг бункерів забезпечує зберігання запасу на кілька діб (до п'яти) роботи цеху. Бункера розташовуються вище рівня робочого майданчика цеху, роблять підвісними і постачають системою дозованої видачі матеріалів знизу.

Групи витратних бункерів розташовують у ряд вздовж фронту печей, що дозволяє створити загальну систему подачі в них матеріалів. Доставка матеріалів у витратні бункери організовано наступним способом: в саморозвантажних контейнерах, які доставляють до цеху з шихтових відділень авто- або залізничним транспортом, а в цеху подають до певного бункера мостовим краном.

Для видачі матеріалів з витратних бункерів в завантажувальні машини і пристрої застосовують електровібраційні живильники, електровісові візки, бункерні ваги, конвеєри. Завантаження в піч здійснюють мульдами. При використанні мульд забезпечується завантаження будь-яких матеріалів, однак при завантаженні необхідно відключення і підйом електродів.

Для маловитратних феросплавів і порошкоподібних розкислювачів може використовуватися наступна схема доставки і завантаження: подача в пічний проліт в саморозвантажних контейнерах, спорожнення їх в підвісні бункери на робочому майданчику, з яких матеріали у міру потреби подаються в мульди.

Загалом, для подачі феросплавів в ківш сучасний ЕСПЦ обладнають системою механізованого завантаження феросплавів в сталерозливних ковшах під час випуску в них сталі і в процесі позапічної обробки. Відповідно, над жолобом печі і на установ-

ках позапічної обробки розташовують систему бункерів, забезпечених дозаторами, живильниками для подачі феросплавів з цих бункерів в ківш.

При розташуванні печей на кордоні пічного і розливного або розподільчого прольотів сталь з печі випускають в ківш, який утримується розливним краном.

У всіх вітчизняних ЕСПЦ застосовується однакова схема прибирання шлаку - видача шлакових ковшів з під печі на теліжки по поперечному шляху в розподільчий проліт з перестановкою їх краном на поздовжні шляхи вивезення з цеху. За цим же шляхом вивозять шлак, який зливається з розливних ковшів.

Для забезпечення повної утилізації шлаків в нових ЕСПЦ обов'язково необхідно споруджувати шлакове відділення, де спорожнюють шлакові ковші, які вивозяться з цеху і Склепінняки застиглий шлак відправляють на подальшу переробку.

Основним призначенням розподільного прольоту є доставка кранами ковшів зі сталлю від печей або сталевозами, що розташовуються в лінію вздовж кордону прольоту. Поряд з цим в прольоті організують позапічну обробку сталі, підготовку і іноді ремонт сталерозливних ковшів, часто через проліт прибирають шлак, доставляють феросплави до установок позапічної обробки, вогнетриви та обладнання для ремонтів. Кранами часто доставляють ковші до установок позапічної обробки, переставляють шлакові ковші при збиранні шлаку.

Робота в прольоті спрощується, якщо установки позапічної обробки розміщені над сталевозними шляхами; при збиранні шлаку автошлаковозами без участі кранів; при доставці феросплавів до установок позапічної обробки по похилим тічка з бункерного прольоту.

1.8 Перспективні рішення для проектного цеху

При розробці проекту ЕСПЦ можна вважати доцільними наступні рішення:

- доставка в цех кошиків з брухтом з розташованого поблизу пічного прольоту скрапороздільного цеху, а при відсутності такої можливості - пристрій у головній будівлі шихтового прольоту з доставкою в ньому більшої частини брухту в контейнерах;

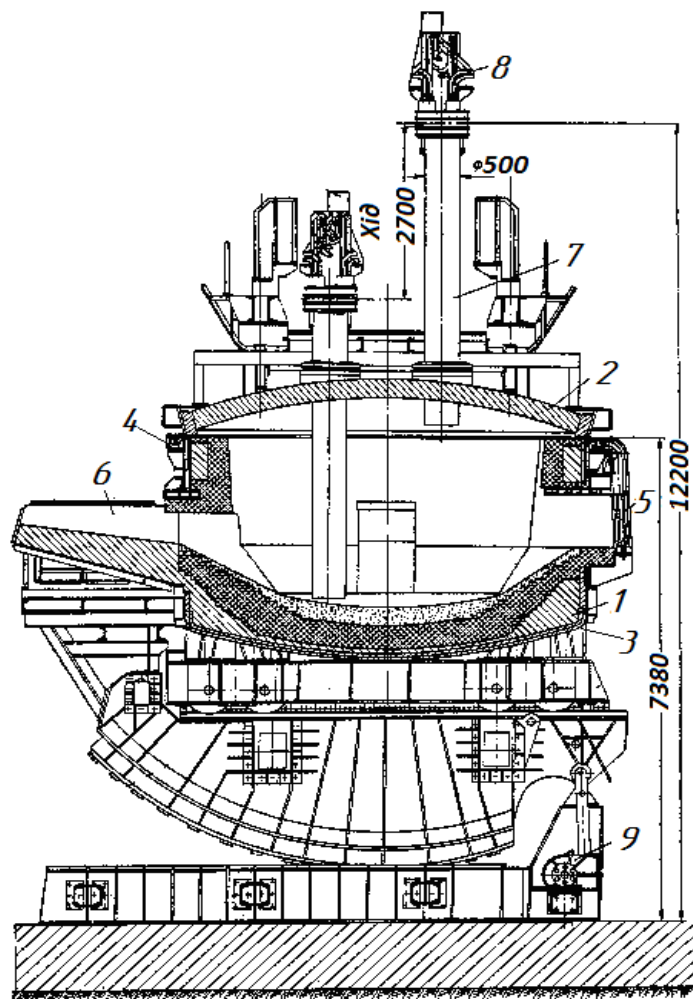
- наявність в цеху спеціалізованого прольоту доставки сипучих матеріалів, феросплавів і при необхідності металізованих окатишів (бункерного прольоту);
- завантаження сипучих матеріалів, феросплавів і окатишів в піч через склепіння за допомогою похилих тічок в поєднанні з завантаженням нагрітих феросплавів мульдами;
- розташування печей поблизу бункерного прольоту з метою забезпечення можливості завантаження матеріалів через Склепіння;
- установка печей в шумо- і димоізолюючому кожусі в пічному прольоті з випуском сталі в ковші, які розташовувані на сталевозах;
- завантаження брухту кошиками грейферного типу та обладнання передавальних візків вагами для зважування корзин з брухтом;
- створення в цеху системи пневмоподачі порошкоподібних матеріалів для продувки металу в печі і в ковші;
- розміщення установок позапічної обробки над шляхами сталевозу поруч з бункерним прольотом;
- застосування безрейкових мульдозавалочних машин;
- механізація подачі феросплавів в ківш при випуску і позапічної обробки з доставкою їх на ці ділянки з бункерного прольоту;
- прибирання шлаку автошлаковозами без перестановки шлакових ковшів в цеху кранами;
- застосування машин гребкового типу для скачування шлаку з печі, торкретмашин для гарячого ремонту, спеціальних пристроїв для механізації згвинчення електродів, відбору проб і виміру температури металу.

Таким чином в загальній частині роботи наведені данні, що стосуються загальної характеристики проектуваного ЕСПЦ, визначено кількість та тип печей, розраховано та вибрано устаткування, описана будівля цеху та основні роботи в ній. Отже головним завдання технологічної частини проекту є розробка технології виплавки нержавіючих корозійностійких сталей на прикладі сталі марки 12Х13 з використанням конвертера ГКР.

2 ОПИС ТА РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ЕЛЕКТРОДУГОВОЇ ПЕЧІ

2.1 Опис дугової сталеплавильної печі ДСП-50

ДСП сучасної конструкції представляє собою складний з точки зору виготовлення та експлуатації агрегат, оснащений великою кількістю вузлів і механізмів, основними з яких є наступні (рис. 2.1):



1 – подина; 2 – каркас склепіння; 3 – кожух печі; 4 – кільце жорсткості кожуха печі; 5 – робоче вікно; 6 – випускний жолоб; 7 – електрод; 8 - електродотримач; 9 – механізм нахилу печі

Рисунок 2.1 – Піч ДСП-50

- кожух (корпус) печі і склепіння;
- опорна конструкція - люлька для установки кожуха;

- механізм нахилу печі для зливу металу і скачування шлаку (шарнірно пов'язаний з люлькою);
- механізм підйому і повернення склепіння для завантаження шихти (встановлюється на люльці або на окремому фундаменті);
- портал і шахта (відомі конструкції безпортальних печей);
- механізми переміщення електродів;
- коротка мережу (вторинний струмопідвід) для передачі струму від висновків вторинних обмоток трансформатора до робочих кінців електродів;
- система відбору та очистки газів.

Крім того, ДСП може бути обладнана деякими додатковими вузлами і механізмами (для електромагнітного перемішування рідкого металу, обертання ванни навколо вертикальної осі, продувки ванни киснем, вимірювання температури і взяття проби, перепуску електродів тощо), призначеними для полегшення праці сталеварів.

Трудомісткі операції, такі як заправка печі, завалка шихти, завантаження шлакоутворюючих і легуючих добавок, подача в піч газоподібного кисню, механізовані. Всі ДСП обладнані регуляторами електричного режиму, які підтримують задане співвідношення між струмом і напругою дуги або опір дугового проміжку.

Всередині корпусу печі, утвореного сферичним днищем, стіновими водоохолоджуваними панелями і водоохолоджуючим склепінням, розташовується футерівка, що утворює робочий простір печі, частину якого займає ванна. Корпус печі виконується каркасним з кільцевих балок, з'єднаних стійками, до яких кріпляться водоохолоджуючі панелі бічних стін. До корпусу примикає зливний носок, через який зливають метал з печі в ківш, встановлений на сталевозі.

В ДСП з повністю цегляною футерівкою корпус виготовляють зварним з котельні сталі, товщина якої становить приблизно $1/200$ від діаметра робочого простору печі. Для спостереження за плавкою, взяття проб і подачі в піч шлакоутворюючих і легуючих добавок в корпусі печі є робоче вікно. Ширина прорізу робочого вікна складає $0,2 \dots 0,3$ діаметру ванни на рівні укосів, а висота $0,75 \dots 0,80$ його ширини.

Корпус печі встановлюють на люльці, що качається, яка перекочується по фундаментній балці, жорстко скріпляється з фундаментом. Водоохолоджуючий Склепіння, верхня частина бічних стін виконані трубчастими. На люльці печі, крім корпусу, встановлюють також портал, до якого кріплять металоконструкції та механізми, пов'язані з подачею електроенергії до електродів, вертикальним (вгору і вниз) переміщенням електродів за допомогою гідравлічного приводу. На люльці печі також розміщується механізм підйому склепіння і його повернення в бік зливного носка для розкриття робочого простору перед завантаженням в піч шихти. Портал печі, що складається з вертикальної шахти, разом з жорстко прикріпленим до нього під кутом 90° півпорталом і підвішеним до нього склепінням, повертається на кут $100\dots 120^\circ$ спеціальним механізмом. Люлька разом з корпусом печі та порталом нахиляється в сторону зливу металу в ківш на кут 45° і у бік робочого вікна для скачування шлаку на кут 10° . Нахил печі здійснюється механізмом з гідравлічним приводом. Обмеження нахилу печі в бік зливу металу забезпечується фіксатором. Піч забезпечена насосно-акумуляторної станцією.

Сучасні ДСП будуються в нашій країні і за кордоном тільки з механізованою завалкою шихти, що завантажується зверху баддею за один-два, а іноді і три прийоми, що забезпечує наступні переваги:

- можливість завантажувати скрап практично у всьому обсязі робочого простору;
- раціонально розміщувати великогабаритний лом в зоні дії електричних дуг;
- дещо збільшити час проплавлення шихти в режимі «закритого горіння дуг»;
- механізувати заправку подини і укосів сипучими вогнетривкими матеріалами;
- скоротити період простою печі після випуску попередньої плавки.

ДСП з відворотом склепіння займає найменше місце в цеху і має меншу масу металоконструкції (наприклад, в порівнянні з печами, обладнаними механізмом відкочу корпусу).

Струм до графітованих електродів підводиться за допомогою трьох електродотримачів. Кожен електродотримач складається з головки, рукава, механізму затиску електрода, на електродотримачі кріпиться струмопідвід, виконаний з мідних шин або мідних водоохолоджуючих труб. Переміщення електродів вгору і

вниз, необхідне для регулювання потужності, що вводиться у піч та підтримки її на заданому рівні, здійснюється спеціальними механізмами. За типом приводу механізми переміщення електродів поділяються на електромеханічні та гідравлічні. Гідравлічні механізми мають безінерційність і відсутність запізнювання, можливість швидко і плавно змінювати швидкість переміщення електродів (2...6 м/хв), компактні в конструктивному відношенні. Однак ці механізми в порівнянні з електромеханічним вимагають ретельного догляду і частих профілактичних оглядів у процесі експлуатації, оскільки існує небезпека частих протікань гідравлічних рідин. Крім того, при використанні гідравлічних механізмів потрібно поруч з піччю розташовувати спеціальну маслonaпорну станцію. В цілому переваги гідравліки більш вагомими, ніж її недоліки. Це і стало причиною широкого використання гідравлічних приводів не лише для механізму переміщення електродів, а й для інших механізмів ДСП, таких як нахил печі, підйом і поворот склепіння. Всі вітчизняні ДСП випускають в основному з гідравлічними приводами переміщення різних механізмів печі. На вітчизняних печах останніх конструкцій гідравлічний механізм підйому і повороту склепіння встановлюють на самостійному фундаменті.

Крім перерахованих, ДСП обладнуються механізмом обертання ванни навколо вертикальної осі, потреба в якому на високопотужних печах відпадає, механізмом підйому і опускання дверцят робочого вікна, механізмом для подачі в піч за допомогою вертикальної фурми газоподібного кисню, паливно-кисневими пальниками (ПКП) з відповідними механізмами їх введення в піч, пристроєм для електромагнітного перемішування металу (ПЕМП), який розташований на відстані 50...100 мм від днища печі. ПЕМП встановлюється на деяких вітчизняних дугових сталеплавильних печах місткістю 25 т і вище. Наявність на печах таких пристроїв виключає необхідність перемішування рідкої ванни вручну, значно зменшує перепад температури по її висоті, прискорює перебіг хімічних реакцій і розчинення легуючих добавок, збільшує передачу тепла від дуги до ванни.

До нижньої частини кожуха приварюють кільцевий опорний брус, яким кожух спирається на чотири або вісім тумб з опорними і напольними роликami. Зварне водоохолоджуюче склепінне кільце має в поперечному перерізі форму пря-

мокутної трапеції. Така конструкція кільця дозволяє виконувати футерівку склепіння без спеціальної п'яткової цегли.

До нижньої поверхні склепінного кільця приварюють кільцевої ніж, що входить при опусканні склепіння в кільцеподібний жолоб, приварений до верхньої частини кожуха і заповнений магнезитовим порошком або дрібним піском. Цим досягається герметичність з'єднання склепіння з кожухом. У склепіння печі є отвори для установки патрубків системи газовідсосу і для введення кисню через фурму склепіння.

Електродотримачі призначені для утримання електродів на заданій висоті і для підведення до них електричного струму. Конструкція електродотримачів повинна задовольняти ряду вимог. Для зменшення електричних втрат в контакт і запобігання прослизання електродів конструкція електродотримачів повинна забезпечувати щільний зажим електродів. Електродотримачі повинні бути досить жорсткими, щоб не прогинатися під дією сили тяжіння електродів і виключити можливість вібрації. При довжині дуги в кілька сантиметрів вібрація або переміщення електрода на кілька міліметрів істотно впливають на стабільність горіння дуги.

Електродотримачі складається з головки, що затискають пристрої, рукава, каретки або телескопічної стійки, жорсткої частини вторинного струмувідводу і механізму переміщення електрода. Головка електродотримача складається з двох, що виконують різні функції, частин: механічно міцного тримача і струмопідвідного пристрою з можливо меншим електричним опором.

Відхідні гази з печі для подальшого їх очищення і викиду в атмосферу на вітчизняних ДСП відбирають через спеціальний отвір у склепіння за допомогою водоохолоджуваного патрубка. Цей патрубок, встановлено на склепіння, через зазор 50...80 мм зчленується з горизонтальним стаціонарним патрубком системи відбору та очищення відхідних газів. Така конструкція забезпечує роз'єднання стаціонарно встановленого поруч з піччю газового тракту під час нахилу печі і обороту склепіння.

Футерівка ДСП, що складається з подини, бічних стін і склепіння, працює у важких умовах. Вона відчуває різкі коливання температури (600...1800 °С/год) при

високому абсолютному рівні їх значень, механічні удари, роз'їдаючий впливу рідкого металу і шлаку, великі теплові навантаження.

Футерівку подини виконують з цегли на базі магнезитових вогнетривких матеріалів для основних печей. Витрата магнезитового цегли на ремонт стін і склепіння коливається в межах 8...18 кг/т і магнезитового порошку на заправку – 20...40 кг/т. Циліндричний кожух заключає в собі футерівку вертикальних цегляних бічних стін. Розпал вертикальних бічних стін, виконаних з вогнетривів (цегли, блоків), по висоті носить нерівномірний характер.

При виборі вогнетривких матеріалів для футерівки дугових сталеплавильних печей необхідно враховувати, що окремі ділянки футерівки працюють в різних умовах. У зв'язку з цим слід окремо розглядати умови служби вогнетривів для подини і укосів, стін і склепіння.

Протягом тривалого часу вогнетривка футерівка подини безпосередньо контактує з розплавленим металом і шлаком. Після випуску плавки і при завантаженні холодної шихти відбувається різке охолодження подин. При завантаженні шихти кошиком подина в цілому відчуває механічний удар, а поверхневий шар подини пошкоджується шматками скрапу, що врізаються.

У період плавлення при невдало складеній завалці, коли під електродами виявляється легковага шихта, електроди можуть опуститися до подини перш, ніж на ній утворюється достатній шар рідкого металу. Дуги, що горять при тонкому шарі металу перегріваються і вимивають матеріал подини, утворюючи ями.

Під час плавлення і в окислювальний період футерівка подини насичується оксидом заліза. У відновлювальний період оксиди заліза переходять у зворотному напрямку - з футерівки подини і укосів в метал і шлак. Відновлювальне середовище після випуску плавки знову міняється і стає окислювальним.

При зливі і після зливу металу футерівка подини безпосередньо контактує зі шлаком і насичується їм. Значно в більшій мірі, ніж подини, впливу шлаків при високих температурах схильна футерівка укосів, тому укоси є найбільш слабкою ділянкою футерівки електропечей. Футерівка подини і укосів не тільки схильна до впливу зазначених вище чинників, але і сама впливає на хід процесу в сталеплавильній ванні. Потрапляючи в шлак оксид магнію знижує рідинотекучість шлаку,

зменшує його хімічну активність. У зв'язку з цим не тільки збільшується витрата вогнетривких матеріалів, але і потрібно більше часу на рафінування металу, підвищується витрата шлакоутворюючих на нейтралізацію шкідливого впливу MgO , збільшується витрата електроенергії.

Виходячи з призначення та умов роботи футерівки подини і укосів, до неї можна пред'явити ряд вимог. Робочий шар подини, що безпосередньо контактує з металом і шлаком, повинен володіти високою вогнетривкістю, термостійкістю, протистояти хімічному і механічному впливу металу і шлаку. Подина в цілому повинна бути достатньо механічно міцною, щоб сприймати механічні удари при завантаженні шихти, і мати великий тепловий опір.

Температурні умови роботи внутрішньої поверхні стін особливо важкі, тому що в окремі періоди плавки температура деяких ділянок стін може перевищити вогнетривкість матеріалів, а при відкриванні робочого простору і завантаженні шихти стіни швидко охолоджуються. Швидкість зміни температури внутрішньої поверхні стін може досягати $10000\text{ }^{\circ}\text{C}/\text{год}$, що створює значні термічні напруги в футерівці.

У зв'язку з цим внутрішній шар футерівки повинен бути виконаний так, щоб йому були властиві висока вогнетривкість і термостійкість, низький коефіцієнт теплового розширення і високий коефіцієнт теплопровідності, а для отримання великого теплового опору футерівка стін повинна бути добре теплоізольована з зовнішнього боку.

Склепіння є найменш довговічною частиною футерівки дугових печей. Як і футерівка стін, Склепіння відчуває значні температурні коливання. По ходу плавки Склепіння може прямо сприймати випромінювання, які видуваються з-під електродів дуг, а також поглинати випромінювання, що відображаються шлаком і футерівкою стін. В результаті температура склепіння, особливо його центральні частини, може перевищити вогнетривкість матеріалів, і Склепіння може підправлятися. Особливо часто підплавлення склепіння відбувається при роботі з дуже рідкими шлаками, які володіють великою відбивною здатністю.

Виходячи з особливості служби вогнетривів у склепіннях дугових печей, до них можна пред'явити ряд особливих вимог. Ці вогнетриви повинні характери-

зуватися високою вогнетривкістю, термостійкістю, хімічною стійкістю по відношенню до плавильного пілу, великим тепловим та електричним опорам.

Оскільки, вогнетривких матеріалів, в яких поєднуються одночасно всі необхідні властивості, не існує, то футерівку дугових печей доводиться виготовляти з декількох шарів, що виконують ті або інші функції. Це присклепінняють до того, що в футерівці дугових печей використовують різноманітні вогнетривкі матеріали, які володіють різними властивостями і використовуються для різних цілей. Для футерівки печей з основною кладкою застосовують матеріали та вироби з магнетитового порошку з додаванням бідної хромистої і залізної руди.

Робоча напруга електродугових печей становить 100...800 В, а сила струму вимірюється десятками тисяч ампер. Потужність окремої установки може досягати 50...140 МВ·А. До підстанції електросталеплавильного цеху подають струм напругою до 110 кВ. Високою напругою живляться первинні обмотки пічних трансформаторів.

Ділянка електричної мережі від трансформатора до електродів називається короткою мережею. Вихідні з стіни трансформаторної підстанції фідери за допомогою гнучких, водоохолоджуючих кабелів подають напруга на електродотримач. Довжина гнучкої ділянки повинна дозволяти виробляти потрібний нахил печі і відвертати склепіння для завантаження. Гнучкі кабелі з'єднуються з мідними водоохолоджуваними шинами, встановленими на рукавах електродотримачів. Трубошини безпосередньо приєднані до голівки електродотримача, що затісняє електрод. Крім зазначених основних вузлів електричної мережі до неї входить різна вимірювальна апаратура, під'єднується до ліній струму через трансформатори струму або напруги, а також прилади автоматичного регулювання процесу плавки.

2.2 Технічна характеристика печі

З багатьох технічних характеристик печі особливе значення має вибір електричного режиму. Електричні параметри електропічної установки сильно залежать від електричного режиму. Для визначення раціональних електричних параметрів будують робочі характеристики, що зображують залежності між силою струму I і

такими параметрами, як напруга дуги U_d , споживана селективна потужність P_a , корисна потужність дуги $P_{пол}$, електричний ККД - $\eta_{эл}$, коефіцієнт потужності $\cos \varphi$.

Розрахунок основних електричних параметрів і характеристик електропечної установки на період плавлення шихти і вибір оптимального режиму роботи виконано із застосуванням спеціалізованих програм. На підставі отриманих даних будуємо графік (рис. 2.2) залежності електричних характеристик дугового електропечі на період плавки трансформатора 45 кВА [5].

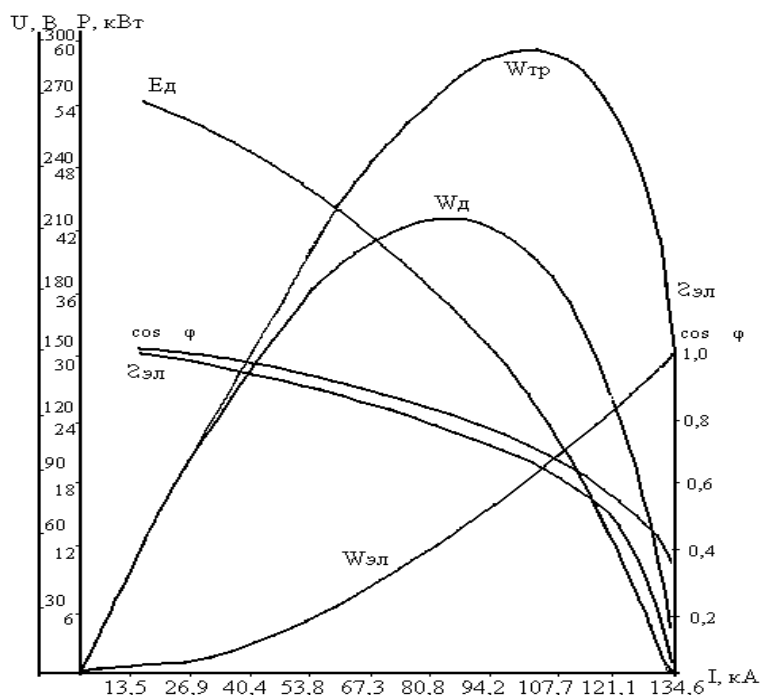


Рисунок 2.2 - Графік змін електричних характеристик пічного трансформатора потужністю 45 кВА.

З побудованого графіка, наведеного на рисунку 2.2 видно, що для ДСП-50 корисна потужність максимальна при силі струму 94209 А, потужність з мережі при цьому 42128 кВт, а втрати потужності складають 16 537 кВт.

Крива корисної потужності має точку перегину. Це означає, що одне і теж значення потужності, що виділяється всередині печі, може бути досягнуто при двох різних значеннях сили струму.

При силі струму 81 кА, показники більш вигідні: $\cos \varphi = 0,82$, $\eta_{эл} = 0,78$, втрата потужності $W_{ев,р} = 12150$ кВт. Для $I = 107$ кА, корисна потужність 36619 кВт, буде отримана при $\cos \varphi = 0,65$, а $\eta_{эл} = 0,63$, втрати потужності 21600 кВт.

Таким чином, видно, що працювати необхідно за режимом, який визначається лівою гілкою кривої.

2.3 Визначення основних параметрів печі

Основні розміри печі визначаються номінальною вагою плавки P [5,6]:

$$V_B = V_1 + V_2 + V_3 = 7,0 + 1,03 + 1,05 = 9,08 \text{ м}^3, \quad (2.1)$$

де: V_1, V_2 – об'єм відповідно металу і шлаку м^3 :

$$V_1 = P \cdot \alpha_1 = 50 \cdot 0,14 = 7,0 \text{ м}^3, \quad (2.2)$$

$$V_2 = \frac{\beta}{100} \cdot \frac{P}{\gamma} = \frac{7}{100} \cdot \frac{50}{3,14} = 1,03 \text{ м}^3, \quad (2.3)$$

де α_1 - питомий об'єм рідкого металу, $\text{м}^3/\text{т}$;

β - кількість шлаку, від кількості металу %, коливається від 4 до 10, приймаємо в розрахунок 7 %;

γ - щільність шлаку, $\text{т}/\text{м}^3$, вимірюється в межах $\gamma = 2,8 \dots 3,6$, приймаємо $\gamma = 3,14 \text{ т}/\text{м}^3$;

V_3 - додатковий обсяг на перевантаження печі і кипіння металу, м^3 ;

δ - додатковий обсяг печі, що залежить від місткості печі (чим більший об'єм, тим менше додатковий обсяг), при $P > 50$, $\delta = 10 \dots 20$ %, при $P = 50 \text{ т}$, приймаємо $\delta = 15$ %.

Розрахунковий обсяг ванни:

$$V_p = V_1 + V_2, \quad (2.4)$$

де V_1 - обсяг усіченого конуса до рівня порога робочого вікна, м^3 ;

V_2 - обсяг кульової частини ванни, м^3 .

Таким чином

$$V_p = \frac{\pi \cdot H_1}{12} \cdot (D_1^2 + D_3^2 + D_1 \cdot D_3) + \frac{\pi \cdot H_2}{L} \cdot (0,75 \cdot D_3 + H_2^2), \quad (2.5)$$

де H_1 і H_2 - глибина відповідно конічної і сферичної частини ванни, м.

Для спрощення розрахунку, в основу береться, один з параметрів і через нього виражаються інші. Задаємося відношення рівня порога робочого вікна або діаметром дзеркала ванни D_1 до глибини ванни H :

$$M = \frac{D_1}{H} \quad (2.6)$$

Значення величини M в залежності від місткості печі коливається від 4,0 до 6,5 і може бути прийнята при $P \geq 50$ т $M = 5,1 \dots 6,5$, Приймаються $M = 5,5$.

Зі збільшенням діаметра дзеркала ванни зменшується теплова напруженість стін і зростає термін служби футерівки, збільшується обсяг плавильного простору, що дозволяє використовувати легковажну шихту. Проте зі збільшенням дзеркала ванни печі ростуть теплові втрати через кожух печі.

Виразивши глибину конічної і сферичної частини ванни, і діаметр її сферичної частини через глибину ванни, можна визначити розрахунковий обсяг ванни:

$$V_P = V_1 + V_2 = H^3 \cdot (0,705 \cdot M^2 - 1,255 \cdot M + 0,742) \quad (2.7)$$

Вираз в дужках (розрахунковий коефіцієнт) позначаємо α^1 , тоді

$$V_P = H^3 \cdot \alpha^1 \quad (2.8)$$

Значення α^1 розраховується в залежності від прийнятого значення M і коливається від 8 для малих печей і до 24 - для понад великих.

Для $M = 5,5$:

$$\alpha^1 = 0,705 \cdot 5,5^2 - 1,255 \cdot 5,5 + 0,742 = 15,17 \quad (2.9)$$

Нормальні умови роботи печі забезпечується при $V_B = V_P$:

$$H = \sqrt[3]{\frac{V_B}{\alpha^1}} = \sqrt[3]{\frac{9,08}{15,17}} = 0,85 \text{ м} \quad (2.10)$$

З конструктивних міркувань приймаємо:

$$H_1 = 0,8 \cdot H = 0,8 \cdot 0,85 = 0,68 \text{ м}, \quad (2.11)$$

$$H_2 = 0,2 \cdot H = 0,2 \cdot 0,85 = 0,17 \text{ м.} \quad (2.12)$$

Глибина укосів над рівнем порогу робочого вікна H_3 , приймається $H_3 = 0,15$ м.

Діаметр дзеркала ванни:

$$D_1 = M \cdot H = 5,5 \cdot 0,85 = 4,675 \text{ м} \quad (2.13)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення укосів і стін:

$$D = D_1 + 2 \cdot H_3 = 4,675 + 2 \cdot 0,15 = 4,975 \text{ м} \quad (2.14)$$

Діаметр сферичної частини ванни:

$$D_3 = H \cdot (M - 1,6) = 0,85 \cdot (5,5 - 1,6) = 3,315 \text{ м} \quad (2.15)$$

Товщина футерівки подини H_4 , приймається рівною глибині ванни на печах місткістю 25 т і більше, передбачається установка пристрою для електромагнітного перемішування металу в печі. У цьому випадку товщина подини зменшується на 15...30 %:

$$H_4 = 0,85 \cdot H = 0,85 \cdot 0,85 = 0,725 \text{ м} \quad (2.16)$$

У діючих електропечах висота плавильного простору приймається:

$$H_n = 2,1 \dots 2,2 \cdot H = 2,1 \cdot 0,85 = 1,785 \text{ м} \quad (2.17)$$

Висота підйому склепіння стріли H_5 вимірюється в межах $(0,08 \dots 0,10) \cdot D_1$:

$$H_5 = 0,09 \cdot D_1 = 0,09 \cdot 4,675 = 0,420 \text{ м} \quad (2.18)$$

Висота робочого простору від рівня порога робочого вікна, до найвищої частини склепіння:

$$L = K + H_5 = 1,785 + 0,420 = 2,205 \text{ м} \quad (2.19)$$

Ширина робочого вікна A приймається від 0,32 м дна дзеркала ванни для малих і до 0,25 для великих печей:

$$A = 0,25 \cdot D_1 = 0,25 \cdot 4,675 = 1,215 \text{ м} \quad (2.20)$$

Висота робочого вікна коливається в межах від 0,62 м до до 0,7 м його ширини:

$$B = 0,6 \cdot A = 0,6 \cdot 1,215 = 0,73 \text{ м} \quad (2.21)$$

Внутрішній діаметр кожух печі:

$$D_4 = D + 2\delta^1 = 4,675 + 2 \cdot (0,075 + 0,460) = 6,045 \text{ м}, \quad (2.22)$$

де δ_1 - мінімальна товщина теплоізоляційного шару і вогнетривкого шару футерівки, що залежить від садки печі δ_1 приймаємо рівною $1/200 \cdot D_4$:

$$\delta_2 = \frac{D_4}{200} = \frac{6,045}{200} = 0,03 \quad (2.23)$$

Зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5 = D_4 + 2\delta_2 = 6,045 + 2 \cdot 0,03 = 6,105 \text{ м} \quad (2.24)$$

Максимальний діаметр робочого простору печі на рівні сполучення стін і п'ят склепіння:

$$D_2 = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot 0,1 = 4,975 + 2 \cdot (1,785 - 0,150) \cdot 0,1 = 5,3 \text{ м} \quad (2.25)$$

При товщині склепіння δ_3 прийнятої в залежності від печі: $P \leq 25$ т $\delta_3 = 0,23$ м; при $P = 25 \dots 100$ т $\delta_3 = 0,3$; при $P > 100$ т $\delta_3 = 0,46$ м.

Приймаються товщину склепіння - $\delta_3 = 0,3$ м.

В даний час поширені печі з циліндричним кожухом. дозволяє збільшити кут нахилу стін печі і тим самим підвищити термін служби футерівки.

Для прискорення поточного ремонту печі, її кожух робиться з двох частин: верхньої – з'ємної і нижньої - стаціонарної.

Наявність запасної з'ємної частини протягом 2...4-х годин, дозволяє замінити зношені стіни новими.

Для визначення розмірів печі з циліндричним кожухом, значення: D ; D_1 ; D_3 ; H ; H_1 ; H_2 ; H_3 ; H_4 ; H_5 ; A ; β ; L ; δ_1 ; δ_2 ; δ_3 визначаються також як і печі з циліндричним кожухом.

Висота конічної частини кожуха печі до рівня сполучення укосів і стін приймається рівною $(0,5 \dots 0,65) \cdot K$:

$$K = 0,55 \cdot K = 0,55 \cdot 1,785 = 0,991 \text{ м} \quad (2.26)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення стін і п'ят склепіння печі з циліндричним кожухом:

$$D_2' = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot \text{tg}\beta = 4,975 + 2 \cdot (0,991 - 0,15) \cdot 0,364 = 5,59 \text{ м} \quad (2.27)$$

Значення β межах 20...25 °.

Товщина теплоізоляційного шару вогнетривкої футерівки в циліндричній частині кожуха печі приймається рівною $(0,6...0,8) \cdot \delta_1$:

$$\delta_1 = 0,7 \cdot \delta_1 = 0,7 \cdot 0,535 = 0,375 \text{ м} \quad (2.28)$$

Максимальний зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5' = D_2' + 2\delta_2' + 2\delta_2 = 5,590 + 2 \cdot 0,375 + 2 \cdot 0,03 = 6,400 \text{ м} \quad (2.29)$$

Висота нижньої циліндричної частини кожуха печі визначається конструктивно. При цьому необхідно забезпечувати надійність роботи футерівки печі і мінімальну витрату вогнетривких матеріалів.

Після визначення основних розмірів ванни і плавильного простору викреслюється розріз футерівки печі в масштабі.

3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ СТАЛІ МАРКИ 12Х13

Хімічний склад сталі 12Х13 по ТУ і прийнятий для розрахунку наведені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад сталі

Хімічний склад	Вміст елементів, %							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P
						Не більше		
За ТУ	0,09	0,00	0,00	12	0,00	0,30	0,025	0,03
	0,15	0,8	0,80	14	0,7			
Прийнятий для розрахунку	0,12	0,7	0,7	13	0,5	0,20	0,015	0,02

В якості шихтових матеріалів використовується сталевий брухт і чавун, хімічний склад яких наведено в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Хімічний склад сталевого брухту і чавуну

Шихтові матеріали	Вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	S	P
				Не більше	
Сталевий брухт	0,25	0,30	0,15	0,030	0,025
Чавун	4,3	0,45	0,60	0,040	0,30

Визначення необхідної кількості вуглецю в шихті

$$[C]_{\text{кит}} = [C]_{\text{н.предел}} + [C]_{\text{кит.}} + [C]_{\text{вуг.}} - 0,05 = 0,09 + 0,2 - 0,03 - 0,05 = 0,21\%$$

$$[C] = \frac{85 \cdot 0,25}{100} + \frac{15 \cdot 4,3}{100} = 0,857\%$$

$$[Mn] = \frac{85 \cdot 0,45}{100} + \frac{15 \cdot 4,5}{100} = 0,32\%$$

$$[Si] = \frac{85 \cdot 0,15}{100} + \frac{15 \cdot 0,6}{100} = 0,22\%$$

$$[P] = \frac{85 \cdot 0,025}{100} + \frac{15 \cdot 0,3}{100} = 0,066\%$$

$$[S] = \frac{85 \cdot 0,03}{100} + \frac{15 \cdot 0,04}{100} = 0,032\%$$

Плавка проводиться за класичною технологією і умовно розбивається на два періоди: окисний і відновний.

1. Окисний період плавки

Зміна хімічного складу металу за окислювальний період наведено в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Зміна хімічного складу металу за окислювальний період

Окислювальний період	Вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	P	S
Завалка	0,857	0,32	0,22	0,066	0,032
Вилучено	0,686	0,24	0,22	0,053	0,009
Метал кінця окисного періоду	0,171	0,08	сліди	0,013	0,023

Необхідно визначити кількість шлаку U , руди Y , вапна Z .

У шлаках окисного періоду міститься, %

CaO	FeO	SiO ₂
40-55	15-25	10-12

$$\eta = \frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 10^4$$

$$(P_2O_5)_{неп} = \frac{\Delta[P] \cdot 142}{62} = \frac{0,053 \cdot 142}{62} = 0,121 \%$$

$$(P_2O_5)_{дон} = \eta \cdot [P]^2 = 10000 \cdot 0,013^2 = 1,69 \%$$

$$U_1 = \frac{(P_2O_5)_{неп}}{(P_2O_5)_{дон}} \cdot 100 = \frac{0,121}{1,69} \cdot 100 = 7,16 \text{ кг}$$

Таблиця 3.4 – Розрахунок кількості кисню, необхідного для окислення домі-

шок

Елемент	Окисл., %	По реакції	Необхідна кількість кисню, кг	Кількість продуктів реакції, кг	Примітка
C	0,686 CO-0,514 CO ₂ -0,172	C+0,5O ₂ =CO C+O ₂ =CO ₂	$\frac{0,514 \cdot 16}{12} = 0,685$ $\frac{0,172 \cdot 32}{12} = 0,459$	$\frac{0,514 \cdot 28}{12} = 1,199$ $\frac{0,172 \cdot 44}{12} = 0,631$ $\sum = 1,83$	Переходить в газоподібну фазу
Si	0,22	Si+ O ₂ = SiO ₂	$\frac{0,22 \cdot 32}{28} = 0,251$	$\frac{0,22 \cdot 60}{28} = 0,471$	
Mn	0,24	Mn+0,5O ₂ =MnO	$\frac{0,24 \cdot 16}{55} = 0,07$	$\frac{0,24 \cdot 71}{155} = 0,31$	
P	0,053	2P+ 5/2O ₂ =P ₂ O ₅	$\frac{0,053 \cdot 80}{62} = 0,068$	$\frac{0,053 \cdot 142}{62} = 0,121$	
	$\sum P = 1,199$		$\sum O_2 = 1,533$	$\sum = 2,732$	

$$[FeO]_{ок.п} = \sum O_2 \cdot \frac{72}{16} = 1,533 \cdot \frac{72}{16} = 6,898 \text{ кг}$$

$$(FeO)_{об.шл} = \frac{U_1 \cdot (FeO)}{100} = \frac{7,16 \cdot 15}{100} = 1,074 \text{ кг}$$

$$[C] \cdot [O] = 0,0025 \div 0,0033$$

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{к.ок}} = \frac{0,0027}{0,171} = 0,0158 \text{ кг}$$

Вміст закису заліза в металі:

$$[FeO]_{мет} = \frac{[O] \cdot 72}{16} = \frac{0,016 \cdot 72}{16} = 0,072 \text{ кг}$$

У закису заліза $[Fe] = \frac{0,072 \cdot 56}{72} = 0,056 \text{ кг}$

Необхідна кількість FeO в шлаку :

$$(FeO)_{шл} = [FeO]_{ок.пр} + [FeO]_{об.шл.} + [FeO]_{мет} = 6,898 + 1,074 + 0,072 = 8,044 \text{ кг}$$

Необхідна кількість Fe₂O₃ в руді :

$$Fe_2O_3 = \frac{(FeO)_{шл} \cdot 160}{216} = \frac{8,044 \cdot 160}{216} = 5,958 \text{ кг}$$

Вміст заліза в руді :

$$5,958 \cdot \frac{56}{160} = 2,085 \text{ кг}$$

Необхідна кількість руди :

$$Y_1 = \frac{Fe_2O_3}{Fe_2O_3_{руд}} = \frac{5,958}{90} \cdot 100 = 6,62 \text{ кг,}$$

де 90 - вміст Fe₂O₃ в залізній руді, %.

Необхідна кількість вапна:

$$Z_1 = \frac{U_1(CaO)}{92} = \frac{7,16 \cdot 49}{92} = 3,502 \text{ кг,}$$

де 92 - вміст CaO у вапні, %.

За практичними даними перехід магнію в шлак з футерувальних і заправних матеріалів становить 6-12 кг/т. Приймаємо 9 кг/т або 0,9 кг на 100 кг завалювання, з них 0,6 в окислювальний і 0,3 кг у відновний періоди плавки, 50 % магнезиту скачується з шлаком після розплавлення шихти. Після цього проводиться уточнений розрахунок кількості і складу шлаку окисного періоду плавки і визначається його основність (табл. 3.5).

Основність шлаку окисного періоду зазвичай коливається від 2,0 до 3,5.

Таблиця 3.5 - Уточнений розрахунок кількості і складу шлаку окисного періоду плавки

Джерело надходження	випрага, кг	Компоненти														Всього кг
		CaO		FeO		SiO ₂		Al ₂ O ₃		MnO		MgO		P ₂ O ₅		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Метал,		-	-	-	-	-	0,471	-	-	-	0,31	-	-	-	0,121	0,902
Залізна руда	6,62	0,1	0,007	-	1,074	6,25	0,413	2,5	0,165	-	-	0,3	0,02	0,15	0,0064	1,689
Вапно	3,50	92	3,222	0,86	0,03	2,5	0,087	1,0	0,035	-	-	3,3	0,115	0,1	0,003	3,492
Магнезит	0,3	3,5	0,01	2,7	0,01	3,45	0,01	0,1	0,0003	-	-	90,25	0,2708	-	-	0,3001
Всього, кг			3,239		1,114		0,981		0,2	-	0,31		0,405		0,134	6,383
Всього, %		50,74		17,45		15,37		3,13		4,86		6,34		2,11		100

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)} = \frac{3,239}{0,981} = 3,3$$

Вихід металу першого періоду :

$$X_1 = 100 + [FeO]_{ок.пр.} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{yz} - Fe_{руд}$$

$$X_1 = 100 + 6,898 - 1,533 - 1,199 + 0,056 - 2,0 - 2,085 = 100,137 \text{ кг.}$$

Втрати при скачуванні шлаку з практичних даними складають 0,2-0,3 %.

$$100,137 \cdot 0,2/100 = 0,2 \text{ кг.}$$

Матеріальний баланс окисного періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Сталевого брухту	85,000	Металу	99,937
Чавуну	15,000	Шлаку	6,383
Залізної руди	6,62	Угару	2,000
Вапна	3,502	Газів	1,83
Магнезиту	0,300	Втрати при скачуванні	0,2
Разом	110,422	Разом	110,35

$$\text{нев'язка: } \frac{110,35 - 110,422}{110,422} \cdot 100 = 0,06\%$$

2. Відновлювальний період плавки

У відновний період плавки проводиться визначення необхідної кількості розкислювачів і легуючих добавок.

Позначимо через X_2 вихід придатного металу відновного періоду плавки.

$$X_2 = X_1 + P_{\text{FeMn}} + P_{\text{FeSi}} + P_{\text{FeCr}} + P_{\text{Ni}}, \text{ кг}$$

де

X_1 - вихід металу першого періоду

P_{FeMn} - вага феромарганцю

P_{FeSi} - вага феросиліцію

P_{FeCr} - вага ферохрому

P_{Ni} - вага металізованого нікелю

$$P_{\text{FeSi}} = \frac{X_2 [Si]_{\text{зм}} - X_1 [Si]_{\text{к.ок.}}}{[Si]_{\text{FeSi}}} = \frac{X_2 \cdot 0,1}{78} = 0,0012 X_2$$

$$P_{\text{FeMn}} = \frac{X_2 [Mn]_{\text{зм}} - X_1 [Mn]_{\text{к.ок.}}}{[Mn]_{\text{FeMn}}} = \frac{X_2 \cdot 0,1 - 100,137 \cdot 0,08}{88} = 0,0011 X_2 - 0,091$$

$$P_{\text{FeCr}} = \frac{X_2 [Cr]_{\text{зм}} - X_1 [Cr]_{\text{к.ок.}}}{[Cr]_{\text{FeCr}}} = \frac{X_2 \cdot 13}{68} = 0,1911 X_2$$

$$P_{\text{Ni}} = \frac{X_2 [Ni]_{\text{зм}} - X_1 [Ni]_{\text{к.ок.}}}{[Ni]_{\text{FeNi}}} = \frac{X_2 \cdot 0,5}{97} = 0,0051 X_2$$

де

88 - вміст марганцю в феромарганцю;

78 - вміст кремнію в феросиліціумі;

68 - вміст хрому в ферохрому;

97 - вміст нікелю в металізованому нікелі (електролітичному);

Тоді

$$X_2 = 100,137 + 0,0011 X_2 + 0,0012 X_2 - 0,091 + 0,1911 X_2 + 0,0051 X_2$$

Після перетворення отримаємо

$$X_2 = 124,823 \text{ кг.}$$

Визначення вагової кількості феросплавів:

$$P_{\text{FeSi}}=0,0012X_2=0,0012 \cdot 124,823=0,149 \text{ кг}$$

$$P_{\text{FeMn}}=0,0011X_2-0,091=0,0011 \cdot 124,823-0,091=0,046 \text{ кг}$$

$$P_{\text{FeCr}}=0,1911X_2=0,1911 \cdot 124,823=23,853 \text{ кг}$$

$$P_{\text{Ni}}=0,0051X_2=0,0051 \cdot 124,823=0,636 \text{ кг}$$

Загальна витрата розкислювачів і легуючих укладачів 24,684 кг.

Приблизний хімічний склад шлаків відновного періоду, %

CaO	CaF ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO
50-60	5-10	2-5	15-20	до 0,7

Коефіцієнт розподілу сірки в відновлювальний період плавки коливається від 25 до 40.

$$\text{Прийнято } \eta_s = (s)/[S] = 30$$

$$\text{Тоді } (s) = \eta_s [S]$$

$$(s) = 30 \cdot 0,015 = 0,45\%$$

Кількість сірки, яку необхідно видалити

$$\Delta[S]_{\text{вд}} = [S]_{\text{л}} + [S]_{\text{фен}} - [S]_{\text{п}}$$

Вміст сірки в добавках

$$S_{\text{FeSi}} = \frac{0,149 \cdot 0,02}{100} = 0,00003 \text{ кг}$$

$$S_{\text{FeMn}} = \frac{0,046 \cdot 0,003}{100} = 0,000001 \text{ кг}$$

$$S_{\text{FeCr}} = \frac{23,853 \cdot 0,03}{100} = 0,00716 \text{ кг}$$

$$S_{\text{Ni}} = \frac{0,636 \cdot 0,003}{100} = 0,0000191 \text{ кг}$$

Разом: 0,0072 кг

Тоді

$$\Delta[S]_{\text{вд}} = [S]_{\text{л}} + [S]_{\text{фен}} - [S]_{\text{п}} = 0,023 \cdot \frac{100,137}{100} + 0,0072 - 0,015 \cdot \frac{124,823}{100} = 0,0115$$

Необхідна кількість шлаку при вмісті (CaO) 55 % :

$$U_2 \frac{\Delta[S]_{\text{вд}} \cdot 100}{(s)} = \frac{0,0115 \cdot 100}{0,45} = 2,56 \text{ кг}$$

Необхідна кількість вапна в шлаку:

$$55U_2=92Z_2,$$

де 92 - вміст CaO у вапні

Задаємося складом шлакової суміші:

Вапно - 60 %

Плавииковий шпат - 15 %

Шамотний бій - 25 %

Вага плавиикового шпату:

$$P_{ш.п.} = \frac{Z_2 \cdot 15}{60} = \frac{1,53 \cdot 15}{60} = 0,3825 \text{ кг}$$

Вага шамотної бою:

$$P_{ш.м.} = \frac{Z_2 \cdot 25}{60} = \frac{1,53 \cdot 25}{60} = 0,6375 \text{ кг}$$

Уточнена кількість і склад шлаку відновного періоду плавки наведені в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 - Уточнений розрахунок кількості і складу шлаку відновного періоду плавки

Джерело надходження	Витрата ,кг	Компоненти												Всього кг
		CaO		SiO ₂		S		Al ₂ O ₃		CaF ₂		MgO		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Вапно	1,53	92	1,408	2,5	0,038	0,1	0,00153	1,0	0,0153	-	-	3,3	0,05	1,5129
Плавииковий шпат	0,383	0,4	0,00153	3,1	0,0119	0,2	0,0008	0,2	0,0008	95	0,3639	-	-	0,3789
Магнезит	0,300	3,5	0,0105	3,45	0,0104	-	-	0,1	0,0003	-	-	90,25	0,2708	0,292
Шамотну бій	0,6375	0,7	0,0045	62	0,4	-	-	35	0,223	-	-	0,3	0,0019	0,6294
Метал 1-го періоду	100,137	-	-	-	-	0,023	0,023	-	-	-	-	-	-	0,023
Шлаки 1-го періоду	0,6383	50,74-	0,324	15,37	0,098	-	-	3,13	0,02	-	-	6,34	0,04	0,482
Феросплави	24,684		-	-	-	-	0,0072	-	-	-	-	-	-	0,0072
Всього ,кг			1,7485		0,5583		0,03		0,2594		0,3639		0,3627	3,323
Всього , %		52,64		16,8		0,9		7,8		10,95		10,91		100

Основність шлаку відновного періоду плавки коливається від 2,5 до 3,5.

Основність шлаку відновного періоду:

$$B = \frac{CaO}{SiO_2} = \frac{1,7485}{0,5583} = 3,13$$

Розрахунок розкислювачів

Вноситься закису заліза:

Металом першого періоду - 0,072

Шлаком першого періоду –

$$0,10 \frac{6,383 \cdot 17,45}{100} = 0,111 \text{ кг}$$

вноситься Fe_2O_3

$$\text{вапном } \frac{1,53 \cdot 0,6}{100} = 0,0092$$

$$\text{Плави́ковим шпато́м } \frac{0,383 \cdot 0,8}{100} = 0,0031 \text{ кг}$$

$$\text{магнезитом } \frac{0,3 \cdot 2}{100} = 0,006 \text{ кг}$$

$$\text{шамотом } \frac{0,6375 \cdot 2}{100} = 0,01275 \text{ кг}$$

Перерахунок на $(\text{FeO}) = 0,03105 \cdot 1,35 = 0,0419 \text{ кг}$

$$\sum \text{FeO} = 0,072 + 0,111 + 0,0419 = 0,2249 \text{ кг}$$

Кількість FeO , яке залишається в металі і в шлаку :

$$\text{приймаємо, } [Si] \cdot [FeO]_H^2 = 6,02 \cdot 10^{-5}$$

$$\text{Склепінняси } [FeO]_H = \sqrt{\frac{6,02 \cdot 10^{-5}}{0,7}} = 0,0093$$

FeO шлаку II періоду

$$(\text{FeO})_{\text{шл}} = \frac{3,323 \cdot 0,5}{100} = 0,0166 \text{ кг}$$

Відновиться (FeO)

$$(\text{FeO})_{\text{вос}} = \sum (\text{FeO}) - [FeO]_H - (\text{FeO})_H = 0,2249 - 0,0093 - 0,0166 = 0,199$$

Витрата вуглецю для відновлення:

$$C_{\text{вос}} = \frac{0,199 \cdot 12}{72} = 0,033 \text{ кг}$$

Отримано газоподібних продуктів реакції :

$$\frac{0,033 \cdot 28}{12} = 0,077 \text{ кг}$$

Таблиця 3.7 - Перевірка хімічного складу металу

Джерела надходження	кг	Вміст елементів , %						
		C	Mn	Si	Cr	Ni	P	S
Метал 1 -го періоду	100,137	0,137	0,064	-	-	-	0,0104	0,0184
FeSi	0,149	-	-	0,116	0,0004	-	0,00745	0,00003
FeMn	0,046	0,00007	0,0405	0,00184	-	-	0,00023	0,000001
FeCr	23,853	0,00954	-	0,3578	13,56	-	0,00477	0,007156
Ni	0,636	0,00095	-	-	-	0,61	0,00025	0,000019
Переходить в шлак	-	-	-	-	-	-	-	-0,0115
Склад металу по ТУ		0,09 0,15	0,00 0,80	0,00 0,80	12 14	0,00 0,70	0,030	0,025
Прийнято для розрахунку		0,13	0,7	0,7	13	0,5	0,02	0,015
Отримано	124,821	0,1476	0,1045	0,4756	13,56	0,61	0,0231	0,01

Матеріальний баланс відновного періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Металу першого періоду	100,137	Металу другого періоду	125,02
Шлаку першого періоду	0,6383	Шлаку другого періоду	3,323
Вапна	1,53	Газів	0,077
Плавикового шпату	0,383		
Шамотного бою	0,6375		
Магнезиту	0,300		
FeSi	0,149		
FeMn	0,046		
FeCr	23,853		
Ni	0,636		
Разом	128,3098	Разом	128,42

$$\text{Нев'язка} \frac{128,42 - 128,31}{128,31} \cdot 100 = 0,0009 \%$$

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

4.1 Призначення спеціальних сталей, сфера застосування і вимоги, що пред'являються до них

Для успішного розвитку сучасної техніки, авіації, атомної енергетики, хімічної, нафтової та харчової промисловості потрібна велика кількість листа, труб, лопатки парових турбін, клапани, болти і т. д., які за умовами експлуатації обладнання часто повинні комплексно володіти високим рівнем таких властивостей, як корозійна стійкість в атмосфері повітря, перегрітої пари, в слабокислих і лужних розчинах, міцність, зносостійкість, втомна міцність, жароміцність.

Корозійностійка (нержавіюча) сталь відрізняється стійкістю проти електрохімічної корозії (атмосферної, ґрунтової, лужної, кислотної, сольовий, морської).

Нержавіюча сталь застосовується для виготовлення валів, дисків, лопаток компресорів і газових турбін, робочих коліс перекачувальних насосів, кріплення, болти і труби.

Таблиця 4.1 – Механічні властивості і термічна обробка сталі марки 12Х13

Напів-фабрикат	Режим технічної обробки	механічні властивості					
		σ_b	σ_m	δ	φ	а _н , Мн/м(кГ·м/см ²)	НВ
		Мн/м ² (кГ/мм ²)		%			
Лист	Випал при 740-780 С	392(40)	-	20	-	-	-
Пруток	Випал	441(45)	245(25)	25	60	-	122-187
Поковка	Загартування при 1000-1050 С в маслі або на повітрі і відпуск 700-790 С масло, повітря	558(60)	412(42)	20	60	0,88(9)	170-207
Пруток поковка							

Вироби з нержавіючої сталі призначені для роботи в агресивних середовищах при звичайних або високих температурах, тому основною вимогою, що пред'являються до нержавіючої сталі, є корозійна стійкість (здатність протистояти впливу агресивного середовища при звичайній температурі), а також жаростійкість (опір впливу газового середовища або пара високих температур). Жаростійкий сталь, як правило, повинна бути і жароміцної, тобто протистояти при високій температурі в течії проміжку часу руйнування і повзучості.

4.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі

Головний вплив, який чинять легуючі елементи на сталь, полягає в значному підвищенні її корозійної стійкості, механічних властивостей, головним чином межі міцності, межі текучості, твердості і в ряді випадків відносного звуження і ударної в'язкості. Особливо сприятливі результати виходять при легуванні сталі двома, трьома, а іноді великим числом легуючих елементів.

Як легуючі в нержавіючих сталях застосовують хром, нікель, марганець, кремній.

Легуючі елементи вводять в сталь у вигляді сплавів з залізом (наприклад, ферохром, феромарганець, феросиліцій) або з залізом і іншим яким-небудь елементом (наприклад, феросилікохром), або у вигляді одного елемента (нікель, металевий хром, металевий марганець).

Ферохром. Хром - основний легуючий елемент для отримання сталі з особливими хімічними властивостями. Тому ферохром при виплавці нержавіючих сталей є однією з головних легуючих добавок. У ряді випадків застосовують металевий хром. В якості легуючої присадки і в якості розкислювача нерідко застосовують феросилікохром.

Феромарганець, або металевий марганець, присаджують в період плавлення або рафінування. При виплавці хромонікелевої нержавіючої сталі феромарганець вживають в невеликих кількостях і головним чином маловуглецевий.

Феросиліцій. Кремній в кількості до 0,2-0,3 % залишається в сталі після розкислення і вважається постійною домішкою, понад 0,3-0,7 % він є вже легуючим елементом. Феросиліцій для легування металу кремнієм вводять за 10-20 хв. до випуску. При виплавці нержавіючої сталі для легування металу застосовують тільки 75 %-ий феросиліцій.

Силікокальцій застосовують у вигляді порошку для розкислення шлаку протягом усього періоду рафінування. Кусковий силікокальцій фракції не більше 50 мм дозволяється присаджувати в шлак при виплавці нержавіючих сталей з підвищеним кремнієм і в ківш під струмінь металу при виплавці сталей різного призначення.

Алюміній для остаточного розкислення вводять в метал за 2-3 хв до випуску. Шматки алюмінію на шомполі занурюють якомога глибше в метал і витримують там в спокійному стані до повного розчинення.

Розкислення сталі алюмінієм можна виробляти і в ковші. У цьому випадку шматки алюмінію з отворами по центру насаджують на шомполи діаметром 25 мм; шомполи з алюмінієм до випуску плавки закріплюють на борту так, щоб нижній шматок був на відстані не більше 0,5 м від дна ковша. Алюміній застосовують для остаточного розкислення металу майже всіх марок, крім легованих титаном. Для розкислення сталей зазвичай застосовують алюміній, що містить до 8 % домішок, а для легування - алюміній, що містить не менше 98 % Al.

Мідь підвищує пластичність сталі в холодному стані, опірність сталі атмосферній корозії. При 0,3 % міді в сталі утворюються ділянки сплаву з низькою температурою плавлення. Цей сплав відкладається по межах зерен і викликають червоноламкість металу при куванні і прокатці.

Сірка викликає червоноламкість сталі, знижує механічні властивості, збільшує схильність до іржавіння і стирання, знижує здатність сталі до глибокої витяжки (штампуванню).

Фосфор викликає холодноламкість сталі, але також підвищує корозійну стійкість сталі.

4.3 Огляд існуючих способів виробництва сталі марки 12X13

В даний час нержавіючу сталь марки 12X13 виплавляють головним чином в електродугових печах з основною футеровкою.

При виплавці в дугових печах використовують різні методи:

4.3.1 Виплавка нержавіючої сталі методом повного окислення

Початковий технологічний процес виплавки сталі 12X13 був аналогічний процесу плавок інших легованих марок сталей. Він передбачав проведення повного окислення домішок і рафінування ванни під білим шлаком. Основні положення цієї технології були розроблені в довоєнний час для плавки сталі в невеликих печах (5 - 6 т). Шихту складали з чистого вуглецевого брухту, нікелю та передільного чавуну з розрахунку отримання в першій пробі 0,7 - 0,8 % C, 0,6-0,7% Mn і 13,0-14,0 % Ni. Окислювальний період проводили до отримання в металі не більше 0,04-0,05 %, після чого шлак начисто скачували. Вміст марганцю в процесі кипіння ванни

підтримувалося не менше 0,20% систематичними присадками феромарганцю. Загальна тривалість окисного періоду становила близько 2 г. Після скачування шлаку давали металевий марганець, сухий річковий пісок для утворення під електродами тонкої плівки шлаку для запобігання металу від науглецювання, а потім вапно і плавиковий шпат. Через 8-10 хв від включення печі давали близько 1 кг/т А1, після 30-40 хв ріднорухливий шлак розкислення 75%-ним феросиліцієм до отримання готового металу. Кокс в період рафінування безвуглецевим ферохромом марки ФХ 005 в кілька прийомів в добре нагрітий метал. Розплавлення ферохрому тривало 1,5-2 г. Після розплавлення ферохрому продовжували розкислення ванни меленим феросиліцієм до отримання світлого шлаку, що розсипається в порошок.

Основним недоліком цього методу була необхідність сильного нагріву металу перед присадкою ферохрому, а потім тривале плавлення його і знову нагрівання ванни до необхідної при випуску температури. Це присклепінняло до сильного зносу футеровки печі і особливо склепіння, який у той час викладався тільки з диасової цегли і на плавці сильно оплавлятися.

Оплавлення склепіння позначалося на шлаках, вони ставали кислими, що вимагало великих присадок вапна. Утворювалося велика кількість шлаку, що в свою чергу затягувало розплавлення ферохрому і нормальний хід рафінування.

Надмірно велика кількість вапна сприяло поглинанню металом водню. У результаті сталь виходила насиченою газом, злитки були свіщеватими і не завжди могли бути придатними для подальшого переділу. Були випадки, коли на плавці відбувалося проїдання металом подину або укосів і піч аварійно виходила з ладу. Внаслідок цих недоліків виплавка сталі 12Х13 (з 1962 г 12Х13 по ГОСТу 5632-61) з повним окисленням не знайшла широкого розповсюдження.

4.3.2 Виплавка нержавіючої сталі методом часткового окислення

Бажання уникнути тривалого періоду окислення призвело до розробки методу часткового окислення. Суть методу полягає у виготовленні низьковуглецевого м'якого заліза в самій електропечі в процесі плавки. Для цього в якості шихти використовували низьковуглецеве залізо, що містить 0,10-0,15 % С.

Завалку починали із завантаженням на подину вапна (1,5-2 % від маси шихти), поверх якої завалювали нікель і шихтове вуглецеве залізо.

За 15-20 хв. до повного розплавлення давали порцію залізної руди (1,5-2% від маси шихти) і відбирали пробу металу на вуглець. Після повного розплавлення давали ще одну-дві порції руди залежно від вмісту вуглецю. По досягненні вмісту 0,03-0,04 % С окислювальний шлак скачували начисто. Далі плавку вели під глиноземистим або вапняним шлаком. Вибір характеру шлаку залежав від вмісту сірки у вихідній шихті і від вимог до вмісту сірки в готовій сталі. Метал розкислюють 75 % - ним феросиліцієм через 25-30 хв від початку рафінування. У добре нагрітий і розкислення метал давали підігрітий до 800-900 °С ферохром марки ФХ005 в два-три прийоми. Через 1-1,5 год від кінця подавання ферохрому при досягненні потрібної температури скачували близько 75 % шлаку. Середня тривалість плавки становила 6 годин.

Метод часткового окислення давав можливість отримувати нержавіючу сталь в 95 % всіх плавок з вмістом вуглецю в готовому металі не вище 0,12 %. Метал виходив цілком задовільної якості. Угар хрому був мінімальним і становив всього 2-4 %.

Протягом приблизно двох років метод часткового окислення був основним методом виробництва нержавіючої сталі. Були виконані сотні плавок. Спочатку метод не зазнавав змін і освоювався таким, яким він був розроблений при проведенні досвідчених плавок. Через деякий час в викладену вище технологію внесені були зміни: 1) велика частина м'якого заліза була замінена відходами хромонікелевих сталей з низьким вмістом вуглецю; 2) маса плавки була підвищена; 3) після скачування окисного шлаку в метал додавали 10-12% нагрітих відходів сталі 12Х13 для економії легуючих матеріалів.

4.3.3 Виплавка нержавіючої сталі методом сплавлення

Метод сплавлення був розроблений в 1947-1948 рр.. Він був одним з варіантів, що дозволяють виплавляти нержавіючу сталь у великих 30-т електропечах. Головною відмінністю його було те, що в якості основного шихтового матеріалу використовували попередньо виплавлене в електропечах і прокатане на блюми м'яке залізо, що містить не більше 0,05% С; 0,010 % Р і 0,020 % S.

При організації виплавки нержавіючої сталі методом сплавлення були випробувані три варіанти завалювання і розплавлення. Перехід від одного варіанту до іншого обумовлювався величиною одержуваних по розплавленню вмістів вуглецю.

У першому варіанті розташування матеріалів було наступне: на подину печі давали вапно і плавиковий шпат, потім в центр печі завалювали мульдою нікель і м'яке залізо; по укосам укладали ферохром марки ФХ006. У першій же плавці вміст вуглецю по розплавленні всієї шихти виявилось 0,19 % при розрахунковому 0,07 %. Зростання вмісту вуглецю можна пояснити навуглецевим впливом електродів, якість яких у той час було ще низькою.

Для усунення цього явища було вирішено дати у завалку хромисту руду, а під час плавлення присаджувати невеликими порціями залізну руду. Завалку в цьому варіанті розташовували так: на подину давали 400-500 кг вапна, 200 - 250 кг плавикового шпату і 100 кг кварцового піску. Потім завалювали нікель, а на нього 400 кг хромистої руди. Далі укладали блями м'якого заліза і по укосах печі ферохром. Під час розплавлення в колодязі, що утворилися під електродами, давали порціями по 7-15 кг залізну руду в кількості 600-700 кг на плавку. У плавках, виплавлених за цим методом, вміст вуглецю по розплавленню вийшло 0,11-0,12 %. Цей вміст вуглецю вдавалося втримати до випуску металу з печі. Проте в ході плавок було встановлено, що хромиста руда грає незначну роль в окисленні вуглецю ванни і зберіганні в ній хрому.

Перехід хромистої руди в шлак по розплавленню ванни приводив до високого вмісту оксидів хрому в ньому, що сильно ускладнювало ведення плавки. Тому надалі був застосований третій варіант, який у цьому, що і в завалку, і в період розплавлення давали залізну руду.

Порядок завалювання шихтових матеріалів був наступний: на подину давали 400 кг вапна, 200 кг плавикового шпату, 100 кг кварцового піску. Потім завалювали весь нікель, поверх якого завантажували 4-5 т м'якого заліза. Далі присаджували залізну руду в кількості 1500 кг під кожен електрод по одній мульді. Поверх руди завантажували решту м'якого заліза, а по укосах укладали ферохром марки ФХ004.

Цей метод забезпечив отримання сталі з вмістом вуглецю до 0,12 % в 89 % плавок. Зважаючи на те що в завалку і під час плавлення давали залізну руду, зна-

чно підвищився угар хрому, який коливався в межах 15 - 20 %, а на деяких плавках доходив до 24%. Розкислення шлаку меленим феросиліцієм дещо зменшувало угар, але все ж він залишався високим. Це є однією з причин того, що від методу сплавлення перейшли до іншого, більш економічному.

Таким чином, метод сплавлення по третьому варіанту на певному етапі освоєння виплавки нержавіючої сталі дозволив отримати метал з необхідним вмістом вуглецю і задовільної якості. Середня тривалість плавки - 6 год 40 хв.

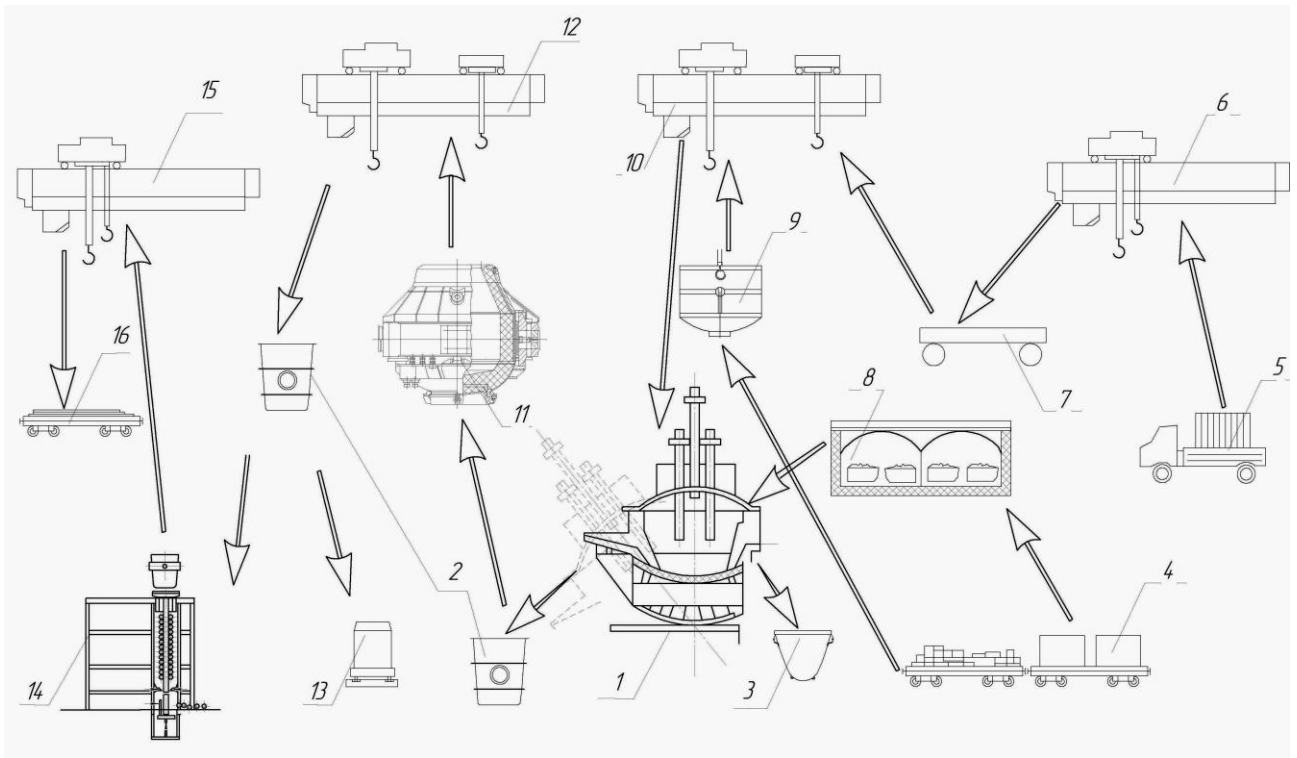
4.3.4 Виплавка нержавіючої сталі методом змішування

Сутність цього методу полягає в тому, що в одній електропечі виплавляють м'яке залізо з нікелем, а в іншій сплавають відходи нержавіючої сталі 12Х13 або при їх відсутності м'яке залізо з ферохромом. Потім обидві плавки змішують в одному ковші.

Технологія цього методу була розроблена і здійснена на уральському заводі. Електропечі, що виплавляють рівні частини плавки, були умовно названі А і Б. У печі А виплавляли хромисту частину плавки, а в печі Б нікелеву. Розрахунок шихти виробляли таким чином, щоб ферохром і нікель, що завантажуються в різні печі, забезпечили необхідний склад металу після змішання. При розрахунку враховували угар хрому 5 %, титану 50 %; засвоюваність нікелю брали 97 %. Завалка в печах А і Б становила 14-15 т. Після доведення шлаку метал розкислюють порошком 75 %-ного феросиліцію до спокійної проби в стаканчику. Далі брали проби на хімічний аналіз і виробляли ретельне відповідне коригування.

При збігу фактичних вмістів елементів з розрахунковими плавку підготовляли до випуску. Першою випускали в ківш плавку з печі А, а на неї плавку з печі Б. Такий порядок випуску плавки гарантував належне змішування металу та його однорідність. Слід зазначити, що в період освоєння цієї технології були труднощі з забезпеченням в готовому металі необхідного вмісту вуглецю.

Проаналізувавши відомі способи виплавки нержавіючої сталі марки 12Х13, відзначимо, що кожний з розглянутих способів має як переваги, так і недоліки. Тому доцільно проводити виплавку нержавіючої сталі марки 12Х13 в електродуговій печі методом часткового окислення (рис. 4.1). Цей спосіб добре зарекомендував себе, як простий в організації технології виробництва даної марки сталі і, порівняно, дешевий.



1 - дугова піч; 2 - ківш; 3 - шлакова чаша; 4 - залізничні платформи; 5 - вантажний автомобіль; 6 - кран; 7 - передатний візок; 8 - нагрівальна піч; 9 - пічна баддя; 10 - завалочний кран; 11 - установка ГКР; 12 - розливальний кран; 13 - виливниця; 14 - МБЛЗ; 15 - відвантажувальний кран; 16 - залізнична платформа відвантажувальна

Рисунок 4.1 – Апаратурно-технологічна схема виробництва сталі марки 12Х13

4.4 Характеристика досягнень в області позапічної обробки сталі

4.4.1 Метод AOD

В електропечі виплавляють основу нержавіючої сталі, що містить задану кількість хрому і нікелю, з використанням недорогих, високовуглецевих феросплавів. Потім сталь разом з пічним шлаком заливають в конвертер. Футерівка конвертера виготовлена з магnezітохромітової цегли. Стійкість футерівки до 200 плавов. Фурми представляють собою конструкцію з мідною внутрішньою трубою і зовнішньою трубою з нержавіючої сталі, внутрішній діаметр фурми 12...15 мм. Початковий вміст вуглецю в сталі може бути для феритних хромистих сталей 2,0...2,5 %, а для аустенітних сталей - 1,3...1,7 %. У перші 35 хв сталь продувають сумішшю кисню і аргону в співвідношенні 3:1. Щоб уникнути перегріву металу в

конвертер дають лом - даної марки сталі, ферохром тощо. Потім протягом 9 хв сталь продувають сумішшю кисню і аргону в співвідношенні 1:1. В цей час концентрація вуглецю знижується до 0,18 %. У третьому періоді в продувному газі ще більше зменшують відношення кисню до аргону до 1:2, продувку продовжують ще 15 хв. За цей час вміст вуглецю знижується до 0,035 %. Температура підвищується до 1720 °С. Наприкінці продувки дають вапно і феросиліцій для відновлення хрому з шлаку. Після відновлення шлак, що містить 1 % Cr_2O_3 , скачується і після наведення нового шлаку проводять остаточну продувку аргонном. При цьому в шлак переходить сірка, її вміст у металі знижується до 0,010 %.

В результаті процесу AOD отримують високоякісну нержавіючу сталь з низьким вмістом вуглецю, сірки, азоту, кисню, сульфідних і оксидних неметалічних включень, з високими механічними властивостями. Для підвищення економічності процесу аргон частково замінюють азотом. Середня тривалість продувки становить 60...120 хв, витрата аргону становить 10...23 м³/т, кисню 23 м³/т. Ступінь вилучення хрому становить 98 %.

4.4.2 Метод VOD

Цей метод вакуумно-кисневого зневуглецювання з продувкою аргонном. В основі методу лежить здійснення реакції $[\text{C}] + [\text{O}] = \text{CO}$, рівновага якої в вакуумі зрушується в праву сторону. Чим нижче парціальний тиск CO, тим нижче повинна бути залишкова концентрація вуглецю в сталі. При цьому створюються сприятливі умови для відновлення оксиду хрому вуглецем, що дозволяє проводити процес зневуглецювання без помітних втрат хрому зі шлаком. Корозійностійких сталь виплавляють в електропечі з досить високим вмістом вуглецю (0,3...0,5 %); сталь випускають у спеціальний ківш з хромомагnezитовою футерівкою, що мають в днищі фурму для подачі аргону. Ківш встановлюють у вакуумну камеру, відкачують повітря і починають продувку киснем зверху через водоохолоджуючу фурму, яку вводять в камеру через кришку. Одночасно проводиться продування аргонном через дно ковша.

Після закінчення продувки проводять присадку розкислювачів і легуючих для коригування складу. Витрата аргону в цьому способі значно нижче, ніж у AOD (всього 0,2 м³/т). Отримана сталь містить дуже низькі концентрації вуглецю (0,01

%) при низькому вмісті азоту. Окислення хрому незначне. Для видалення сірки в ківш завантажують вапно, що дозволяє після розкислення і короткочасного перемішування аргонном знизити концентрацію сірки в металі до необхідних меж. У порівнянні з процесом AOD цей метод більш складний і застосовується для виробництва сталей відповідального призначення з низьким вмістом вуглецю.

До переваг того чи іншого процесу слід віднести економію дорогого низьковуглецевого ферохрому, який зазвичай використовувався при отриманні нержавіючої сталі в дугових печах, а також досягнення низького вмісту вуглецю без значних втрат хрому.

4.4.3 Спосіб ASV

Цей спосіб вперше був застосований у Франції, він подібний до VOD з тією лише різницею, що для продувки розплаву застосовується зношуються фурма, яка занурюється на 200 мм, $[C]_{\text{поч}} = 0,4 \%$; $t = 1640 \text{ }^\circ\text{C}$.

Ківш хромомagneзитових заповнюється не повністю, а приблизно на 1...1,5 м від верху. В ковші розташовується вставка для продувки аргонном. Час процесу - 120 хвилин.

Режим дуття:

- герметизація;
- продування;
- відновлення хрому;
- десульфурація - вдувають порошки $\text{CaO} + \text{Al}$; $\text{CaO} + \text{CaSi}$.

Дуже малий вміст $[S]$ і $[Pb]$

4.4.4 Спосіб BOF-RH-OB

Застосовується в Японії для виробництва феритних сталей. Сталь виходить з передільного чавуну і високовуглецевого ферохрому. Процес заснований на двохстадійній продувці розплаву в конвертері з наступним вакуумуванням. Чавун піддають десульфурації, потім заливають в конвертер.

I стадія: дефосфорація і значне зневуглецювання. Метал продувають до повного зникнення полум'я, після чого метал без шлаку зливають в ківш, таким чином, відокремлюючи шлак від сталі. Сталь знову заливають в конвертер, додаючи ФГ вуглець з підвищеним вмістом $[Si]$. Знову продувають до $[C]_{\text{н.м.}} = 0,24 \%$, коли хром ще не горить.

II стадія: метал переливають в ківш, дегазуються циркуляційним методом, одночасно продуваючи киснем в вакууматорі: час – 45 хв, [C] до 0,02 %. Потім коректують хімічний склад і розкислюють метал. Засвоєння хрому становить 98...99 %.

4.4.5 Процес CLV

Сталь продувається в конвертері сумішшю кисню і водяної пари через фурми в днищі конвертера. Для захисту фурм від швидкого зносу застосовують мазут і аміак. Перегрітий пар розкладається на кисень і водень, знижуючи тим самим температуру металу. Додатковий кисень і водень-розріджувач знижують парціальний тиск монооксиду вуглецю. Також додається трохи аргону.

Шихта: дешева вуглецева;

- хромовий чавун (вміст хрому ~ 25 %);
- ФН80, можна з підвищеним вмістом кремнію;
- ФНС з підвищеним вмістом вуглецю;
- металевий лом нержавіючих і вуглецевих сталей.

Плавка відбувається в дуговій печі, потім переливається в конвертер.

Процес рафінування відбувається в конвертері:

- продування;
- відновлення хрому та марганцю з шлаку;
- видалення водню: [H] = 0,0005...0,00075 %.

Продування ведеться в три стадії з підвищенням вмісту пари в суміші в міру зниження вмісту вуглецю. Дають вапно, якщо багато кремнію. Потім припиняють подачу кисню, і додають ФС і вапно, і продувають парою.

Для видалення водню ведуть продувку аргоном. Витрати становлять:

- кисню: 9,4...17 м³/т;
- водяної пари: 17,3...25,3 м³/т;
- аргону: 2,3...3,7 м³/т;

Футерівка доломітова, витримує 84...97 плавки.

Переваги процесу CLV:

- засвоєння хрому – 98 %, марганцю – 80...99 %;
- низька вартість шихти в порівнянні з AOD і VOD;

- універсальність в підборі шихти;
- низька вартість водяної пари;
- малі капіталовкладення;
- висока стабільність футерівки;
- низький вміст вуглецю;
- низький вміст свинцю.

Недоліки процесу:

- пар потрібен сильно перегрівати;
- відносно великий вміст водню в сталі.

Кожух ковша вгорі та його днище зроблені з вуглецевої сталі. Ківш заповнюється на 55 % ємності. Фурма з робочою частиною 1626 мм і зовнішнім діаметром 178 мм. Фурма виконується у вигляді спіралі з 5 трубок діаметром 16 мм з вогнетривкої маси.

Кисень розподіляється рівномірно. Установа працює з двома дуговими печами. [C] до продувки становить 0,4...0,6 %. В печі сплав не продувається, якщо [Si]_{н.б.} 0,30 %, тому що буде багато кислого шлаку. Ківш безперервно зважується. Втрати коливаються в залежності від кінцевого [C] і складають:

- 0,6 % при [C] = 0,10...0,12 %;
- 0,75% при [C] = 0,05...0,07 %;
- 1,1% при [C] = 0,025 %.

Фурма занурюється на 150 мм. Знос складає 2,5 мм/хв. Тиск у камері 30...40 мм рт. ст., а в кінці процесу - 1мм рт. ст., після продувки систему розгерметизовують і везуть на дозування додаткових матеріалів.

Температура початку процесу = 1595...1620 °С.

Температура кінця процесу = 1700...1730 °С.

Для розплавлення матеріалів, метал продувають аргоном через днище і вакуумують. Тривалість процесу складає 120...150 хв.

4.5 Вибір та обґрунтування технології доведення сталі 12X13

Відомо, що спорідненість елементів до кисню визначається величиною ізобарного потенціалу. Після розплавлення інтенсивно окислюється кремній, дещо гірше марганець і хром, блокуючи тим самим окислення вуглецю. Щоб він окис-

лився, необхідно збільшити температуру. Чим вище температура, тим інтенсивніше і повніше окислюється вуглець, тим нижче його кінцевий рівноважний вміст з заданим вмістом хрому.

Вміст хрому, рівний 18 %, може знизити вміст вуглецю до 0,07 % лише при підвищенні температури до 1900 °С. Це вже небезпечно для футерівки печі, але недостатньо для забезпечення високої якості нержавіючої сталі.

Реакція окислення вуглецю має вигляд:



Константа рівноваги цієї реакції дорівнює відношенню парціального тиску до добутку концентрацій вуглецю і кисню:

$$[C] = \frac{P_{CO}}{K_p \cdot [O]}; \quad (2.7)$$

$$K_p = \frac{P_{CO}}{[C] \cdot [O]}. \quad (2.8)$$

Знижуючи парціальний тиск монооксиду вуглецю, можна знизити рівноважний вміст вуглецю.

Це призвело до розробки ряду процесів по вакуумному зневуглицюванню металу. Однак, всі такі установки малопродуктивні, складні і ненадійні в експлуатації, особливо вакуумні системи.

Парціальний тиск можна знизити шляхом розбавлення газової суміші інертними газами, якщо продувати метал не чистим киснем, а його сумішшю, наприклад, з аргоном (табл. 4.2).

Таблиця 4.2 - Залежність парціального тиску CO від співвідношення витрати кисню до витрати аргону

Q(O ₂)/Q(Ar)	3:1	2:1	1,5:1	1:1	1:2	1:3
P _{CO} , ат	0,857	0,800	0,750	0,670	0,500	0,330

В залежності від співвідношення кисню до аргону в суміші газів для продувки, отримують відповідний тиск оксиду вуглецю у відхідних газах.

Зниження парціального тиску монооксиду вуглецю у відхідних газах дозволяє видаляти вуглець до дуже низьких меж без значного окислення хрому. На

цьому принципі розроблений процес газокисневого рафінування, що і передбачається дипломним проектом.

4.6 Вибір і опис обладнання для доведення сталі марки 12X13

Для рафінування нержавіючих сталей застосовують 60 т кисневий конвертер. Кисневий конвертер ГКР включає такі основні елементи: корпус з футерівкою, що утворюють робочий простір; опорне кільце з цапфами і системою кріплення на ньому корпусу; опорні вузли; механізм повороту.

Корпус конвертера складається з циліндричної середньої частини, концентричної горловини (у вигляді усіченого конуса) і сферичного днища.

Корпус конвертера симетричний щодо осі і футерований зсередини вогнетривкими матеріалами. Металевий кожух конвертера виготовляється зварним з листової сталі з приставним днищем.

Циліндрична частина корпусу працює в найбільш важких умовах, відчуваючи максимальні змінні навантаження, що виникають під дією сил тяжіння металу і шлаку, футерівки, власної ваги, а також від впливу ударів при завантаженні шихти.

Крім того, значна висота циліндричної частини конвертера і відмінність температурних умов по висоті, зумовлюють виникнення нерівномірного температурного поля з появою термічних напруг.

Циліндричну частину корпусу виготовляють із сталевих листів, товщиною 70 мм. В залежності від системи кріплення корпусу, до опорного кільця з його зовнішнього боку приварюють кронштейн, ребра жорсткості і інші деталі. На внутрішній стороні, вгорі і внизу - кільцеві ребра, з метою підвищення жорсткості корпусу. Ці ж ребра служать полками для кладки перших рядів футерівки.

Сферичну частину кожуха - днище - виготовляють із сталевих листів, товщиною 50 мм. Приставне днище кріпиться до кожуха за допомогою болтових, клинових з'єднань.

Конічну частину виконують змінного перерізу. Вона знаходиться у важких експлуатаційних умовах, піддаючись інтенсивному впливу різких коливань температур і ударної дії при завантаженні шихти і видаленні настилей. Її нижню частину виконують з листів, товщиною 70 мм. До неї приварюють масивну литу оболонку, до якої за допомогою болтових з'єднань кріплять литий шолом.

Опорне кільце, до якого кріпляться цапфи, на сучасних конвертерах розташоване окремо від корпусу. Це дозволяє рівномірно розвантажити корпус конвертера від дії сил тяжіння і забезпечує можливість вільних температурних і силових деформацій як корпусу, так і опорного кільця. Це гарантує надійну тривалу експлуатацію агрегату.

Опорне кільце представляє собою конструкцію коробчатого перетину, що складається з двох півкілець, з'єднаних один з одним за допомогою цапфових плит, до яких кріпляться цапфи. Цапфу запресовують в цапфову плиту, попередньо охолоджуючи її в рідкому азоті, шляхом нагрівання плити. В даний час у вітчизняній практиці на всіх нових конвертерах застосовується система кріплення корпусу в опорному кільці.

Система кріплення передбачає розташування всіх несучих елементів в порівняно низькотемпературних ділянках корпусу конвертера та кільця, які мають незначний градієнт температур по ходу кампанії конвертера. Такою ділянкою є місце переходу кожуха з циліндричної в сферичної. Ця ділянка кожуха посилена спеціальним несучим поясом, що складається з ряду горизонтальних дугоподібних бандажів, що охоплюють корпус конвертера по всьому периметру. У несучому поясі закріплено три кронштейна, розташовані під кутом 120° .

У днищі конвертера ГКР розташовані три двоканальні фурми. Вони розташовані в ряд по центру днища.

По центральному каналу може подаватися природний газ, кисень і аргон. По периферійному каналу подається аргон, природний газ - в залежності від періоду плавки. Гази подаються через сальникові ущільнення в цапфах конвертера, тому одночасно можуть подаватися два газу.

4.7 Технологія виплавки корозійностійких сталей методом газокисневого рафінування

Виробництво сталі методом газокисневого рафінування (ГКР) здійснюється дуплекс-процесом із застосуванням електропечей для виплавки напівпродукту і конвертера ГКР, де проводиться зневуглицювання високохромистого розплаву, ві-

дновлювальний процес, легування і доведення хімічного складу і температури сталі до заданих значень.

Агрегат газокисневого рафінування представляє собою конвертер донного дуття зі знімним днищем, в яке вмонтовані три фурми типу «труба в трубі». Через центральні канали фурм передбачається подача кисню, аргону, азоту і повітря. Через кільцеві щілини - природного газу, аргону, азоту.

Футерівка конвертера виконується периклазохромітовими або доломітовими вогнетривами.

Частина шихти або феросплавів у кількості до 12 % від загальної маси конвертерної завалки готується в лотках і завантажується в конвертер після 5...15 хв. продувки першого періоду або перед заливкою напівпродукту. Мінімальна маса конвертерної завалки (напівпродукт, лом і феросплави) складає 45 т. На першій плавці після холодного ремонту футерівки, шихта і феросплави в конвертер перед заливкою напівпродукту не дають.

Першою та другою плавкою після холодного ремонту футерівки конвертера призначається сталь типу 08-12Х18Н10Т (крім сталей з нормованим вмістом неметалевих включень).

Порядок виплавки сталей, контрольованих на неметалеві включення, надалі не регламентується. Дозволяється виплавка хромистих сталей після хромонікелевих за умови вмісту нікелю в напівпродукти на 0,25 % нижче межі, обумовленого в нормативній документації.

Розкислювачі рекомендується застосовувати подрібнені.

Після випуску плавки сталевар і майстер уважно оглядають футерівку і випускний отвір конвертера.

Дозволяється експлуатація конвертера при справному стані футерівки та обладнання (котла-охолоджувача, системи газоочищення, приводу конвертера, бункерного господарства, тракту подачі сипучих матеріалів, кранового господарства, системи подачі енергоносіїв, сталевоза, КВПіА).

Гарячий ремонт сталевипускного отвору (при діаметрі отвору більше 250 мм) виконують шляхом трамбування вогнетривкої маси з магнезиту, зволоженого

водним розчином рідкого скла, навколо дерев'яного шаблона, встановленого в отвір конвертера. Необхідний діаметр випускного отвору 150...250 мм.

При заметалюванні горловини утворюються настилі - «козли» періодично обриваються за допомогою спеціального пристосування, що має форму якоря, яке підвішується на гаку розливного крана. Очищену горловину, якщо необхідно, ремонтують вогнетривкою масою з магнезиту, зволоженого водним розчином рідкого скла.

Після зносу захисних кілець футерівки конвертера, орієнтовно починаючи з 20-ї плавки кампанії, проводиться заправка (магнезитом або сумішшю магнезитового і доломітового порошоків у співвідношенні 1:1) стику корпусу з днищем конвертера, підбиття горловини і сталевипускного отвору.

Витрата магнезиту або суміші становить 500...700 кг на плавку або 8...9 кг/т металу.

Після зливу напівпродукту з печі проводиться відбір проб з ковша на повний хімічний аналіз (дозволяється проводити відбір проб з ковша у відділенні ГКР). Доставлений сталевозом напівпродукт зважується на платформних вагах. Інформація по напівпродукти вводиться в ЕОМ. При необхідності готуються металодобавки, що складаються з феросплавів, легуючих і металовідходів.

Металодобавка готується в совку і зважується на 20 т вагах. Дозволяється дозована присадка феросплавів в конвертер через проміжний бункер. В цьому випадку присадка проводиться після заливки в конвертер напівпродукту.

Під час заливки напівпродукту і завантаження металодобавки на фурми подається кисень з витратою 20...30 м³/хв і природний газ – 2...3 м³/хв. Допускається заміна природного газу на аргон з витратою 3...5 м³/хв.

При доломітовій футерівці агрегату ГКР до заливки напівпродукту в конвертер дають 1000 кг вапна і 700 кг магнезиту. Дозволяється заміна вапна вапняком в співвідношенні 1:2 і магнезиту доломітом в співвідношенні 1:2.

При периклазохромітовій футерівці агрегату ГКР до заливки напівпродукту в конвертер дають 500 кг вапна або 700 кг вапняку.

При заливанні напівпродукту і при завантаженні металодобавки совком (після заливки напівпродукту) конвертер повинен бути нахилений на такий кут, щоб фурми знаходилися вище рівня металу.

Допускається завантаження металодобавки совком перед заливкою напівпродукту. В цьому випадку конвертер нахилиється на кут 50...70 градусів, металодобавка завантажується в конвертер, після чого рекомендується проводити кантування конверта для зсипання її зі стін на днище.

Після заливки напівпродукту в конвертер перед початком окислювального рафінування плавки заміряється температура розплаву. Результати виміру заносяться в плавильну карту.

Перший період окислювального рафінування здійснюється киснем з витратою 35...60 м³/хв, який подається по I трубопроводу в оболонці природного газу. Витрата газу – 3...8 м³/хв. Допускається заміна природного газу на аргон з витратою 5...10 м³/хв.

Після заливки напівпродукту встановлюються зазначені витрати кисню і природного газу і конвертер піднімають у вертикальне положення.

При периклазохромітовій футерівці конвертера в процесі продувки в агрегат для охолодження ванни вводиться вапно (порційно) в кількості не менше 2500 кг. Час присадки вапна, його остаточна кількість визначаються початковими температурами і хімічним складом напівпродукту, масою і складом металодобавки.

Дозволяється використовувати вапняк для охолодження ванни.

При доломітовій футерівці конвертера загальна кількість вапна, що дають в агрегат до віддачі розкислювачів, повинно бути (145 + 5) кг/т.

Тривалість першого періоду продувки визначається рядом факторів і розраховується за допомогою ЕОМ або вручну. У разі необхідності за 3...5 хв. до передбачуваного закінчення першого періоду проводиться повалка конвертера, відбір проб металу на вуглець і замір температури.

Дозволяється проводити додування металу для досягнення необхідної температури металу і вмісту вуглецю відповідно з витратами. При цьому швидкість підйому температури приймається рівною 12...15 °С/хв.

Дозволяється проводити перехід до другого періоду продувки без лабораторного контролю вмісту вуглецю в кінці першого періоду продувки.

Під час повалок на фурми подаються гази відповідно до приватних інструкцій з витратою 15...20 м³/хв по центральних каналах та 5...7 м³/хв - з кільцевих щілин.

У другому періоді продування здійснюється шляхом подачі на центральні канали фурм суміші кисню і аргону (азоту) з загальною витратою 35... 60 м³/хв. Співвідношення кисню і нейтрального газу змінюються по ходу продувки за програмою, обумовленою в приватних технологічних інструкціях.

На кільцеві щілини фурм на початку періоду подається природний газ 3...8 м³/хв, а потім аргон (азот) – 6...8 м³/хв. Заміщення природного газу здійснюється через 3...6 хв після початку періоду з розрахунку досягнення вмісту аргону (азоту) в дутті 55...65 % і вуглецю в розплаві 0,09...0,10 %.

Допускається подача на кільцеві щілини фурм у другому періоді окислювального рафінування аргону з витратою 6...8 м³/хв замість природного газу.

Використання азоту для продувки обговорюється приватними інструкціями.

Програма продувки другого періоду висвічується на екрані дисплея і автоматично реалізується АСУ ТП. Дозволяється оператору відповідно до рекомендацій, отриманими з дисплея, вручну встановлювати завдання по витратах кисню і аргону (азоту). Допускається установка завдань відповідно до таблиці витрат, наведених у приватних інструкціях.

Для коригування температури в другому періоді плавки дозволяється присадка шлакоутворюючих до 10 кг/т сталі, якщо протягом першого періоду не введено потрібну кількість охолоджувачів.

У відновлювальний період розплав продувається аргонем (азотом) з витратою 20...35 м³/хв по центральних каналах фурм і з витратою 5...7 м³/хв з кільцевих щілин.

При виплавці металу з нормованим вмістом сірки під час випуску на струмінь вводиться сірчаний колчедан (кристалічна сірка) на 0,035 % сірки з розрахунку з урахуванням залишкового вмісту її на рафінуванні. При необхідності коригування вмісту сірки проводиться присадка сірковмісного дроту трайб-апаратом в ківш за результатами контролю вмісту сірки в пробі металу після випуску плавки з конвертера. Перемішування металу аргонем в ковші після присадки сірки повинно бути не менше 2-х хвилин.

Легування титаном, при виплавці сталей в конвертері, який футерований периклазохромітовими вогнетривами (крім металу призначеного для подальшого

ВДП, ЕШП, а також по замовленнях на листові зливки) проводиться за такою технологією.

У відновлювальному періоді плавки після поновлення шлаку і присадки кускового алюмінію в конвертер дають феротитан (ФТи30) з розрахунку на 0,15...0,20 % титану.

Іншу частину титану у вигляді ФТи70 або металевого титану дають в ківш за прийнятою технології до випуску плавки. Після присадки в конвертер феротитану метал продувають аргоном протягом 3...5 хв, потім плавку зливають в ківш.

При легуванні і розкисненні металу в ковші дозволяється використовувати відходи титанових сплавів відомого хімічного складу в кусках товщиною не більше 100 мм, масою до 30 кг (з урахуванням вмісту алюмінію у відходах).

Метал зливається в ошлакований ківш, який не має скрапу; за 3 хвилини до випуску металу з конвертера розливний ківш заповнюється аргоном через пробку з витратою 3...5 м³/год. Аргон подається також в ківш протягом усього часу випуску і відключається через 2...3 хв після зливу плавки.

Після розкиснення, мікролегування і доводки за вмістом сірки сталь корозійностійких марок не стабілізованих титаном протягом не менше 4-х хвилин продувається аргоном через пористу пробку без оголення поверхні металу.

Злив сталі, контрольованої на неметалеві включення, проводиться в ошлаковані ковші, футеровані високоглиноземистою цеглою.

Злив сталі, не контрольованої на неметалеві включення, дозволяється проводити в ковші, футеровані шамотною цеглою.

Промивання ковшів проводиться металом, призначеним на передільну заготовку або листові злитки.

4.8 Вдосконалення технології виплавки нержавіючої сталі методом ГКР

Вивчення закономірності протікання процесів азотації сталі при ГКР з метою розробки раціональних технологічних режимів проводили на плавках в 60-т конвертері з трьома донними фурмами типу «труба в трубі» при використанні систем авто-

матичного регулювання дуттьового режиму, вимірювання температури, відбору проб металу і визначення активної концентрації кисню в сталі в процесі плавки [11].

Виплавку сталі 12X13 проводили дуплекс-процесом: отримання напівпродукту в електропечі і газокисневого рафінування сталі в конвертері.

Хімічний склад напівпродукту: 0,5...1,8 % C, $\leq 0,3$ % Si, $\leq 0,04$ % S, 0,005...0,008 % O, 0,018...0,025 % N, 11...15 % Cr, 11...13 % Ni, 1,5...2,2 % Mo.

Перед заливкою в конвертер дають тверду частину шихти (високовуглецевий ферохром ФХ800, нікель, молібденвмісні легуючі), забезпечуючи кількість легуючих в розплаві менш середньомарочного вмісту.

Окислювальне знеуглецювання проводили в два етапи. На першому етапі ванну продували киснем ($0,8...1,0 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$) в оболонці природного газу ($0,07...0,11 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$) до досягнення температури $1700...1720 \text{ }^\circ\text{C}$ і вмісту в розплаві $0,20...0,22$ % C.

За діючої технології у другому періоді знеуглецювання використовували газову суміш кисню і аргону ($0,8...0,9 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$). Закінчувався цей етап при досягненні марочного вмісту вуглецю в розплаві.

Були проведені плавки в 60-т конвертері з продувкою в другому періоді азотокисневою сумішшю при початковому вмісті азоту $0,018...0,022$ %, температурі металу $1680...1710 \text{ }^\circ\text{C}$ і активної концентрації кисню в рідкій сталі $0,018...0,025$ %.

Протягом продувки азотокисневою сумішшю провідною ланкою процесу азотації сталі є масоперенос азоту через прикордонний шар, що забезпечує його надходження в сталь.

Для відновлення оксидів хрому і десульфурації сталі в ванну давали кремністі розкислювачі і продували аргоном ($0,4...0,8 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$).

На підставі даних дослідження розробили технологію виплавки сталі методом ГКР в 60-т конвертері. Знеуглецювання напівпродукту в першому періоді проводиться киснем ($0,8...1,0 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$) в оболонці природного газу до $0,20...0,22$ % C, у другому періоді – азотокисневою сумішшю ($0,8...1,0 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$) до марочного вмісту вуглецю в сталі.

У відновлювальний період аргон подають з інтенсивністю $0,8 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв})$ протягом $5...6$ хв.

Деякі техніко-економічні показники процесу ГКР за розробленою та поточною технологією представлено в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 - Показники виробництва корозійностійкої сталі за дослідною і звичайною технологіями

Показник	Дослідна технологія	Звичайна технологія
Швидкість знеуглецювання розплаву в другому періоді продувки, %/хв	0,015	0,015
Витрата аргону, м ³ /т	6,2	11,3
Коефіцієнт використання хрому в конвертері, %	96-97	95-97
Відбраковування сортового прокату по поверхневим дефектам η	0,81	0,83

Використання в другому періоді знеуглецювання азотокисневої суміші дозволяє забезпечити отримання сталі необхідної якості, при цьому економія аргону становить до 5...6 м³/т сталі.

ВИСНОВКИ

1. Спроектовано сталеплавильний цех з випуску нержавіючих марок сталі річною продуктивністю 60000 тонн. Розрахована оснащеність цеху необхідним і допоміжним механічним обладнанням, кількість основного склало: дві електросталеплавильні печі ДСП-50, установка ГКР, два розливних крана вантажопідйомністю 100/30 тонн, два завалочних крана вантажопідйомністю 100/20 тонн, УПК, вакууматор, вертикальна МБЛЗ

2. Розроблено технологію виплавки і розливання корозійностійкої сталі марки 12Х13. Розраховані оптимальні електричні режими плавки. Визначено кількісний і якісний склад шихти на виплавку даної марки сталі. Розроблена і впроваджена технологія виробництва корозійностійкої сталі, що передбачає виплавку напівпродукту в ДСП і подальше зневуглецювання металу на установці ГКР, стабілізацію хімічного складу і температурного режиму плавки.

3. Зниження парціального тиску монооксиду вуглецю у відхідних газах дозволяє видаляти вуглець до дуже низьких меж без значного окислення хрому. На цьому принципі розроблено процес газокисневого рафінування, що й передбачається дипломним проектом

4. До основних переваг методу ГКР можна віднести:

- збільшення продуктивності;
- технологічна гнучкість процесу дозволяє використовувати як дешевий брухт, так й з 100 % відходів нержавіючих сталей;
- метод ГКР забезпечує істотне (у 1,5...2 рази) зменшення витрати дорогого аргону;
- універсальність, дозволяє виплавляти не тільки будь-які корозійностійкі сталі і сплави, включаючи особливо низьковуглецеві, але і практично всі високоякісні сталі електропічного сортаменту, в тому числі, вуглецеві, низьколеговані і леговані.

5. Проаналізовано традиційні та вдосконалено технології процесів виробництва корозійностійких сталей.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Айзатулов Р.С., Харлашин П.С. Теоретические основы сталеплавильных процессов. Москва: МИСиС, 2002. 319 с.
2. Колосов М.И. Внепечные методы обработки металла. Москва: Наука, 1978. 408с.
3. Эднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов. Москва: Metallurgizdat, 1968. 231с.
4. Белитченко А.К. Передовые технологии основа успеха. Москва: Metallurg, 1997. 204с.
5. Кудрин В.А. Metallургия стали. Москва : Metallургия, 1981. 462 с.
6. Галицкий Ю.П. Методические указания к курсовому проекту на тему: «Расчет геометрических параметров сталеплавильной печи». Запорожье: ЗИИ, 1989. 46 с.
7. Месьнин Г.А. Основы легирование стали. Москва: Metallургия, 1959. 283 с.
8. Бурдаков Д.Д., Воскобойников А.Г. Общая metallургия. Москва: Наука, 1971. 472 с.
9. Крамар А.Д. Сталеплавильное производство. Київ: Просвіта, 1957. 158 с.
10. Сергиенко С.Л., Буряковский Г.А., Казаков С.С., Садовник Ю.В., Зимин Д.В. Совершенствование технологии выплавки коррозионно-стойкой стали методом газокислородного рафинирования // Сталь. 1992. № . С. 27-30
11. Фриц Э. Технология производства коррозионностойкой стали: тенденции, разработки и новые проекты // Черные металлы. 2003. № 9. С. 69-76
12. Фриц Э., Геберт В. Достижения в кислородно-конвертерном производстве стали // Черные металлы. 2004. № 12. С. 64-76